

**МИНИСТЕРСТВО ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ И ЭКОЛОГИИ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ**

**ФЕДЕРАЛЬНОЕ АГЕНТСТВО ПО НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЮ
(РОСНЕДРА)**

**ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
«ВСЕРОССИЙСКИЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ИНСТИТУТ
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ИМ. Н.М. ФЕДОРОВСКОГО» (ФГБУ «ВИМС»)**

ВТОРАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ



**МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВАЯ БАЗА МЕТАЛЛОВ
ВЫСОКИХ ТЕХНОЛОГИЙ.
ОСВОЕНИЕ, ВОСПРОИЗВОДСТВО,
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ**

СБОРНИК ДОКЛАДОВ

7-8 декабря 2021 г.

Москва, 2021

УДК 553.04:553.493:622

В 87

В 87 Труды Второй научно-практической конференции с международным участием «Минерально-сырьевая база металлов высоких технологий. Освоение, воспроизводство, использование». М.: ФГБУ «ВИМС», 2021, 335 с. ISBN 978-5-6046868-5-0

В сборнике представлены доклады участников конференции «Минерально-сырьевая база металлов высоких технологий. Освоение, воспроизводство, использование», состоявшейся 7-8 декабря 2021 г. в ФГБУ «ВИМС». Темы конференции, по которым опубликованы доклады:

- Минерально-сырьевая база, направления использования и конъюнктура рынка металлов высоких технологий,
- Геологоразведочные проекты на металлы высоких технологий,
- Перспективы освоения природных и техногенных объектов металлов высоких технологий,
- Передовые технологии добычи и переработки сырья.

Организаторы конференции:

Министерство природных ресурсов и экологии Российской Федерации

Федеральное агентство по недропользованию (Роснедра)

Федеральное государственное бюджетное учреждение Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского (ФГБУ «ВИМС»)

Оргкомитет конференции:

Сопредседатели: Петров Е.И., Бортников Н.С.

Члены оргкомитета: Верчеба А.А., Газалеева Г.И., Галиева Ж.Н., Гладышев А.В., Гришаев С.И., Демидов И.Л., Демидов В.Л., Димухамедов Р.Р., Казанов О.В., Петров В.Л., Петров В.А., Рогожин А.А., Спиридонов И.Г., Фаррахов Е.Г., Черных А.И.

В организации конференции принимали участие

Российская академия наук

Министерство промышленности и торговли Российской Федерации

Ассоциация производителей и потребителей редких и редкоземельных металлов

ООО «Удоканская медь»

Редактор к.г.-м.н. Л.В. Спорыхина (ФГБУ «ВИМС»)

ISBN 978-5-6046868-5-0

© ФГБУ «ВИМС», 2021 г.

«CALK SPAR» LLC, г. Улан-Батор, Монголия

Акционерное общество «Ведущий проектно-изыскательский и научно-исследовательский институт промышленной технологии» (АО «ВНИПИПромтехнологии»), г. Москва

Акционерное общество «Дальневосточное ПГО» АО «Росгеология» (АО «Дальневосточное ПГО»), г. Хабаровск

Акционерное общество «Росгеология» (АО «Росгеология»), г. Москва

Акционерное общество «РУСБУРМАШ» (АО «РУСБУРМАШ»), г. Москва

Акционерное общество «Туганский горно-обогатительный комбинат «Ильменит» (АО «ТГОК «Ильменит»), Томская область, с. Октябрьское

Акционерное общество Группа компаний «Русредмет» (АО ГК «Русредмет»), г. Санкт-Петербург

Апатитский филиал Мурманского государственного технического университета (АФ МГТУ), г. Апатиты

Ассоциация производителей и потребителей редких и редкоземельных металлов (Ассоциация РМ и РЗМ), г. Москва

Государственный геологический музей имени В.И. Вернадского РАН (ГГМ РАН), г. Москва

Дипломатическая академия МИД России, г. Москва

Западно-Сибирский филиал Российской Академии Естественных Наук (ЗСФ РАЕН), г. Томск

Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева (ИХТРЭМС КНЦ РАН), г. Апатиты

Минералогический музей им. Ферсмана РАН (Минмузей РАН), г. Москва

Министерство промышленности и торговли Российской Федерации (Минпромторг России), г. Москва

Научно-исследовательское геологическое предприятие «АЛРОСА» (НИГП АК «АЛРОСА» (ПАО)), г. Мирный

Общество с ограниченной ответственностью «ОЗГЕО» (ООО «ОЗГЕО»), г. Москва

Общество с ограниченной ответственностью «ЛИТ»
(ООО «ЛИТ»), г. Королёв

Общество с ограниченной ответственностью «Мирагеоинвест»
(ООО «Мирагеоинвест»), г. Чита

Общество с ограниченной ответственностью «СибГеоТех»
(ООО «СибГеоТех»), г. Иркутск

Общество с ограниченной ответственностью «ТриАрк Майнинг»
(ООО «ТриАрк Майнинг»), г. Санкт-Петербург

Общество с ограниченной ответственностью «Удоканская медь»
(ООО «Удоканская медь»), Забайкальский край, пос. Удокан

Открытое акционерное общество «Иркутский государственный научно-исследовательский институт редких и цветных металлов»
(ОАО «Иргиредмет»), г. Иркутск

Публичное акционерное общество «Химико-металлургический завод»
(ПАО ХМЗ), г. Красноярск

Урановый холдинг «АРМЗ» (АО «Атомредметзолото»), г. Москва

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «МИРЭА – Российский технологический университет»
(РТУ МИРЭА), г. Москва

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский Томский политехнический университет» (ТПУ), г. Томск

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» (НИТУ «МИСиС»), г. Москва

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Российский химико-технологический университет имени Д.И. Менделеева» (РХТУ им. Д.И. Менделеева), г. Москва

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Сибирский государственный университет науки и технологий имени академика М.Ф. Решетнева»
(СибГУ им. М.Ф. Решетнева), г. Зеленогорск

*Федеральное государственное бюджетное учреждение
«Всероссийский научно-исследовательский институт минерального
сырья им. Н.М. Федоровского» (ФГБУ «ВИМС»), г. Москва*

*Федеральное государственное бюджетное учреждение
«Институт минералогии, геохимии и кристаллохимии редких элементов»
(ФГБУ «ИМГРЭ»), г. Москва*

*Федеральное государственное бюджетное учреждение
Российское энергетическое агентство Министерства энергетики
Российской Федерации (ФГБУ «РЭА» Минэнерго России), г. Москва*

*Федеральное государственное бюджетное учреждение
«Центральный научно-исследовательский геологоразведочный институт
цветных и благородных металлов» (ФГБУ «ЦНИГРИ»), г. Москва*

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
Институт геологии рудных месторождений, петрографии, минералогии
и геохимии Российской академии наук (ИГЕМ РАН), г. Москва*

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН
(ИМЕТ РАН), г. Москва*

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
Институт металлургии Уральского отделения РАН
(ИМЕТ УрО РАН), г. Екатеринбург*

СОДЕРЖАНИЕ

	<i>Стр.</i>	
	<i>РЕШЕНИЕ ВТОРОЙ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКОЙ КОНФЕРЕНЦИИ «МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВАЯ БАЗА МЕТАЛЛОВ ВЫСОКИХ ТЕХНОЛОГИЙ. ОСВОЕНИЕ, ВОСПРОИЗВОДСТВО, ИСПОЛЬЗОВАНИЕ»</i>	10
<i>Абрамов А.М., Галиева Ж.Н., Соболь Ю.Б., Зарганаев А.З.</i>	<i>ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА МИНЕРАЛЬНЫХ УДОБРЕНИЙ ИЗ ФОСФОРИТОВ И АПАТИТОВ С ПОЛУЧЕНИЕМ ИНДИВИДУАЛЬНЫХ РЗМ</i>	17
<i>Агамирова А.С., Гончаров К.В., Садыхов Г.Б.</i>	<i>О ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГРЕМЯХА-ВЫРМЕС С ПОЛУЧЕНИЕМ ЖЕЛЕЗА, ВАНАДИЯ И ТИТАНА</i>	32
<i>Алёшин А.В., Воронин Д.Ю.</i>	<i>ТЕКУЩИЙ СТАТУС РЕАЛИЗАЦИИ ПРОЕКТА ОСВОЕНИЯ УЧАСТКА БУРАННЫЙ ТОМТОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ</i>	36
<i>Белов С.В., Барышев А.Н.</i>	<i>ВУЛКАН ОЛДОИНЬО ЛЕНГАИ И ГЕНЕЗИС РЕДКОМЕТАЛЛЬНЫХ КАРБОНАТИТОВ</i>	42
<i>Богатырева Е.В., Капбар А.К., Мельник Ф.</i>	<i>ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ СПОСОБОВ ВСКРЫТИЯ ТАНТАЛИТ-КОЛУМБИТОВ</i>	54
<i>Богатырева Е.В., Карташева А.И.</i>	<i>ВЛИЯНИЕ ГЕНЕЗИСА НА ХАРАКТЕРИСТИКИ СОЕДИНЕНИЙ ЦЕРИЯ</i>	59
<i>Волков А.В., Галямков А.Л., Соловьев С.Г., Прокофьев В.Ю., Мурашов К.Ю.</i>	<i>РУДООБРАЗУЮЩИЕ СИСТЕМЫ КРУПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ВЫСОКОТЕХНОЛОГИЧНЫХ МЕТАЛЛОВ РОССИИ: ЗАКОНОМЕРНОСТИ РАЗМЕЩЕНИЯ, УСЛОВИЯ ФОРМИРОВАНИЯ, МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ ПОТЕНЦИАЛ</i>	61

Волкова Н.М., Левченко Е.Н.	СКАНДИЙ – ОТ ПРОШЛОГО К БУДУЩЕМУ.....	72
Волобуев Г.Т., Домаренко В.А.	ПЕРВЫЙ ТОРИЙ ИЗ СИБИРИ.....	82
Ворогушин Н.Т., Волков В.В.	ПРОБЛЕМЫ ОСВОЕНИЯ ЗАБАЛАНСОВЫХ ОТВАЛОВ ЛИТИЕВЫХ РУД ЗАВИТИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ.....	90
Выдрич Д.Е., Сучков А.В., Бучко И.В., Кондрикова А.П.	ПОИСКОВЫЕ РАБОТЫ НА ВОЛЬФРАМОВЫЕ РУДЫ В ПРЕДЕЛАХ ЗВОНКОЙ ПЛОЩАДИ (ХАБАРОВСКИЙ КРАЙ).....	101
Герасимова Л.Г., Артеменков А.Г., Маслова М.В., Щукина Е.С., Николаев А.И.	ПЕРЕРАБОТКА НЕТРАДИЦИОННОГО СЫРЬЯ С ПОЛУЧЕНИЕМ МАТЕРИАЛОВ ФУНКЦИОНАЛЬНОГО НАЗНАЧЕНИЯ НА ОСНОВЕ ТИТАНА.....	106
Гонгальский Б.И., Кринов Д.И., Азарова Ю.В.	МЕСТОРОЖДЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ВЫСОКИХ ТЕХНОЛОГИЙ КОДАРО-УДОКАНСКОГО РУДНОГО РАЙОНА.....	115
Гришаев С.И.	БАЛАНС ВНУТРЕННЕГО ПОТРЕБЛЕНИЯ КАК ФАКТОР РАЗВИТИЯ МИНЕРАЛЬНО- СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ДЛЯ ПОДДЕРЖАНИЯ ДОСТАТОЧНОГО УРОВНЯ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ.....	131
Димухамедов Р.Р., Хромова Е.А.	ПРОБЛЕМНЫЕ ВОПРОСЫ ДОБЫЧИ И ПРОИЗВОДСТВА РЕДКИХ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ.....	139
Домаренко В.А., Савичев О.Г., Перегудина Е.В., Кенесбаев Б.К.	ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ ПРИ ОТРАБОТКЕ КОМПЛЕКСНЫХ ЖЕЛЕЗО- РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ РУД ЗАПАДНО- СИБИРСКОГО ЖЕЛЕЗОРУДНОГО ПОЯСА НА ПРИМЕРЕ БАКЧАРСКОГО РУДНОГО УЗЛА.....	145
Дьяченко А.Н.	КОНЦЕПЦИЯ СОЗДАНИЯ РОССИЙСКОГО БЕРИЛЛИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА.....	152

<i>Заблоцкая Ю.В., Садыхов Г.Б., Анисонян К.Г., Тужилин А.С.</i>	<i>НОВЫЙ ПОДХОД К КОМПЛЕКСНОМУ ИСПОЛЬЗОВАНИЮ ТИТАНОВОГО СЫРЬЯ С ВЫСОКИМ СОДЕРЖАНИЕМ КВАРЦА ЯРЕГСКОГО И ПИЖЕМСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ПОЛУЧЕНИЕМ ИСКУССТВЕННОГО РУТИЛА И СИНТЕТИЧЕСКОГО ВОЛЛАСТОНИТА.....</i>	<i>160</i>
<i>Казанов О.В., Лаптева А.М., Фатеева А.А.</i>	<i>ОСНОВНЫЕ ЗАДАЧИ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ НА «МЕТАЛЛЫ ВЫСОКИХ ТЕХНОЛОГИЙ».....</i>	<i>162</i>
<i>Курков А.В., Мамошин М.Ю., Ануфриева С.И., Рогожин А.А.</i>	<i>ПРОРЫВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРЯМОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЛИТИЯ ИЗ ГИДРОМИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ.....</i>	<i>175</i>
<i>Левченко Е.Н., Ключарев Д.С.</i>	<i>ОЦЕНКА МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО ПОТЕНЦИАЛА МЕТАЛЛОВ ВЫСОКИХ ТЕХНОЛОГИЙ И УРОВЕНЬ ИЗУЧЕННОСТИ (КАТЕГОРИЙНОСТИ).....</i>	<i>190</i>
<i>Лихникевич Е.Г., Курков А.В., Пермякова Н.А., Соколова В.Н., Ануфриева С.И.</i>	<i>НОВАЯ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ТЕХНОЛОГИЯ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТО-СУРЬМЯНЫХ РУД.....</i>	<i>201</i>
<i>Локшин Э.П., Тареева О.А.</i>	<i>ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИЗ ФОСФАТНОГО СЫРЬЯ.....</i>	<i>206</i>
<i>Локшин Э.П., Тареева О.А.</i>	<i>ПЕРЕРАБОТКА ФТОРСОДЕРЖАЩЕГО РЕДКОЗЕМЕЛЬНОГО СЫРЬЯ МЕТОДОМ СОРБЦИОННОЙ КОНВЕРСИИ.....</i>	<i>224</i>
<i>Маслобоева С.М.</i>	<i>РАСШИРЕНИЕ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ТАНТАЛА ЗА СЧЕТ ВОВЛЕЧЕНИЯ В ПЕРЕРАБОТКУ ПЛЮМБОМИКРОЛИТА АМАЗОНИТОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КОЛЬСКОГО ПОЛУОСТРОВА.....</i>	<i>235</i>
<i>Нечаев А.В., Поляков Е.Г.</i>	<i>СТОЛЕТНЯЯ ИСТОРИЯ АПАТИТА ХИБИН. СУДЬБА РЕДКИХ ЗЕМЕЛЬ.....</i>	<i>246</i>
<i>Руденко А.А., Трошкина И.Д., Данилейко В.В.</i>	<i>СЕЛЕКТИВНО-ОПЕРЕЖАЮЩЕЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЕНИЯ ИЗ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ СПВ.....</i>	<i>252</i>

Серегина А.А.	ОБЕСПЕЧЕНИЕ ЧЕТВЕРТОГО ЭНЕРГОПЕРЕХОДА РЕДКИМИ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫМИ МЕТАЛЛАМИ.....	257
Сморочков А.А., Кантаев А.С., Брянкин Д.В.	РАЗРАБОТКА СПОСОБА НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОГО ОБЕСКРЕМНИВАНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СОЕДИНЕНИЙ ФТОРА.....	271
Солодов И.Н., Соловьев А.А., Мешиков Е.Ю.	ПЕРСПЕКТИВЫ ПОПУТНОГО С УРАНОМ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ В АО «ХИАГДА».....	275
Тихомиров И.П., Крестин Е.В., Ржевская А.К., Паршин А.В.	ПОИСКИ И ОЦЕНКА ВЫСОКОТИТАНИСТОГО ОРУДЕНЕНИЯ КУРОПТЕВСКОЙ ПЛОЩАДИ (МУРМАНСКАЯ ОБЛАСТЬ).....	284
Толстов А.В., Баранов Л.Н.	НОВЫЙ ВЗГЛЯД НА ТОМТОР КАК СЫРЬЕВУЮ БАЗУ МЕТАЛЛОВ ВЫСОКИХ ТЕХНОЛОГИЙ.....	289
Трошкина И.Д., Вацура Ф.Я., Гакиев А.Л., Тарганов И.Е., Пономарчук А.А.	СОРБЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЕНИЯ УГЛЕРОДНЫМИ НАНОКОМПОЗИТАМИ.....	301
Тужилин А.С., Балмаев Б.Г., Ветчинкина Т.Н., Заблоцкая Ю.В.	КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ТЕХНОГЕННОГО АЛЮМИНИЙСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ.....	306
Федоров Ю.О., Соловьев А.С.	РЕЗУЛЬТАТЫ ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ ПРИМЕНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИИ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЛЕПИДОЛИТОВЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ МУНГУТИЙН ЦАГААН ДУРВУЛЖИН (МЦД) В МОНГОЛИИ.....	310
Фролова М.А., Дрогобужская С.В., Цветов Н.С.	ИЗУЧЕНИЕ РАСТВОРИМОСТИ ГИДРОКСИДА ЛАНТАНА В ГЛУБОКИХ ЭВТЕКТИЧЕСКИХ РАСТВОРИТЕЛЯХ НА ОСНОВЕ ХЛОРИДА ХОЛИНА И ОРГАНИЧЕСКИХ КИСЛОТ.....	328
Яцук А.А.	ОСВОЕНИЕ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ УДОКАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ.....	331

РЕШЕНИЕ

Второй научно-практической конференции «Минерально-сырьевая база металлов высоких технологий. Освоение, воспроизводство, использование»

7-8 декабря 2021 г. в ФГБУ «ВИМС» состоялась Вторая научно-практическая конференция «Минерально-сырьевая база металлов высоких технологий. Освоение, воспроизводство, использование». Организаторами конференции, наряду с Всероссийским НИИ минерального сырья им. Н.М. Федоровского, выступили Федеральное агентство по недропользованию, Министерство промышленности и торговли Российской Федерации, Ассоциация производителей и потребителей редких и редкоземельных металлов. Информация о проведении конференции была включена в протокол XXIV сессии Межправительственного совета по разведке, использованию и охране недр, состоявшейся 20-22 октября 2021 года в г. Ташкент, Республика Узбекистан.

Участниками и гостями конференции стали более 180 человек – представители министерств, подведомственных организаций Роснедр, Российской академии наук, университетов, производственных и коммерческих предприятий, в том числе зарубежные гости. Были заслушаны 41 устный и представлены 18 стендовых докладов различной тематики.

С приветственным словом к участникам конференции обратились: руководитель Федерального агентства по недропользованию Е.И. Петров, Заместитель Министра природных ресурсов и охраны окружающей среды Республики Беларусь А.В. Горошко, академик РАН и научный руководитель лаборатории минералогии ИГЕМ РАН Н.С. Бортников, генеральный директор ФГБУ «ВИМС» О.В. Казанов.

В своем приветственном слове Евгений Игнатьевич Петров отметил необходимость повышения эффективности освоения отечественной минерально-сырьевой базы редких металлов и преодоления критической зависимости от импорта в области высоких технологий, использующих редкие и другие инновационные металлы. Он также указал на недостаточную координацию усилий государства, науки и бизнеса в области развития высокотехнологичной промышленности и на важную роль таких площадок взаимодействия, как конференция, регулярно организуемая ФГБУ «ВИМС», в определении направлений развития этой важнейшей сферы экономики страны.

Александр Васильевич Горошко поздравил участников конференции с ее открытием и поблагодарил за предоставленную возможность ему и его коллегам белорусским геологам принять участие в мероприятии. Он также отметил важность кооперации специалистов двух стран при освоении месторождений высокотехнологичных металлов.

Академик РАН Николай Стефанович Бортников в своем выступлении указал на чрезвычайную важность развития направления по созданию инновационных технологий, в том числе в плане обеспечения национальной безопасности. Вместе с тем в качестве недостатков отметил слабое взаимодействие академических и отраслевых институтов по этому направлению, а также обратил внимание участников конференции на недостаточное внимание, уделяемое группе рассеянных металлов, нахождение источников и получение которых важно для целей создания инновационных продуктов.

В докладах участников пленарной сессии были затронуты вопросы развития высокотехнологичных отраслей промышленности и их взаимосвязи с развитием минерально-сырьевой базы инновационных металлов (С.И. Гришаев, Минпромторг России), рассмотрены факторы, которые необходимо учитывать при организации производства стратегических минеральных ресурсов (А.В. Темнов, Минприроды России).

Важными потребителями редких металлов являются энергетическая отрасль промышленности, черная металлургия, о сферах использования в которых рассказали в своих докладах А.А. Серегина (ФГБУ «РЭА» Минэнерго России), В.В. Семенов (ГНЦ ФГУП «ЦНИИЧермет им. И.П. Бардина»).

Состоянию и проблемам освоения и развития МСБ РФ основных видов редких и цветных металлов для высокотехнологичных отраслей были посвящены доклады О.В. Казанова (ФГБУ «ВИМС»), И.Г. Третьяковой и др. (ФГБУ «ЦНИГРИ»). Основные направления развития законодательства, нацеленные на стимулирование недропользования, повышение его эффективности и инвестиционной привлекательности, были раскрыты в сообщении Д.Л. Никишина (ФГКУ «Росгеолэкспертиза»).

Проблемы, возникающие при создании предприятий по добыче и переработке редких металлов, затрудняющие создание промышленности полного производственного цикла, были отражены в докладе председателя Ассоциации производителей и потребителей редких и редкоземельных металлов Р.Р. Димухамедова (АО «Атомредметзолото»).

Особое внимание на конференции было уделено состоянию освоения объектов высокотехнологичных металлов, их текущему статусу. Н.Ю. Ахмадциным (АО ТГОК «Ильменит»), А.В. Ситниковым (ООО «ОУП») были представлены данные о подготовке к промышленному освоению первенца промышленной разработки титанциркониевых россыпей России – Туганского месторождения. Д.Ю. Ворониным и др. (ООО «ТриАркМайнинг») представлены актуальные результаты корректировки и дальнейшей реализации проекта освоения участка Буранный Томторского месторождения, о перспективах комплексного освоения Томторского месторождения рассказал А.В. Толстов и др. (НИГП АК АЛРОСА (ПАО)). А.О. Селезевым и др. (ЗАО «Техноинвест Альянс») оценены потенциальные риски, возникающие при реализации проекта строительства ГОКа на базе Зашихинского месторождения. А.А. Ящук (ООО «Удоканская медь») сделал доклад о

реализации проекта ГМК «Удокан» и дальнейших перспективах расширения минерально-сырьевой базы Удоканского месторождения.

Об актуальной проблеме – переработке отходов в рамках реализации проекта по производству минеральных удобрений из фосфоритов и апатитов с последующим получением индивидуальных соединений РЗМ было рассказано специалистами ООО «ЛИТ» ГК «Скайград» Ж.Н. Галиевой и др. В докладе Е.Г. Полякова, А.В. Нечаева (АО ГК «Русредмет») приведены данные о комплексной переработке апатитового сырья Хибин с получением стронция, минеральных удобрений и соединений РЗМ. Авторами показано, что рациональное использование только апатита Хибин позволит удовлетворить даже долгосрочные потребности страны в редкоземельной продукции.

Информация о состоянии мирового и российского рынка металлов высоких технологий, балансе их производства и потребления была приведена в сообщении И.Г. Петрова (ООО «Инфомайн»). О создании производств редкометалльной продукции и перспективных материалов с использованием высокотехнологичных металлов рассказано в докладах А.Н. Дьяченко (МИРЭА – Российский технологический университет), В.И. Сачкова и др. (Томский государственный университет), О.В. Заякина и др. (ИМЕТ УрО РАН), А.В. Кардаполова и др. (АО «Чепецкий механический завод»).

Работа секции «Развитие минерально-сырьевой базы металлов высоких технологий» была открыта докладом А.В. Волкова и др. (ИГЕМ РАН), представившим рудообразующие системы крупных месторождений высокотехнологичных металлов России, закономерности их размещения, условия формирования, а также минерально-сырьевой потенциал. В докладе Е.Н. Левченко и Д.С. Ключарева (ФГБУ «ИМГРЭ») оценен минерально-сырьевой потенциал инновационных металлов, а также показаны пути формирования поисковых заделов для будущих работ на эти металлы. Результаты геологоразведочных работ на Центральном участке месторождения Африканда и дальнейшие перспективы освоения месторождения рассмотрены в докладе А.Д. Тренина (АО «Аркминерал-Ресурс»). Предложения по организации работ на техногенных месторождениях редких металлов были сделаны Н.Т. Ворогушиным (ПАО ХМЗ, группа компаний РОЭЛ) по результатам представления материалов доклада «Проблемы освоения забалансовых отвалов литиевых руд Завитинского месторождения». В докладах А.А. Полонянкина и др. (ГК «Русская Платина»), А.С. Якубчука (AZARGA METALS CORP), Б.И. Гонгальского были отражены новые научные данные по геологии месторождений, рудных районов, массивов. Материалы по результатам поисковых работ на титан и вольфрам были представлены в докладах И.П. Тихомирова и др. (ФГБУ «ВИМС»), Д.Е. Выдрича и др. (ФГБУ «ВИМС»).

Значительный перечень сообщений был посвящен созданию технологий добычи и переработки руд металлов высоких технологий. Особый интерес вызвали доклады А.В. Куркова и др. (ФГБУ «ВИМС») о технологиях прямого

извлечения лития из гидроминерального сырья, А.С. Соловьева и др. (АО «Иргиредмет», ООО Калакспар («*CALK SPAR*» LLC), Монголия) о применении технологии рентгенорадиометрической сепарации для предварительного обогащения лепидолитовых руд, А.А. Руденко и др. (АО «Русбурмаш», РХТУ им. Д.И. Менделеева) о технологии селективно-опережающей добычи рения на месторождениях СПВ. Вопросы комплексной переработки сырья были рассмотрены в докладах И.Н. Солодова, Е.Ю. Мешкова (АО «Атомредметзолото», АО «ВНИПИПромтехнологии») – попутное с ураном извлечение ценных металлов из продуктивных растворов в АО «ХИАГДА», Н.А. Пермяковой и др. (ФГБУ «ВИМС») – гидromеталлургическая технология комплексной переработки золото-сурьмяных руд и концентратов, Д.Ю. Кашекова и др. (ИМЕТ РАН им.А.А. Байкова) – получение ванадия и никеля при переработке зол от сжигания мазута.

Во многих докладах и выступлениях, прозвучавших на конференции, отмечалось, что при номинально высоких уровнях обеспеченности запасами и ресурсами металлов высоких технологий существует потребность в адаптации минерально-сырьевой базы к требованиям промышленности. Высказывались предложения о необходимости направления усилий государственного сектора геологоразведки на изучение крупных и уникальных месторождений нераспределенного фонда недр с целью передачи их в недропользование, целенаправленную подготовку к освоению объектов дефицитных и стратегических видов ТПИ, разработку прорывных технологий обогащения и глубокой переработки минерального сырья, в том числе нетрадиционных видов ТПИ и труднообогатимых руд.

Для преодоления критической зависимости от импорта в области развития и использования отечественной минерально-сырьевой базы металлов высоких технологий, обеспечения стратегической и экономической безопасности Российской Федерации оргкомитет конференции по поручению ее участников обращается к Минприроды России, Роснедра, Минпромторгу России с нижеследующими предложениями и рекомендациями, предполагая довести их также до сведения других органов государственного управления, заинтересованных организаций науки и бизнеса.

1. Рекомендовать Минприроды, Минпромторгу, Госкорпорации «Росатом» усилить координацию деятельности в области освоения месторождений редких и редкоземельных металлов (РМ и РЗМ); эффективнее использовать для этой цели площадку Ассоциации производителей и потребителей редких и редкоземельных металлов.

2. Считать крайне важной задачей создание стимулов и условий увеличения объемов внутреннего рынка редких и других металлов высоких технологий, учитывая современные и перспективные потребности таких отраслей, как энергетика, металлургия, авиация, приборостроение, электронная промышленность, транспорт, ВПК и других.

3. Принять дополнительные меры к повышению конкурентоспособности минеральных ресурсов Российской Федерации. С этой целью разработать мероприятия государственного планирования и регулирования в этой области, в том числе в части льготного налогообложения и субсидирования недропользователей при условиях выполнения ими обязательств в части инвестиций и сроков реализации проектов.

4. Реализовать совместными усилиями федеральных органов исполнительной власти и организаций комплекс мероприятий, направленных на повышение инвестиционной привлекательности проектов освоения минерально-сырьевых объектов высокотехнологичных металлов, в том числе:

- внести изменение в часть вторую Налогового кодекса Российской Федерации в части отмены рентного коэффициента 3,5 к ставке НДС для редких металлов, вольфрама и молибдена; установить ставку НДС 0 % в течение 5-ти лет для действующих производств в целях повышения рентабельности и дозагрузки мощностей;

- ускорить корректировку методики расчета стартового размера разового платежа за пользование недрами для месторождений РМ, предполагающей исключение коэффициента Крента = 3,5, применение коэффициента К_{рм} = 0,1 к попутным компонентам, и ее утверждение;

- реализовать мероприятия по повышению уровня государственных инвестиций в создание обеспечивающей инфраструктуры объектов (действующих и строящихся ГОКов, перерабатывающих заводов);

- разработать механизм предоставления субсидий со стороны государства производителям РМ в целях обеспечения конкурентоспособности с мировыми игроками по уровню цен на продукцию (субсидии для повышения уровня заинтересованности российских потребителей в закупке у отечественных поставщиков, планирующих выпускать редкометалльную продукцию в рамках реализации инвестиционных проектов);

- рассмотреть вопрос дополнительного финансового поощрения для компаний, готовых организовать попутную добычу наиболее дефицитных металлов высоких технологий;

- рассмотреть вопрос осуществления сквозного государственного планирования по каждому металлу высоких технологий – поисковых и геологоразведочных работ, лицензирования, освоения месторождений, строительства перерабатывающих заводов;

- рассмотреть вопрос о внесении в утвержденный Распоряжением Правительства РФ от 27.05.2013 № 849-р «Перечень объектов, не связанных с созданием лесной инфраструктуры, для защитных лесов, эксплуатационных лесов, резервных лесов» дополнения, позволяющего недропользователям месторождений РМ и РЗМ осуществлять строительство в защитных лесах необходимых для разработки указанных месторождений объектов капитального строительства, аналогично тому, как это сделано в отношении разработки месторождений углеводородного сырья;

- максимально использовать потенциал отходов и попутных компонентов при освоении месторождений инновационных металлов. Рассмотреть возможность выдачи сквозных лицензий на разработку техногенных образований (кроме драгметаллов), исключив необходимость проведения работ по оценке запасов и постановке их на государственный баланс; предусмотреть разработку упрощённой методики по учёту таких запасов (в большинстве случаев по техногенным образованиям не требуется определять границы рудных тел, бортовые содержания и т.д.; требуется определить среднее содержание и уточнить объём, главное внимание требуется уделить технологиям переработки, а для этого нужны опытно-промышленные работы);

- предусмотреть проведение опытно-промышленных работ по обогащению полезных ископаемых с момента получения сквозной лицензии на условиях предпринимательского риска (в соответствии с Федеральным законом от 02.12.2019 № 396-ФЗ «О внесении изменений в Закон Российской Федерации «О недрах» в части совершенствования правового регулирования отношений в области геологического изучения, разведки и добычи трудноизвлекаемых полезных ископаемых»). Отнести все техногенные образования к категории трудноизвлекаемых запасов, так как на момент разработки месторождения полезные компоненты не были извлечены в связи с трудностями их извлечения;

- рассмотреть возможность разработки основного проекта по отработке отвалов на основе данных, полученных в результате опытно-промышленных работ, экстраполируя их на весь объём техногенных отложений;

- рассмотреть возможность постановки запасов на баланс по результатам фактических данных по отработке, и их одномоментное списание;

- рекомендовать предусмотреть возможность проведения опытно-промышленных работ на основе имеющихся ресурсов P_1 или авторских запасов, которые находятся внутри поисковой лицензии, в процессе геологоразведочных работ на РМ и РЗМ для отработки и применения современных технологий обогащения;

- рекомендовать привести в соответствие налоговое законодательство с действующим ГОСТ Р 59128-2020 (перевод вольфрама и молибдена в группу редких металлов в Налоговом кодексе РФ);

- рекомендовать Минприроды России совместно с Минпромторгом России ускорить внесение изменений в распоряжение Правительства Российской Федерации от 16 января 1996 года № 50-р «О перечне основных видов стратегического минерального сырья». Также рекомендовать ввести в правовое поле Российской Федерации понятие «критические металлы» (материалы) по аналогии с практикой ведущих мировых стран с развитой высокотехнологичной промышленностью.

С учетом индивидуальных особенностей рынка металлов высоких технологий и потребности со стороны внутреннего и внешних рынков рекомендовать приступить к формированию стратегий

(индивидуальных планов) развития по каждому из направлений, учитывающих уровень развития производств в Российской Федерации и мировые тенденции:

- направление «Магниты»,
- направление «Бериллий»,
- направление «Титан»,
- направление «Ниобий и тантал»,
- направление «Редкие и редкоземельные металлы»,
- направление «Вольфрам»,
- направление «Молибден»,
- направление «Батарейные материалы».

6. Рекомендовать Минпромторгу России совместно с Ассоциацией производителей и потребителей редких и редкоземельных металлов осуществить прогнозирование потребности в РМ и РЗМ на период до 2030 года.

7. Рекомендовать Ассоциации производителей и потребителей редких и редкоземельных металлов совместно с компаниями – переработчиками апатитового концентрата выполнить сбор и систематизацию информации по экономическим параметрам извлечения РЗМ из каждого продукта переработки апатитового концентрата (ЭФК, фосфогипс, сернокислотная/азотнокислотная технологии).

8. Рекомендовать Ассоциации производителей и потребителей редких и редкоземельных металлов провести конференцию по обсуждению проблемных вопросов освоения месторождений.

9. Считать необходимым оказание всесторонней поддержки со стороны государственных органов власти реализуемым на территории РФ проектам:

- по освоению Томторского редкометалльного месторождения;
- по освоению Зашихинского месторождения;
- по разведке и освоению перовскит-редкометалльного месторождения

Африканда;

- проектам, направленным на освоение российских месторождений лития;
- проектам, направленным на создание промышленности комплексного

полного цикла от добычи бериллия до выпуска медно-бериллиевой бронзы и изделий.

Реализация предложенных рекомендаций будет способствовать сбалансированному и эффективному производству руд и концентратов металлов для высоких технологий и конечной продукции из них, снижению импортозависимости в области производства стратегических материалов и изделий, восстановлению технико-технологического потенциала страны и обеспечению необходимого инновационного развития высокотехнологичных отраслей промышленности.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА МИНЕРАЛЬНЫХ УДОБРЕНИЙ ИЗ ФОСФОРИТОВ И АПАТИТОВ С ПОЛУЧЕНИЕМ ИНДИВИДУАЛЬНЫХ РЗМ

А.М. Абрамов, Ж.Н. Галиева, Ю.Б. Соболев, А.З. Зарганяев
ООО «ЛИТ», г. Москва

В докладе приводятся результаты исследований по переработке техногенных отходов производства минеральных удобрений из фосфоритов и апатитов российских и зарубежных предприятий с получением индивидуальных РЗМ, проведенные ГК «Скайград» с 2011 по 2021 г.



Фосфорит – горная порода осадочного происхождения, состоящая преимущественно из скрыто- и микрокристаллической массы фосфатного вещества (минералы группы *апатита*), а также зёрен кварца, глауконита, кальцита, глинистых и других минералов. Часть фосфора в фосфатных минералах (фтор-апатит, франколит, курсит, гидроксил-апатит, карбонат-апатит) обычно изоморфно замещена углеродом; характерно присутствие изоморфного урана и РЗМ.

Содержание P_2O_5 в фосфоритах не превышает 35%, содержание U, Sc, РЗМ индивидуально как по количеству, так и по составу. Фосфориты большей частью образовались из остатков морских организмов – раковин, костей, панцирей, которые в больших количествах накапливались в донных отложениях неглубоких реликтовых морей (до 1000 метров). В дальнейшем они разлагались и поддавались сложному химическому преобразованию. Не исключено, что это происходило при участии живых бактерий.



Апатит (*Apatite*) – разновидность минералов класса фосфатов с общей химической формулой $Ca_{10}(PO_4)_6(OH,F,Cl)_2$. Состав (в %): CaO – 53-56; P_2O_5 – 41; F – до 3,8 (фторапатит); Cl – до 6,8 (хлорапатит); часто отмечаются примеси марганца, железа, стронция, алюминия, тория, редких земель, карбонатной группы CO_3 (карбонат-апатит) и др. Содержание РЗО в апатите от 0,35 до 0,50%.

Мировые запасы фосфатных руд, разведанные к 2010 г., составляют 380 млрд т (65 млрд т P_2O_5), в том числе 315 млрд т (58 млрд т P_2O_5) фосфоритовых руд и 65 млрд т (7 млрд т P_2O_5) апатитовых руд (табл. 1). Кроме того, в шельфах морей и океанов обнаружены фосфатноносные породы, содержащие примерно 2 млрд т P_2O_5 .

Таблица 1

Мировые запасы фосфатных руд по странам, в млн т P₂O₅ [1]

Страна	Запас, млн т P ₂ O ₅	Страна	Запас, млн т P ₂ O ₅
Марокко	15800	Саудовская Аравия	850
США	13870 (20)	Эфиопия	825
Китай	9530 (10)	Египет	740
Казахстан	4275	Бразилия	691(563)
Россия	4060 (1410)	Австралия	670 (100)
Мексика	1740	Украина	540(137)
Западная Сахара	1020	Вьетнам	535
Тунис	1000	Иордания	505
Ирак	850	Монголия	495

Несмотря на большой перечень разведанных в России месторождений фосфатных руд (табл. 2), в настоящее время перерабатываются практически только апатиты Хибинской группы и Ковдора. Это обусловлено высоким содержанием в них фосфора и отсутствием в составе карбонатов, что является определяющим для рентабельности производства минеральных удобрений. Основные игроки на рынке фосфатных удобрений России – ПАО «ФОСАГРО», ПАО «АКРОН», АО «МХК» ЕВРОХИМ и АО «ОХК УРАЛХИМ» (табл. 3). Им принадлежат как заводы минеральных удобрений, так и горнодобывающие компании, разрабатывающие месторождения. Исключение – АО «ОХК УРАЛХИМ», сырье для производства закупается в ОАО «Апатит».

Таблица 2

Запасы фосфатных руд в России (млн т руды/P₂O₅) [2]

Месторождения	Запасы, числящие на Госбаланс		Предлагаемая оценка	
	Разведанные (А+В+С ₁)	Предварит. оценка (С ₂)+забаланс	Запасы возможные (подгот. к разработке)	Резервные запасы
1	2	3	4	5
АПАТИТЫ				
Хибинская группа	3840/527	1155/77,6	1750/240	2040
Ковдорское	1750/240	207/13,7	550/42	-
Себляврское	-	-		1,220/56
Гремяха-Вырмес	-	-		1,730/62
Волковское	117/4,9	26,4/0,8		
Белозиминское	372/26,2	420/20,5	119/17	673/29,7
Ошурковское	2857/108,6	3205/114,3		
Селигдарское	1277/85,6	1488/79,5		1277/85,6
Бирикээнское	-	-	256/10	-
Кручининское	171/6,2	75/2,5		

1	2	3	4	5
Вуориярви	-	-		-
Татарское	2,8/0,2	0,2/0,02		143/10
ИТОГО	9186,7/800,7	6576,6/308,92	3485/354	7083/523,3
ФОСФОРИТЫ				
Кингисеппское	253/16,8	154/10,5	101/10,7	306/20,6
Вятско-Камское	853/103,1	1510/204	573,2/64,8	1784,3/242,3
Егорьевское	239/31,3	157/19,9	152/20	244/31,2
Полпинское	132/10,7	190/14	152/20	244/31,2
Северское		214/11,5	-	-
Мелкие месторождения европейской части	205/18,5	762/47,4	-	-
Белкинское	44,0/7,4	147/14	-	-
Телекское	162/22,4	37/4,3	-	-
Софроновское	-	-	9,4/2,2	159,9/9,2
Обладжанское		24/3,1		
ИТОГО ФОСФОРИТЫ	1905/212,3	3195/328,7	1263/326,2	2493,3/303,3
ИТОГО ФОСФОРИТЫ+АПАТИТЫ	8481,6/1013	9771,6/637,62	4748,7/480,2	9576,3/826,6

АО «АПАТИТ». Руда добывается 3 рудниками: Кировский, Расвумчоррский (подземная и открытая добыча) и Восточный (открытая добыча) с совокупными мощностями по добыче около 26 млн тонн руды в год. Ежегодная добыча TREO в год – до 110 тыс. т; ежегодное производство TREO в год – 0,0 т.

Месторождение Олений ручей. Запасы месторождения Олений Ручей по стандартам ГКЗ Роснедра» (по состоянию на 01.01.2020) в пересчёте на P_2O_5 составляют 60,077 млн т. С 2012 года началась добыча руды на открытом карьере. Мощность производства – 1,2 млн т АК в год. С 2017 года началась добыча руды из подземного рудника. Из обоих источников планируется увеличение выпуска до 2 млн т АК в год. Ежегодная добыча TREO в год – до 20 тыс. т; ежегодное производство TREO в год – 0,0 т.

В соответствии со справкой о состоянии и перспективах использования минерально-сырьевой базы Северо-Западного Федерального округа на 5.03.2021 г. по редкоземельным рудам (справка подготовлена ФГБУ «ВСЕГЕИ» в рамках выполнения Государственного задания Федерального агентства по недропользованию от 14.01.2021 г. № 049-00016-21-00), ГБЗ учтено 11 месторождений редкоземельных металлов: 10 – в Мурманской области, 1 – в Республике Коми. Суммарные балансовые запасы РЗМ Северо-Западного федерального округа кат. А+В+С₁ составляют 11 967 тыс. т (58,1% от запасов РФ), кат. С₂ – 6 622,9 тыс. т; забалансовые запасы – 5 706,0 тыс. т.

Добыча РЗМ в 2019 году составила 111,6 тыс. т (100 % от добычи по Российской Федерации).

Таблица 3

Основные игроки на рынке фосфатных удобрений России

Компании-владельцы	Компании горно-добывающие	Месторождения, в т.ч. осваиваемые; запасы по P_2O_5	Компании-операторы заводов по пр-ву мин. удобрений	Заводы по пр-ву мин. удобрений
ПАО «ФОСАГРО» Компания Terasta Enterprises Limited – 87,65% акций (Кипр)	АО «АПАТИТ», Мурманская обл. Мощности по добыче около 26 млн тонн руды в год	Хибинские месторождения апатит-нефелиновых руд; запасы 2,05 млрд т	АО «Апатит» (череповецкий химический кластер Группы «ФосАгро»), Балаковский филиал АО «Апатит» (балаковский химический кластер Группы «ФосАгро»)	г. Череповец, г. Балаково
ПАО «АКРОН» Совместная частная и иностранная собственность	ЗАО «Северо-западная фосфорная компания», Мурманская обл. Мощности по добыче около 2 млн тонн руды в год	Олений Ручей, (освоено с 2012 г.); запасы 60,7 млн т. Партомчорр (освоение отложено до 2021 г.); запасы 877 млн т	ПАО «Акрон», ПАО «Дорогобуж»	г. Великий Новгород, г. Дорогобуж
АО «МХК» ЕВРОХИМ Частная собственность, штаб-квартира в Москве	АО «Ковдорский ГОК», Мурманская обл. Мощности по добыче АК около 2,6-3,20 млн тонн в год	Ковдорское; запасы апатит-штаффелитовых руд по кат. В+С ₁ – 49 млн т со средним содержанием P_2O_5 16,5%	ООО «ПГ Фосфорит»; ООО «Еврохим-Белореченские минудобрения»; АО «ЛИФОСА» (AV LIFOSA)	г. Кингисепп, г. Белореченск, г. Кедайняэ (Литва)
АО «ОХК УРАЛХИМ»		Закупает АК в ОАО «Апатит»	Филиал «Кирово-Чепецкий химический комбинат»; АО «Воскресенские минеральные удобрения» (АО «ВМУ»)	г. Кирово-Чепецк, г. Воскресенск

Переработка фосфатных руд производится в основном по азотнокислотной и сернокислотной схемам, причем 80% сырья перерабатывается по сернокислотной полугидратной или дигидратной технологиям, которые характеризуются образованием вторичного отхода, так называемого фосфогипса, выход которого в 1,3-1,5 раза превышает расход фосфатной руды (концентрата). Распределение РЗЭ по продуктам переработки АК и фосфоритов приведено в табл. 4, из которой видно, что в фосфогипс переходит до 80% находящихся в руде РЗМ.

Таблица 4

Распределение РЗЭ по продуктам переработки АК и фосфоритов

Схема переработки	Продукты переработки	
Азотнокислотная	НФР/ 95-98%	Нерастворимый остаток/2-5%
Сернокислотная	ЭФК/20%	Фосфогипс/80%

Отвалы фосфогипса в России расположены возле заводов минеральных удобрений (ЗМУ), занимая огромные земельные площади. Общие запасы фосфогипса в отвалах оцениваются в 200 млн т (около 1 млн т РЗМ), ежегодно в них добавляется до 13,5 млн т фосфогипса (табл. 5).



Фото 1. Гипсонакопитель
АО «Метаким», г. Волхов

Нами были проведены анализы фосфогипса на содержание Σ РЗО и индивидуальных РЗМ в отвальном и текущем фосфогипсе производства ведущих перерабатывающих заводов минеральных удобрений России, Украины, Беларуси, ЮАР и Вьетнама при переработке различного вида сырья. Анализы приведены в таблицах ниже.

Как показали исследования, в отвальном фосфогипсе от переработки АК содержание Σ РЗО значительно ниже, чем в обработанном фосфогипсе (пробы БФ АО «Апатит») или текущем (АО «ВМУ»), однако по составу индивидуальных РЗМ они находятся примерно на одном уровне. Фосфогипс от переработки Ковдорского концентрата отличается низким содержанием Σ РЗО, однако в его составе находится до 18,7% неодима (23,4% дидима), что при нынешних ценах на неодим позволяет рассматривать его как потенциальное сырье для производства при разработке рациональной технологии (табл. 6).

Таблица 5

Производство фосфогипса при переработке АК на российских предприятиях

Компании-владельцы	Компании операторы заводов по пр-ву мин. удобрений	Заводы по пр-ву мин. удобрений	Производство фосфогипса, млн т/год	Объем фосфогипса в отвалах, млн т
ПАО «ФОСАГРО»	АО «Апатит» (череповецкий химический кластер Группы «ФосАгро») Балаковский филиал АО «Апатит» (балаковский химический кластер Группы «ФосАгро»)	г. Череповец г. Балаково	3,5 1,6-1,7	25-30 70-80
ОАО «МХК» ЕВРОХИМ	ООО «ПГ Фосфорит» ООО «Еврохим-Белореченские минудобрения АО «ЛИФОСА» (AB LIFOSA)	г. Кингисепп г. Белореченск г. Кедайняэ (Литва)	Около 6,0 с 3-х заводов	Около 100
АО «ОХК УРАЛХИМ»	ОАО «Воскресенские минеральные удобрения» (АО «ВМУ»)	г. Воскресенск	0,80-0,85	70-75
Группа «Газпром переработка	ОАО «Мелеузовские минудобрения»	г. Мелеуз	-	-

Состав фосфогипса при переработке фосфоритов Пхалаборва (LTD FOSKOR, Richards Bay, ЮАР) радикально отличается от фосфогипса, полученного из АК с высоким содержанием неодима – около 24,3% (дидима – 30,5%), самария – около 4,4%, тербия – около 0,39%, а при переработке фосфоритов Вьетнама получается фосфогипс, обогащенный лантаном – до 59,3% и средне-тяжелыми РЗМ: европием – до 2,5%, самарием – до 7,9%, иттрием – до 6,5%. Следует также отметить в его составе до 8% тория (табл. 7).

Все перечисленные пробы фосфогипса были переработаны с выделением редкоземельного концентрата. Полученные результаты по извлечению РЗМ позволяют рекомендовать технологию для реализации на производстве.

На рис. 1 представлена карта регионов России, на территории которых сосредоточены отвалы фосфогипса, в табл. 8 приведена потребность этих регионов в гипсовом камне, используемом в цементной промышленности и производстве гипсового вяжущего (строительных гипсовых изделий). Как показывают проведенные расчеты, если заменить

природный гипс искусственным гипсовым камнем, получаемым из отвального фосфогипса, то при этом можно попутно извлечь около 22 060 т РЗМ, что выведет РФ на второе место в мире (после Китая) по их производству.

Таблица 6

Содержание Σ РЗО и состав фосфогипса по РЗМ (%)
в отходах российских предприятий от переработки АК

Фосфогипс (АК) АО «ВМУ» отвальный														
РЗМ	Σ РЗО	Ce	Dy	Er	Eu	Gd	Ho	La	Nd	Pr	Sm	Tb	Y	Yb
%	0,42	43,7	0,73	0,25	0,59	1,4	0,0	30,8	13,8	3,8	2,7	0,06	2,2	0,06
Фосфогипс (АК) АО «ВМУ» текущий, получен по полугидратной технологии														
%	0,6	44,5	0,74	0,21	0,48	1,8	0,16	26,3	15,4	4,3	2,4	0,21	3,3	0,1
Фосфогипс (АК) БФ АО «Апатит», для сельского хозяйства, ТУ 113-08-418-94														
%	0,54	45,4	0,68	0,17	0,55	1,2	0,04	29,1	14,2	4,1	2,1	0,22	2,1	0,04
Фосфогипс (АК) БФ АО «Апатит», для производства стройматериалов, марка А, ТУ 2141-677-00209438-2004														
%	0,60	44,7	0,72	0,20	0,55	1,2	0,10	28,8	14,9	4,3	2,1	0,18	2,1	0,06
Фосфогипс (АК) БФ АО «Апатит», для производства стройматериалов, марка А, ТУ 2141-677-00209438-2004, кондиционированный														
%	0,71	51,7	0,63	0,18	0,50	1,15	0,08	25,0	12,9	3,7	2,0	0,15	1,9	0,05
Фосфогипс (Ковдор) – АО «МХК «Еврохим» ООО «Белореченские минеральные удобрения»														
%	0,09	47,4	1,4	0,12	0,62	1,7	0,0	19,3	18,7	4,7	2,7	0,12	3,1	0,12

Таблица 7

Содержание Σ РЗО и состав фосфогипса по РЗМ (%)
в отходах от переработки фосфоритов зарубежных предприятий

Фосфогипс отвальный ЧАО «РОВНОАЗОТ», (переработка АК), Украина														
РЗМ	Σ РЗО	Ce	Dy	Er	Eu	Gd	Ho	La	Nd	Pr	Sm	Tb	Y	Yb
%	0,55	45,5	0,75	0,15	0,51	1,36	0,09	28,7	14,2	4,3	2,1	0,21	2,1	0,06
Фосфогипс отвальный ОАО «Гомельский химический завод», (переработка АК), Беларусь														
%	0,53	44,8	0,76	0,15	0,49	1,3	0,09	29,2	14,5	4,2	2,09	0,22	2,2	0,07
Пхалаборва (LTD FOSKOR, Richards Bay, ЮАР)														
%	0,54	41,	1,0	0,52	0,87	2,26	0,0	15,7	24,3	6,2	4,4	0,39	2,5	0,04
*Фосфогипс отвальный при переработке фосфоритов (Вьетнам)														
%	0,22	9,3	1,1	0,21	2,53	1,47	1,16	59,3	5,68	3,05	7,9	1,47	6,53	0,21

*Содержание тория 8,16%.

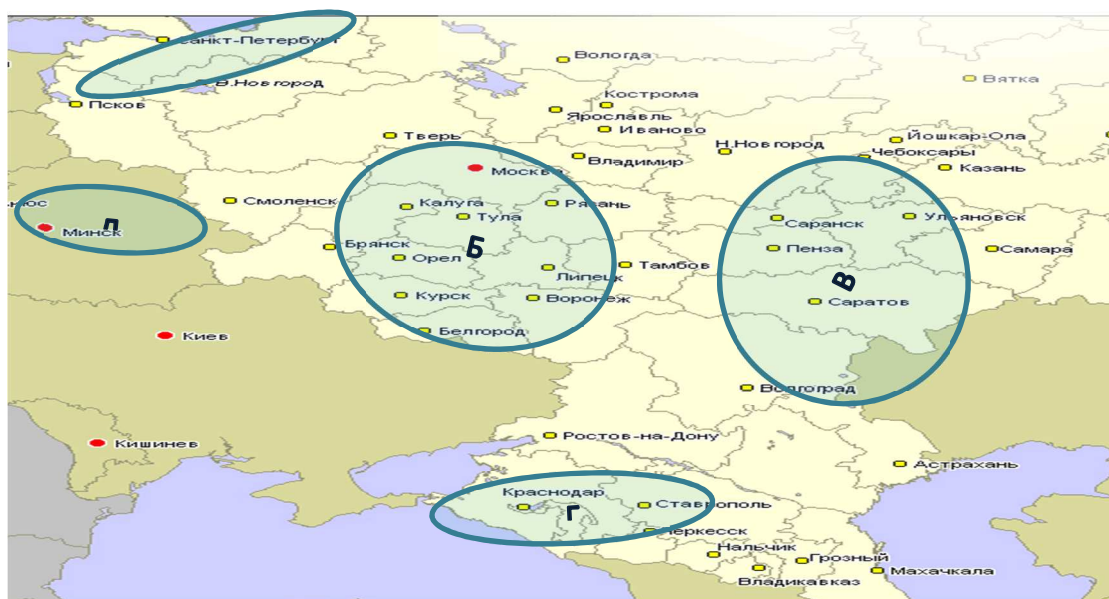


Рис. 1. Карта регионов России, имеющих на своей территории отвалы фосфогипса

В табл. 9 и 10 приведена информация о производстве и использовании фосфогипса по отдельным странам и в мире, из которой видно, что в Европе, Индии и Бразилии перерабатывается от 72 до 100% получаемого на предприятиях фосфогипса. Основное направление использования – производство цемента и строительных материалов.

Данные по использованию фосфогипса в народном хозяйстве России весьма противоречивы; так, по отдельным источникам степень использования составляет на уровне 1-2%, по другим – до 24%. Основные направления использования – производство удобрений, мелиорантов и цемента.

Таблица 8

Потребность регионов России в гипсовом камне [7]

Регион	Запасы ФГ, млн т	Макс. потребность по гипсовому камню цементных и гипсовых производств (тонн)	Возможности по выделению РЗМ при полном переходе на комплексную переработку ФГ взамен природного гипса (тонн)
А. Северо-западный кластер	25-30	300 000	1 200
Б. Центральный кластер	80-100	3 165 000	12 660
В. Приволжский кластер	80	1 230 000	4 920
Г. Южный (Кавказский) кластер	60	490 000	1 960
Д. Белорусский кластер	80	330 000	1 320
ВСЕГО			22 060

Таблица 9

Производство и использование фосфогипса по отдельным странам и в мире

Страна или регион	Производство фосфогипса в 2013 г., млн т	Использование фосфогипса, млн т	Степень использования фосфогипса, %
Китай	88,40	~ 17,68	20,0
США	37,79	нет данных	нет данных
Россия	12,28	0,14	1,1
Индия	6,23	4,48	71,9
Бразилия	~ 5,00	~ 5,00	~ 100,0 *
*Бельгия	0,66	0,51	77,3
Весь мир	205,91	29,03	14,1

* Около 80-90% фосфогипса, образующегося на предприятии фирмы Pгауon, направляется на предприятие N. et B. Knauf et Cie (примерно 85-90% от производимого фосфогипса) и на цементные заводы (примерно 10-15% от производимого фосфогипса).

Таблица 10

Направления использования фосфогипса в отдельных странах и во всём мире (% отн.) [3-5]

Направление использования		Россия (2013-2014 гг.)	Индия (2012-2014 гг.)	Бельгия (2013 г.)	Весь мир (2013 г.)
Сельское хозяйство (непосредственное использование)	Кальцийсеросодержащее удобрение		14,4	-	7,6
	мелиорант	29,4		-	
Производство строительных материалов	производство гипсовых вяжущих и изделий из них			97,3	40,0
	производство цемента	35,5	80,2		
Использование в дорожном строительстве		18,4	-	-	-
Производство удобрений и солей	комплексные NPS/NPKS/ PKS-удобрения	16,7	-	2,7	-
Неуточнённые направления (в том числе производство сульфата аммония и мела, применение в качестве наполнителя, производство серной кислоты, заполнение горных выработок и рекультивация карьеров)		-	5,4	-	52,4

Актуальна ли проблема переработки фосфогипса в России? Анализ информационно-патентной литературы за последние 10 лет показал, что в связи с бумом на рынке РЗМ в 2011-2012 гг. появились новые исследования по извлечению РЗМ из фосфогипса и комплексной переработке ФГ с получением гипсового вяжущего и концентрата РЗЭ.

Среди основных разработчиков следует упомянуть ООО «ЛИТ» ГК «Скайград» (патенты RU № 2487834 и № 2689631), АО «ВНИИХТ» (патент RU № 2665512), ООО «МИЦ-Геосистемы» (патент RU № 2526907), ИХТРЭМС КНЦ РАН (патенты RU № 2458999, № 2507276), ФГАОУ ВО «УрФУ» (патент RU № 2473708), ООО «Русредмет» (патент RU № 2663512) и другие [5-10]. Все описанные выше технологии основаны на сочетании методов промывки фосфогипса растворами кислот или солей с последующим выделением РЗМ из промывного раствора или пульпы ФГ в виде концентрата методом осаждения подходящим реагентом, сорбции или экстракции.

Анализ рассмотренных технологий по извлечению РЗМ из фосфогипса и последующему концентрированию с целью получения групповых концентратов, пригодных для дальнейшего разделения на группы и индивидуальные РЗМ, показал, что все известные технологии технически осуществимы и имеют право на реализацию. Однако экономически рентабельными будут только те, которые предусматривают комплексную переработку фосфогипса с получением не только РЗМ, но и ассортимент продукции на основе отмытого от примесей гипса, имеющей высокую добавочную стоимость. В качестве примера эффективной технологии переработки фосфогипса можно привести технологию, реализованную в 1975-1989 годах на Прикаспийском горно-металлургическом комбинате, когда из фосфогипса получали сульфат аммония, который затем использовали вместо серной кислоты на вскрытии урановой руды (рис. 2).

В период с 2011 по 2020 год специалистами группы компаний Скайград были проведены исследования по комплексной переработке фосфогипса с получением концентрата редкоземельных элементов (РЗК) и различной гипсовой продукции. На рис. 3 приведена блок-схема переработки ФПГ текущего состава АО «ВМУ» с получением группового редкоземельного концентрата, пригодного для производства индивидуальных РЗМ, гипсового камня и растворов нитрата аммония для производства жидких минеральных удобрений (КАС) [6].

Технология была проверена на опытно-промышленной установке с получением опытных партий продукции – группового редкоземельного концентрата (ГРЗК), гипсового камня и гипсового вяжущего. На кафедре технологии цемента и композиционных материалов Белгородского технического университета им. В.Г. Шухова был проведен комплекс исследований искусственного гипсового камня в качестве замены природного. В ходе испытаний подтверждена возможность регулирования сроков схватывания цемента с помощью гипсового камня, предоставленного ООО «Скайград-Инновации».

Гипсовое вяжущее, полученное из отмытого от примесей фосфогипса, было испытано в аккредитованном по европейским стандартам Испытательном центре БелНИИСМ, г. Минск (Беларусь). По результатам испытаний полученное гипсовое вяжущее соответствовало марке Г4 – Г6.

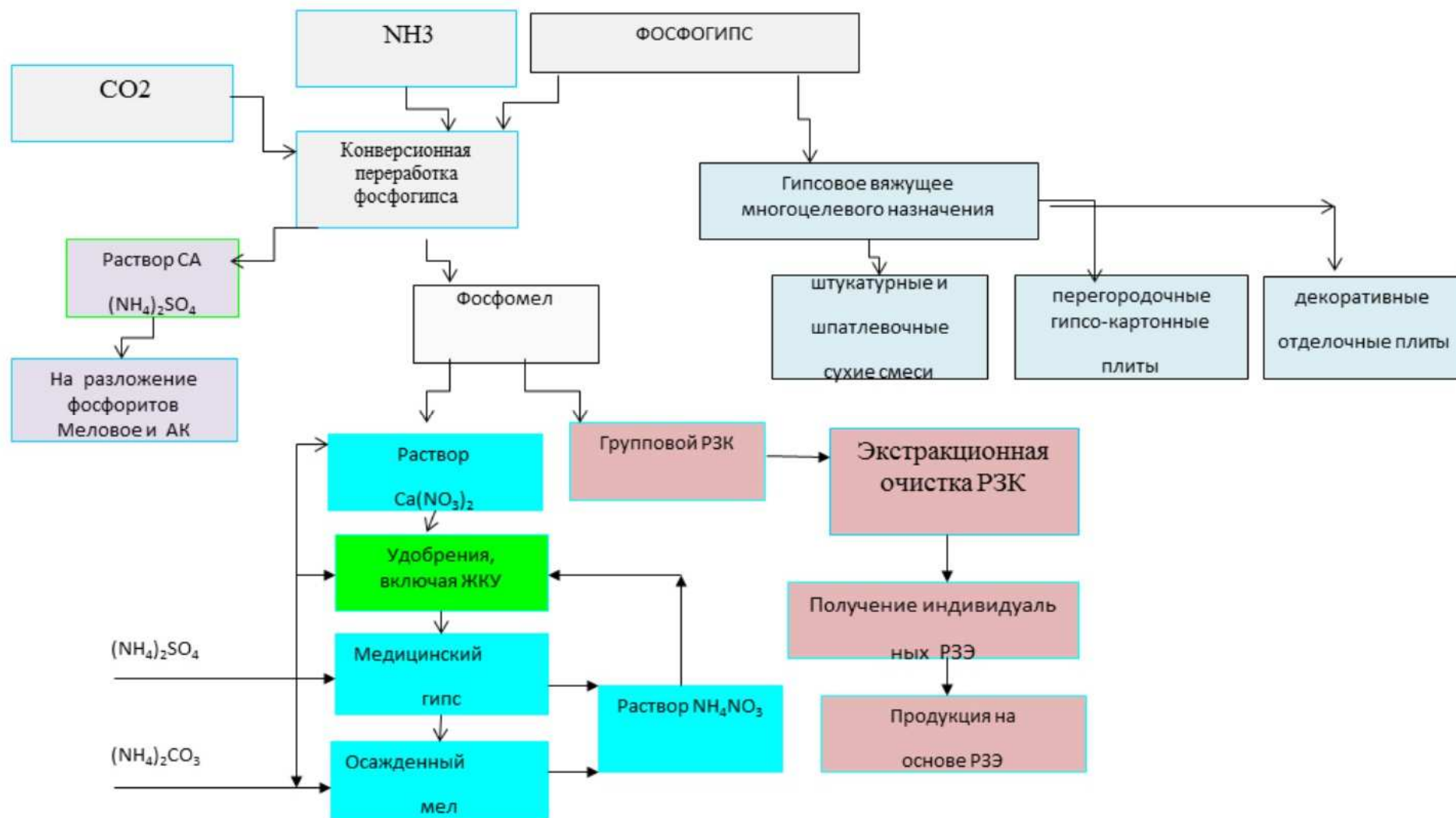


Рис. 2. Блок-схема комплексной переработки фосфогиписа – отхода производства ЭФК из кольского апатитового концентрата на Прикаспийском горно-металлургическом комбинате (Казахстан), 1975-1989 гг.

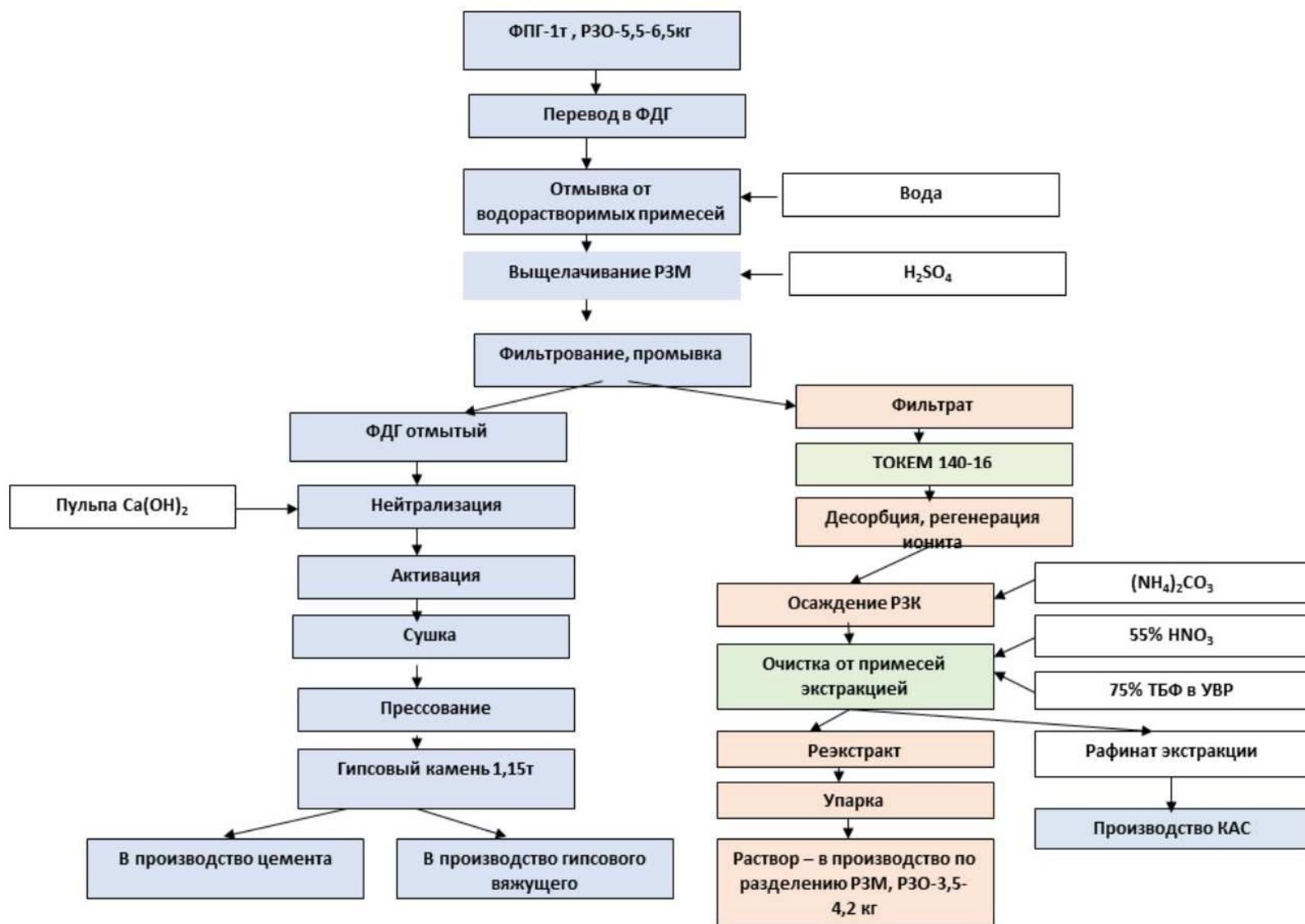


Рис. 3. Блок-схема переработки ФПГ текущего состава АО «ВМУ»



Фото 2. Опытно-промышленная установка по переработке ФПГ. Производительность по ФПГ – 2т/сутки, по ГРЗК – 7-8 кг/сутки



Фото 3. Автоматизированный узел сорбционного извлечения РЗМ, производительность по растворам 90-120 л/час



Фото 4. Искусственный гипсовый камень, полученный из отмытого фосфогипса

По результатам испытаний затраты на реагенты на получение 1 кг ГРЗК (в пересчете на РЗО) составили около 224 руб./кг (около 3 \$ США), а с учетом расхода электроэнергии, тепла и амортизационных расходов на оборудование – 368,1 руб./кг, (около 3 \$ США) (табл. 11).

Текущий статус реализации проекта:

1. ГК «Скайград» разработала технологию комплексной переработки ФГ с получением гипсового камня и ГРЗК. Разработанная уникальная технология разделения ГРЗК с получением индивидуальных соединений РЗМ в каскадах центробежных экстракторов, не имеющая аналогов в мире, реализована в рамках экспериментального производства мощностью 150 тонн на ООО «ЛИТ» для концентрата СМЗ.

2. Приобретен земельный участок в г. Пересвет для размещения производства по разделению ГРЗК. Проводится подготовка к проектным

работам, отбор проектной и подрядной организации, структурирование финансирования проектных и строительных работ.

Таблица 11

Нормы расхода реагентов на 1 т ФГ и на 1 кг ГРЗК (в пересчете на РЗО)

Расходные материалы	Норма расхода		Цена руб./кг	Сумма расходов	
	кг/т ФГ	кг/кг РЗО		руб./т ФГ	руб./кг РЗО
Серная кислота 94%	82,7	20,56	3	248	61,68
Сульфат аммония (разовая загрузка)	0,41	0,1	12	4,86	1,21
Карбонат аммония	12,43	3,09	25	310,7	77,3
Вода питьевая	1517	377,4	0,03	45,52	11,32
Катионит (разовая загрузка)	0,05	0,01	95	4,74	1,18
Известь гашеная	53,9	13,41	5	269,5	67,03
Аммиак 25%	1,69	0,42	11	18,54	4,61
ИТОГО, по материалам				901,81	224,31
Электроэнергия, кВт-час	25,5	6,3	7,2 руб./квт-час	183,6	45,36
Отопление, кВт-час	120	30	3 руб./квт-час	360	90
Содержание зданий, руб.	34	8,4		34	8,4
Содержание оборудования, руб.	325	80,3		325	80,3
ИТОГО				1804,5	368,1
					4,9\$

3. Заключен договор аренды на площадку в г. Воскресенск.

4. На ПМЭФ-2019 между Министерством промышленности и торговли РФ, Правительством Московской области, АО «ОХК «Уралхим», АО «Воскресенские минеральные удобрения» (АО «ВМУ») и ООО «Скайград-Инновации» подписано соглашение, в рамках которого АО «ОХК «Уралхим» (АО «ВМУ») будет поставлять ООО «Скайград-Инновации» ФГ в течение 20 лет до 700 тыс. т. Заключен договор поставки ФГ.

5. Проведен технологический аудит технологий компанией IMC Montan по заказу АРМЗ (Росатом).

6. На технологию подана заявка на получение патента, № рег. 2021118567 от 25.06.2021 г.

Резюме

Возвращаясь к актуальности проблемы организации производства по переработке фосфогипса в России, нельзя не отметить, что, несмотря на очевидное преимущество фосфогипса перед рудным сырьем в части

добычи, оптимального состава по ликвидным РЗМ, наличие доступных рациональных технологий его переработки и использования, а также учитывая признание экологической опасности в местах его складирования, – проблема переработки фосфогипса не будет решена, пока государство не примет соответствующие постановления, согласно которым производителям отходов будет невыгодно их получать (большой экологический налог), недропользователям – запрещено добывать комплексное сырье, получая при его переработке монопродукт (фосфатное удобрение), а остальное выбрасывать на поля или в отвалы. Силами энтузиастов эту проблему с места не сдвинуть!

Литература

1. https://studref.com/374088/agropromyshlennost/fosfornye_rudy.
2. https://otherreferats.allbest.ru/geology/00198254_0.html#:
3. Гончаров В.М., Скориков С.В. Проблемы и пути утилизации фосфогипса с разработкой эффективных технологий и новых строительных материалов с соответствующими потребительскими характеристиками. Евразийский Союз Ученых (ЕСУ) # VII, 2014 | Технические науки. 1987. – 50 с.
4. Гордашевский П.Ф., Долгарев Л.В. Производство гипсовых вяжущих материалов из гипсосодержащих отходов. М.: Стройиздат, 1987. – 105 с.
5. Лиманский А.Н. Агроэкологическая эффективность применения нейтрализованного фосфогипса в богарном земледелии. Диссертация на соискание кандидата биологических наук, Москва, 2017 г.
6. Абрамов А.М., Волобуев О.И., Галиева Ж.Н. и др. «Комплексная технология переработки ФГ с получением РЗК и гипсового вяжущего: разработка технологии и оборудования, перспективы освоения производства». Науч.-практ. конф. «Минерально-сырьевая база металлов высоких технологий. Освоение, воспроизводство, использование». Сб. докл., 3-4 декабря 2019 г.
7. http://www.bestresearch.ru/demo/demo_gypsum_2020.

О ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГРЕМЯХА-ВЫРМЕС С ПОЛУЧЕНИЕМ ЖЕЛЕЗА, ВАНАДИЯ И ТИТАНА

А.С. Агамирова, К.В. Гончаров, Г.Б. Садыхов
ИМЕТ РАН, г. Москва

Титаномагнетит – минерал сложного состава, представляющий собой твердый раствор магнетита ($\text{FeO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$) и ульвошпинели ($2\text{FeO}\cdot\text{TiO}_2$). В результате распада твердого раствора образуются ильменит и шпинель, расположенные в магнетитовой матрице [1, 22].

На сегодняшний день переработку титаномагнетитов осуществляется по двум способам: доменному и с применением электроплавки. Доменный способ применим при использовании титаномагнетитовых концентратов с содержанием диоксида титана менее 4%. В случае использования титаномагнетитов с содержанием TiO_2 более 4% применим способ электроплавки с предварительным восстановлением [3]. Обе технологии направлены на извлечение двух компонентов – железа и ванадия, в то время как титан не извлекается.

Россия занимает второе место в мире после Китая по запасам титаномагнетитов. Одним из наиболее крупных месторождений является месторождение Гремяха-Вырмес, расположенное на Кольском полуострове в Мурманской области [4, 5]. На рис. 1 представлена микрофотография титаномагнетитового концентрата с месторождения Гремяха-Вырмес.

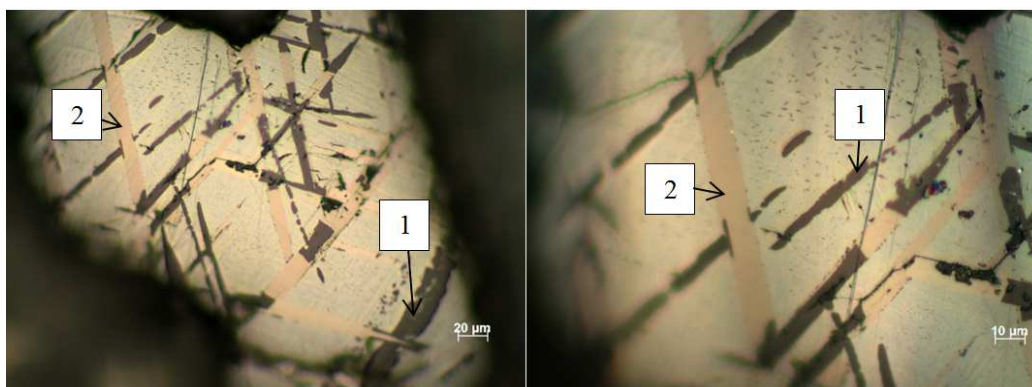


Рис. 1. Микрофотография титаномагнетитового концентрата с месторождения Гремяха-Вырмес: 1 – ильменит, 2 – шпинель

При обогащении руд данного месторождения возможно получение двух концентратов – ильменитового и титаномагнетитового. Ильменитовый концентрат не выходит за рамки требований, предъявляемых для титаносодержащих концентратов для производства

титана и его соединений. В то время как титаномагнетитовый концентрат является черновым и требует дополнительной переработки [6, 7].

Исследования проводились на предварительно обогащенном методом мокрой магнитной сепарации титаномагнетитовом концентрате месторождения Гремяха-Вырмес [8], состав которого представлен в табл. 1.

Таблица 1

Состав титаномагнетитового концентрата, %

Fe _{общ}	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	V ₂ O ₅	MnO	Cr ₂ O ₃	SO ₃	P ₂ O ₅	(K,Na) ₂ O
59,27	84,67	7,69	1,46	3,15	0,19	1,25	0,74	0,11	0,07	0,44	0,05	0,10

Изучение фазового состава титаномагнетитового концентрата показало, что он состоит из титаномагнетита, ильменита и нерудных силикатов. Титаномагнетит $[(Fe,Mg,Mn)O \cdot (Fe,Cr,V)_2O_3][2FeO \cdot TiO_2]$ представляет собой структуру распада первичного магнетит-ульвошпинелевого твердого раствора с выделением пластинок ильменита (FeTiO₃) и шпинели (MgAl₂O₄) в виде параллельных плоских сеток, расположенных в магнетитовой матрице с изоморфными примесями ванадия и марганца. Титаномагнетит и ильменит представлены хорошо образованными зернами. Железо в титаномагнетитовом концентрате находится в 2-х и 3-х валентном состоянии в составе магнетита и ильменита. Титан в степени окисления Ti⁴⁺ входит в состав ильменита и магнетитовой матрицы, а ванадий в виде V³⁺ присутствует в титаномагнетите. При восстановлении концентрата в зависимости от условий происходит практически полное восстановление железа до металла, а титан и ванадий могут частично восстанавливаться до Ti³⁺ и V⁰ [9, 10]. Применение угольной подложки позволяет не только защитить футеровку печи, но и поддерживает восстановительную атмосферу.

Было изучено влияние количества восстановителя на фазовый состав шлака и извлечение железа в легкоотделяемые от шлака металлические гранулы при температурах восстановительного обжига 1475-1550 °С. Установлено, что при добавках кокса 16-17% и температуре 1525 °С наблюдается подплавление шлака, а при повышении температуры до 1550 °С и содержании кокса 14-17% происходит хорошее разделение металлической и шлаковой фаз благодаря улучшению условий коагуляции металлического железа. Наибольшее извлечение железа в металлические гранулы достигается при температуре 1550 °С с добавкой 16% кокса и составляет 98,9%. С увеличением количества восстановителя от 18% до 22% резко падает извлечение железа в гранулы с 80 до 45 %, что объясняется значительным повышением вязкости и температуры плавления шлака. В этих условиях при избытке восстановителя образуется тугоплавкая магнезий-алюминиевая шпинель MgO·Al₂O₃ – результат восстановления железа и ванадия из титаномагнетитового твердого раствора состава (Fe,Mg)O·(Fe,Al,V)₂O₃.

При добавлении 16% кокса и восстановлении при 1550 °С получен шлак следующего состава, %: 6,2 FeO, 43,9 TiO₂, 20,6 Al₂O₃, 2,3 V₂O₅, 13,2 SiO₂, 7,5 MgO, 4,3 CaO, 0,6 MnO, 0,4 Cr₂O₃, 0,9 (K,Na)₂O и др. В этих условиях происходит практически полное восстановление железа и коагуляция металла, что подтверждается отсутствием вюстита и степенью извлечения железа в металлическую гранулу 98,9% [11].

При 1550°С вязкость шлака значительно снижается, восстановление происходит относительно равномерно одновременно с хорошей коагуляцией металла, а степень извлечения железа в металлическую гранулу достигает 98,9%. Такой шлак состоит из крупных зерен шпинели, стекла, небольшого количества остаточных корольков металлического железа и длиннопризматических кристаллов аносовита. В этих условиях в шлаке наряду с восстановлением железа происходит восстановление Ti⁴⁺ до Ti³⁺ и образование аносовита, состав которого можно представить общей формулой n[Al₂O₃·TiO₂]·m[(Mg,Fe)O·2TiO₂]. Образование аносовита является благоприятным обстоятельством, позволяющим проведение дальнейшей переработки шлака с извлечением ванадия титана в серноокислый раствор. Ванадий можно извлекать из полученного в таких условиях шлака известным известково-серноокислотным способом, а титан, например, при автоклавном выщелачивании соляной кислотой при температуре 140-150°С с получением искусственного рутила – качественного сырья для производств титана и пигментного TiO₂ хлорным способом [12].

Литература

1. Резниченко В.А., Аверин В.В., Олюнина Т.В. Титанаты: научные основы, технология, производство // М.: Наука. 2010. 266 с.
2. Садыхов Г.Б. Разработка научных основ и технологии комплексного использования титаномагнетитов с высоким содержанием диоксида титана: дис. на соискание уч. ст. д-ра техн. наук: 05.16.02 / Садыхов Гусейнгулу Бахлул оглы – М., 2001. – 311.
3. Резниченко В.А., Шабалин Л.И. Титаномагнетиты, месторождения, металлургия, химическая технология. М.: Наука, 1986.
4. Горбунов Г.И., Бельков И.В., Макиевский С.И. и др. Минеральные месторождения Кольского полуострова. Л.: Наука, 1981. – 272 с.
5. Быховский Л.З., Пахомов Ф.П., Турлова М.А. Комплексные руды титаномагнетитовых месторождений России – крупная минерально-сырьевая база черной металлургии // Разведка и охрана недр. № 6. 2007. С.20-23.
6. Ракаев А.И., Алексеев С.А., Морозова Т.А., Черноусенко Е.В. Изучение особенностей вещественного состава ильменит-титаномагнетитовых руд месторождения Юго-Восточная Гремяха (ЮГВ) и выбор рациональной схемы обогащения // Вестник МГТУ, том 12, № 4, 2009, с. 614-618.
7. Зубков Л.В., Охрименко В.Е., Шикова Г.Ф. Минералого-технологические перспективы доводки титаномагнетитового месторождения Гремяха-Вырмес // Журнал «Обогащение руд». 2006. № 2. С. 11-14.
8. Ахмаджиди А.С., Гончаров К.В., Олюнина Т.В., Садыхов Г.Б. Обогащение черного титаномагнетитового концентрата методом мокрой магнитной сепарации // Цветные металлы. 2018. № 9. С. 19-24.

9. Мизин В.Г. Комплексная переработка ванадиевого сырья: химия и технология. / В.Г. Мизин, Е.М. Рабинович. - Екатеринбург: УрО РАН, 2005. – 416 с.
10. Резниченко В.А., Соловьев В.И., Рикман В.В., Гущина И.С. Использование различных видов сырья в производстве пигментной двуокиси титана. – В кн. Процессы производства титана и его двуокиси. М.: Наука, 1973, с. 123-126.
11. Гончаров К.В., Агамирова А.С., Садыхов Г.Б., Олюнина Т.В. О возможности получения шлаков от переработки титаномагнетитового концентрата, пригодных для дальнейшего извлечения титана и ванадия // Журнал «Цветные металлы» № 12. 2021. С. 36-40.
12. Хазин Л.Г. Двуокись титана. Изд. 2-е пер. и доп. Издательство «Химия», 1970, С. 106-112.

ТЕКУЩИЙ СТАТУС РЕАЛИЗАЦИИ ПРОЕКТА ОСВОЕНИЯ УЧАСТКА БУРАННЫЙ ТОМТОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

А.В. Алёшин, Д.Ю. Воронин
ООО «ТриАрк Майнинг», г. Санкт-Петербург

ООО «ТриАрк Майнинг» (основной акционер – ГК «ИСТ») и дочерние общества ООО «Восток Инжиниринг» и ООО «Краснокаменский гидрометаллургический комбинат» продолжают реализацию проекта освоения участка Буранный Томторского редкометалльного месторождения.

Целью проекта является создание высокотехнологичного производства, способного полностью обеспечить внутренний спрос на РЗМ и ниобий в рамках воссоздания в РФ конкурентоспособной редкоземельной промышленности полного технологического цикла для удовлетворения потребностей различных отраслей промышленности.

Реализация 1-й стадии проекта предполагает производство до 10 тыс. тонн/год по ниобию в феррониобии, до 3,5 тыс. тонн/год смеси оксидов неодима-празеодима и до 2,5 тыс. тонн/год (по оксидам) коллективного концентрата среднетяжелой группы РЗМ.

Реализация 2-й стадии проекта предполагает производство индивидуальных оксидов среднетяжёлой группы с учётом реальной внутренней и мировой потребности.

Томторское месторождение открыто в 1977 г. В результате поисково-оценочных работ 1985-1990 гг. выявлено 3 участка скопления руд – Северный, Буранный, Южный.

Предварительная разведка была проведена в 1990-1997 гг. на наиболее богатом и перспективном участке Буранный. Запасы по состоянию на 01.01.1998 г. утверждены протоколом ГКЗ № 513 от 23.04.1999 г.

Детальная разведка участка Буранный проведена в 2014-2017 гг. Месторождение разведано вертикальными скважинами колонкового бурения на глубину распространения рудной залежи крандаллитового горизонта (до 150-200 м). Основной объем бурения стадии детальной разведки выполнен в центральной и северной частях участка Буранный для доведения параметров сети до 50x50 м и 100x100-50 м с целью детализации запасов категорий В+С₁, планируемых к первоочередной отработке. В 2017 г. разработаны ТЭО постоянных разведочных кондиций и отчет с подсчетом запасов на участке Буранный Томторского месторождения по состоянию на 01.01.2017 г. Запасы по состоянию на 01.01.2017 г. утверждены протоколом ГКЗ № 5366 от 24.04.2018 г.

После утверждения запасов в 2017 году геологоразведочные работы не производились, продолжить их планируется уже на стадии подготовки месторождения к эксплуатации.

Оценка балансовых запасов руд крандаллит-монацитового типа для условий отработки открытым способом приведена в табл. 1.

По результатам детальной разведки была составлена геологическая модель месторождения (рис. 1). Рудными минералами промышленно ценных элементов являются минералы группы крандаллита, монацит, пирохлор, ксенотим. Созданная геологическая модель включает следующую информацию: более 700 скважин, около 15 тыс. проб, около 8 тыс. интервалов по литологии.

Таблица 1

Запасы участка Буранный

Категория запасов	Запасы руды, тыс. т	Среднее содержание,			Запасы оксидов металлов, тыс. т		
		Nb ₂ O ₅	ΣTR ₂ O ₃	Sc ₂ O ₃	Nb ₂ O ₅	ΣTR ₂ O ₃	Sc ₂ O ₃
В		4,58	11,91	0,04	363,1	943,1	3,4
С ₁		4,50	12,03	0,04	635,2	1697,3	5,6
В+С ₁		4,53	11,99	0,04	998,3	2640,4	9,0
С ₂		2,59	6,98	0,03	220,4	592,5	2,5
В+С ₁ +С ₂		3,99	10,59	0,04	1218,7	3232,9	5

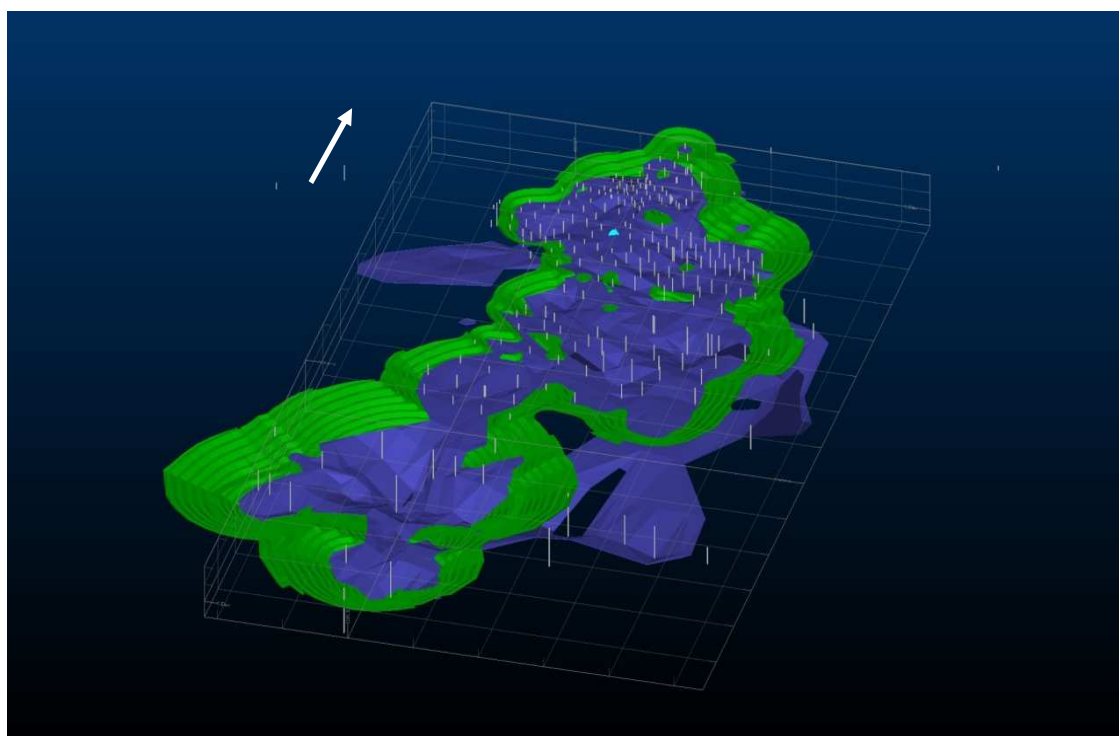


Рис. 1. Геологическая модель участка

Рудоносная крандаллитовая залежь имеет пластообразную форму, вытянутую в субмеридиональном направлении на 2600 м при ширине до 1400 м, и не выходит на дневную поверхность. Мощность перекрывающих рудный пласт пород изменяется от 5-10 метров в северной части до 80-100 м в южной части. Мощность залежи в разрезе непостоянная. По большей части она находится в диапазоне от 5 до 10 м, но отмечаются локальные раздувы до 30-40 м. Средняя мощность рудоносного пласта – 13 м.

Месторождение будет отрабатываться открытым способом начиная с северной части. В связи с низкой несущей способностью талых пород в

летнее время горные работы планируются с октября по апрель, в период отрицательных температур.

Оптимизация границ карьера выполнена на основе блочной геологической модели при помощи программного обеспечения *Minim* и *Dtmin* (рис. 2).

В табл. 2 приведены планируемые параметры карьеров.

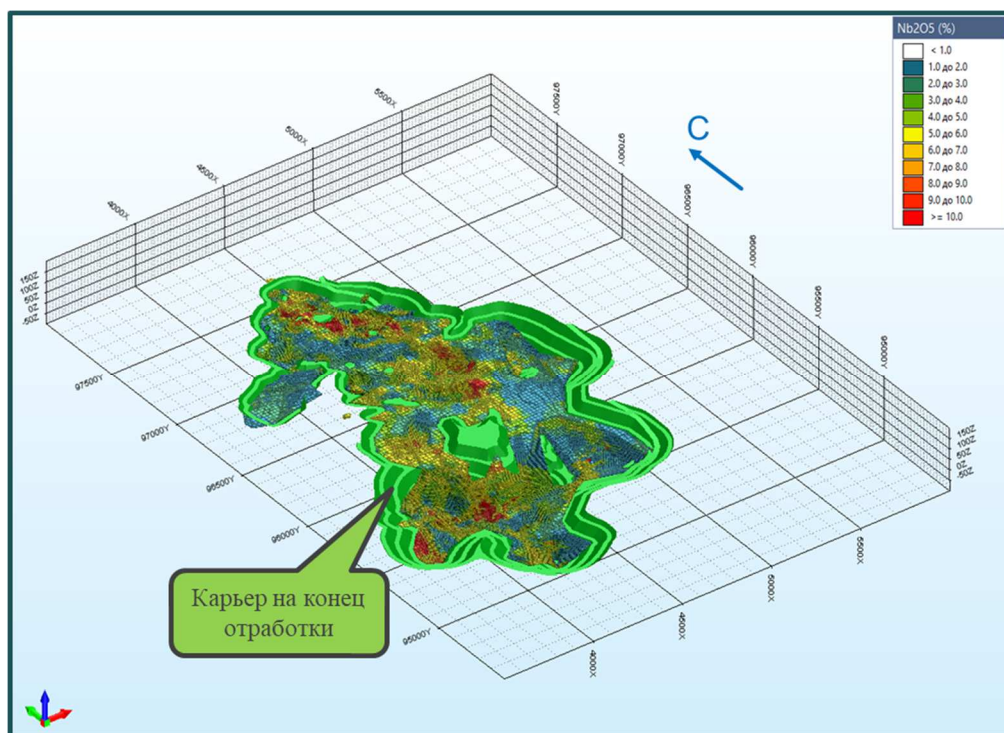


Рис. 2. Карьер на конец отработки

Таблица 2

Параметры карьеров

Наименование показателей	1 очередь (20 лет)		2 очередь (конец отработки)
	Северная выработка	Южная выработка	
Длина по верху, м	1980	590	2750
Ширина по верху, м	850	470	1450
Глубина, м	64	70	185
Площадь по верху, га	121,1	20,7	263,3

На горнодобывающем предприятии (ГДП) планируется осуществлять только подготовку руды к транспортировке – двухстадиальное дробление до крупности -50 мм и сушку до влажности ~5%. Начало горных работ – 2027 г. Годовая отгрузка руды на переработку – 160 тыс. т по сухому весу.

Выполняется разработка основных проектных решений по ГДП.

Утверждён ГОСТ Р 59581-2021 «Руды редких металлов крандаллит-монацитового типа товарные необогащённые. Технические условия», введённый в действие 1 ноября 2021 г., устанавливающий технические требования к показателям качества руд, правила приемки, методы

испытаний, требования к транспортированию и хранению. Разработан ФГБУ «ВИМС» и ООО «Восток Инжиниринг».

Для обеспечения будущего строительства грунтовыми материалами получены лицензии на геологическое изучение месторождений общераспространённых полезных ископаемых: скальные породы и песок. Для каждого из участков разработаны проекты геологоразведочных работ, получены положительные заключения Росгеолэкспертизы. Реализация проектов ГРР начнется в 2022 г.

Транспортировка руды будет осуществляться в несколько этапов:

- до порта Хатанга – автотранспортом по зимнику с января по апрель;
- до порта Архангельск – судами арктического флота в навигационный период с июля по сентябрь;
- до Краснокаменского гидрометаллургического комбината – железнодорожным транспортом.

Проведены переговоры с потенциальными перевозчиками по всему маршруту, подписаны меморандумы о намерениях, определены операционные затраты на доставку руды на каждом этапе.

Начало перевозки руды – 2028 г. Схема перевозки руды приведена на рис. 3.

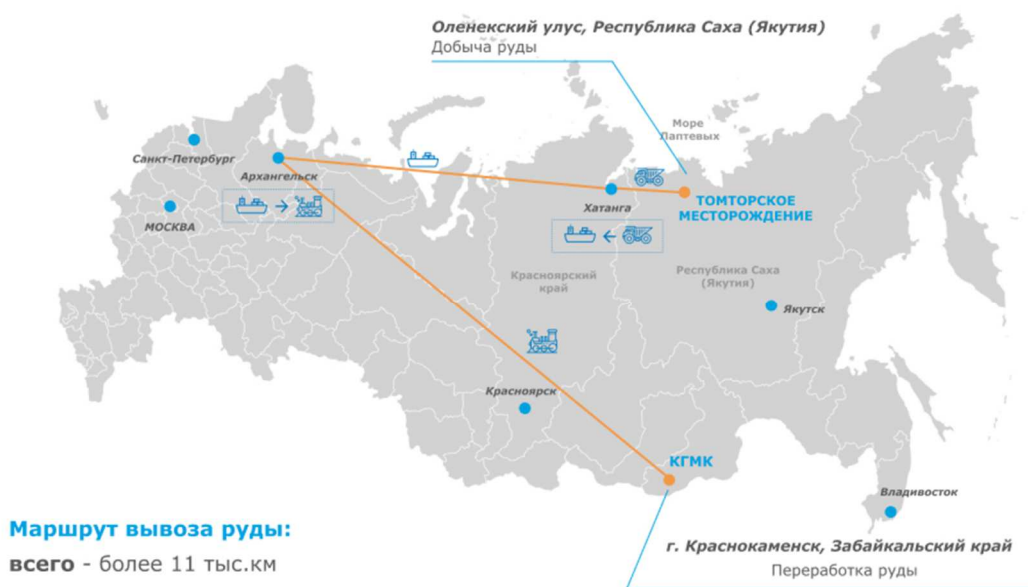


Рис. 3. Транспортная схема перевозки руды

Переработка руды с получением соединений редкоземельных металлов и оксида ниобия будет производиться в Забайкальском крае на проектируемом Краснокаменском гидрометаллургическом комбинате (КГМК).

Сложность переработки руды Томторского месторождения обусловлена высокой дисперсностью, тесным взаимным срастанием минеральных фаз, связями одного и того же полезного компонента с несколькими минералами.

В разработке технологической схемы участвовали как российские, так и зарубежные исследовательские центры, научные и инженерные

организации. Методы механического обогащения для руды участка Буранный неэффективны, требуется сложный гидрометаллургический процесс (более 70 операций с применением концентрированных растворов щелочи и нескольких кислот при повышенных температурах, около 1500 позиций технологического оборудования).

Разработка технологической схемы в целом завершена, технологические исследования продолжаются – идёт оценка вариантов оптимизации технологических режимов отдельных операций, уточняется выбор конструкционных материалов.

Гидрометаллургический завод (ГМЗ): технология переработки руды разработана по результатам исследований в 2015-2021 гг., проведены пилотные испытания технологической схемы (SGS Lakefield), определены основные технологические решения для проектирования (Hatch). Технологическая схема включает:

- щелочное вскрытие руды,
- кислотное выщелачивание РЗЭ,
- выщелачивание Nb смесью серной и плавиковой кислот,
- регенерацию реагентов (щелочи и кислот).

Получено решение о выдаче патента «Способ переработки комплексной руды, содержащей в качестве основных компонентов ниобий и редкоземельные элементы». Патентообладатель ООО «КГМК».

Разделительный завод (РЗ): выбрана технология разделения РЗЭ в системе ТБФ-нитратная среда (аналог – действующий завод Solvay во Франции), определены основные технологические решения для проектирования (Solvay/Carester). Технологическая схема включает:

- несколько операций жидкостной экстракции для частичного разделения РЗЭ,
- операции осаждения, обезвоживания, прокаливания готовых продуктов.

Завершено ТЭО гидрометаллургического завода и пред-ТЭО разделительного завода. По основным объектам инфраструктуры проработаны основные технические решения, выполнены ТЭО. Помимо основных производств, в состав гидрометаллургического комбината войдут: шламохранилище неРАО, угольная котельная, завод производства извести, склад кислот и едкого натра, подъездная ж.д. и станция КГМК. Получены ТУ на водоснабжение, на присоединение к действующим сетям электроснабжения.

Выполняется актуализация технических решений по КГМК в целом и сводная экономическая оценка.

В настоящий момент завершаются тендеры, идёт подготовка к заключению контрактов на пакеты критического технологического оборудования ГДП и КГМК. Далее по ГМЗ и РЗ будет выполнен Basic Engineering, разработана проектная и рабочая документации. По инфраструктурным объектам привлечение иностранных инжиниринговых компаний не планируется.

Пусконаладочные работы и запуск КГМК планируется начать в 2028 г.

Принято участие в актуализации Информационно-технического

справочника по наилучшим доступным технологиям ИТС-24-2020 введена в действие с 1 июля 2021 г. Технология КГМК будет соответствовать установленным в справочнике показателям по выбросам.

Оформлены права на ключевые земельные участки. Оформление прав продолжается.

С целью обеспечения строительства КГМК общераспространёнными полезными ископаемыми получены лицензии на добычу скальных пород (ГРР не требуются) и на разведку и добычу ПГС (подготовлен и прошел рассмотрение в Росгеолэкспертизе Проект на разведку, ГРР запланированы на 2023 г.). Суглинок найден в пределах земельного отвода КГМК, лицензии не требуется.

Подана заявка на включение в перечень участков недр, предлагаемых для представления в пользование на 2022 год для геологического изучения, разведки и добычи полезных ископаемых, одного из участков близлежащего месторождения известняка.

Особое внимание уделяется экологическим вопросам. Проект по комплексному освоению Томторского месторождения будет реализован в строгом соответствии с действующим экологическим законодательством Российской Федерации. В проектной документации будут предусмотрены обоснованные технические решения, обеспечивающие минимизацию негативного влияния на окружающую среду и местное население, будет выполнена ОВОС, проведены все необходимые экспертизы. Разработка месторождения планируется исключительно в зимний период.

Согласно выполненным в 2018-2019 гг. специализированным исследованиям по оценке потенциальных стоков из-под рудных складов при взаимодействии руды с водой (талой и от осадков) радионуклиды не выщелачиваются, разложение минералов возможно только в условиях гидрометаллургического производства.

Маршрут перевозки руды выбран с учетом минимизации экологических рисков. Перевозка и хранение руды будут осуществляться в герметичных биг-бэгах специальной конструкции, предотвращающей попадание руды в окружающую среду.

Комплексное освоение Томторского месторождения положительно скажется на социально-экономических показателях и развитии нескольких регионов – Якутии (Оленекского и Анабарского районов), Красноярского края (Таймыр-Хатанга), Забайкальского края (г. Краснокаменск).

Реализация проекта позволит создать более 2000 рабочих мест, причем не только на новых горнодобывающем и гидрометаллургических предприятиях, но и в сопутствующих сферах – транспортной, торгово-экономической, топливно-энергетической, социальной и др. Повышению уровня жизни населения регионов присутствия будет способствовать создание новых высокооплачиваемых рабочих мест, инвестирование в объекты социального назначения, образование, здравоохранение, культуру и инфраструктуру.

ВУЛКАН ОЛДОИНЬО ЛЕНГАИ И ГЕНЕЗИС РЕДКОМЕТАЛЛЬНЫХ КАРБОНАТИТОВ

С.В. Белов¹, А.Н. Барышев²

1 – ООО «ОЗГЕО», г. Москва, 2 – ФГБУ «ЦНИГРИ», г. Москва

Введение

Исследуя проблему происхождения и рудоносности редкометалльных карбонатитов [1, 2 и др.] и проводя геологоразведочные работы в различных частях Восточно-Африканской рифтовой зоны [3] (рис. 1), невозможно не остановиться на уникальном геологическом феномене – вулкане Олдоиньо Ленгаи, который изливает карбонатитовую лаву, что, по мнению большинства исследователей, является неопровержимым свидетельством магматической природы этих образований.

Напомним, что карбонатит – это эндогенная порода существенно карбонатного состава (кальцит, анкерит, доломит, реже сидерит), генетически связанная с формацией ультраосновных-щелочных пород (УЩК). Характеризуется спектром таких элементов, как Nb, Ta, Zr, TR, P, Ti, Fe, Sr, Ba, F и набором таких минералов-индикаторов, как пирохлор, гатчеттолит, колумбит, ферсмит, бадделеит, апатит, магнетит, анатаз, дизаналит, циркелит, циркон, минералы редких земель (паризит, монацит, бастнезит, бербанкит и др.). В карбонатитах присутствуют: барит, стронцианит, флюорит, сульфиды меди, железа, а также силикаты – форстерит, пироксен (эгирин, диопсид), флогопит (тетраферрифлогопит), биотит, амфибол (актинолит, арфведсонит, рихтерит) [1].



Рис. 1. Геологический маршрут в Восточно-Африканской рифтовой зоне, проводящийся С.В. Беловым

Карбонатиты – уникальная природная кладовая, содержащая более 30 видов минерального сырья. Первостепенная роль принадлежит

месторождениям ниобия, редких земель, железа, титана, меди, апатита, флюорита, флогопита, вермикулита, которые, как правило, отрабатываются открытым способом. Ныне эксплуатируются около 20 карбонатитовых рудных объектов, главным образом в Бразилии (Араша, Тапира, Каталан-1 и -2, Якупиранга и др.), Канаде (Сент-Оноре, Ока, Мартисон и др.), странах Восточной и Южной Африки (Палабора, Сукулу и др.). В России из 15 разведанных месторождений в разработке находятся Ковдорское в Мурманской области и Татарское в Красноярском крае. Готовятся к промышленному освоению месторождения Чуктукон и Томтор в Сибири [4]. При этом карбонатиты оказались столь генетически загадочными образованиями, что дискуссия по их происхождению (магматическому или гидротермальному) до сих пор не затухает. В этой связи представляется целесообразным проанализировать строение и состав продуктов деятельности вулкана Олдоиньо Ленгаи, являющегося своеобразным эталоном современного карбонатитообразования, а также их пространственное соотношение с расположенными в этом же регионе алмазонасными кимберлитами трубки Мвадуи. Данные аспекты рассмотрены в контексте разработанной С.В. Беловым гелио-био-геологической концепции развития Земли [5-7]. В практическом же плане проведённый анализ нацелен на совершенствование поисково-оценочных критериев для месторождений, ассоциирующих с данными типами объектов.

Тектоническая позиция, строение и минеральный состав пород, слагающих вулкан

Вулкан Олдоиньо Ленгаи высотой 2952 м (гора Бога масаев) располагается на востоке Африки (2°44' ю.ш., 35°53' в.д.), западнее её наивысшей точки – горы Килиманджаро, и тяготеет к центру Восточно-Африканской рифтовой зоны (рис. 2), представляющей собой составной элемент Великого Африканского рифта. Восточно-Африканская рифтовая зона в свою очередь состоит из серии более локальных рифтовых провинций. Вулкан Олдоиньо Ленгаи находится на границе рифтовой провинции оз. Виктория и рифта Грегори. Олдоиньо Ленгаи – симметричный стратовулкан конической формы (рис. 3). В большей своей части он сложен силикатными пирокластическими породами, туфами и агломератами фонолитового и нефелинитового состава, среди которых присутствуют прослои аналогичных по составу лав. Среди агломератов присутствуют блоки интрузивных пироксенитов, ийолитов, уртитов и метасоматических фенитов. Около 10% пород вулкана приходится на карбонатиты, которые формируют лавовые потоки (рис. 4), а также пирокласты и дайки. Пирокласты представлены пеплами и лапиллями. Пеплы не являются чисто карбонатными и содержат переменное количество силикатов. Карбонатитовые лапилли образуются при фонтанировании лавы с высоким содержанием газовой фазы. Дайки, секущие фонолитовую лаву, как правило, маломощные ($\leq 0,1$ м), протяжённость – до первых десятков метров. Вулканизм Олдоиньо Ленгаи, как и всего Восточно-

Африканского рифта, примечателен высоким содержанием в лавах, парах и минеральных водах карбоната натрия (соды). Главными первичными минералами карбонатитов данного вулкана являются щелочные карбонаты: ньеререйт $\text{Na}_2\text{Ca}(\text{CO}_3)_2$ и грегориит Na_2CO_3 . Второстепенные минералы представлены флюоритом и сильвином. Среди акцессорных присутствуют магнетит, фторапатит, монтичеллит, сфалерит, галенит, пирротин, расвумит и др. [8]. Таким образом, геолого-структурные и минералогические характеристики свидетельствуют о несомненной магматической природе данных образований.

Вместе с тем, невысокая температура содовых расплавов ($500-600^\circ$) дала основание А.Н. Барышеву провести параллель продуктов извержения Олдоиньо Ленгаи с грязевым вулканизмом [9]. По его мнению, рассматриваемый вулкан представляет собой эпимагматическую фреато-гидротермальную рециклинговую систему, в которой происходят извержения растворов содовых масс, содержащих органическое вещество, проникающее по трещинам из осадков, рядом расположенного, озера Натрон. В надочаговом пространстве вулкана они нагреваются, с возможным заимствованием щелочей, далее извергаются и снова попадают в озеро. На возможность такого процесса указывает изотопный состав карбонатитов. Так, в неизменённых грегориит-ньеререйтовых карбонатитах Олдоиньо Ленгаи исследования стабильных (С и О) и радиогенных изотопов (Sr, Nd, Pb) свидетельствуют об их глубинном, мантийном источнике; в карбонатитах же, подвергшихся низкотемпературным изменениям, изотопный состав углерода и кислорода указывает на малоглубинный источник [8,10,11]. Это указывает на влияние поверхностных процессов.



Рис. 2. Тектоническая позиция вулкана Олдоиньо Ленгаи (чёрная пятиконечная звезда)

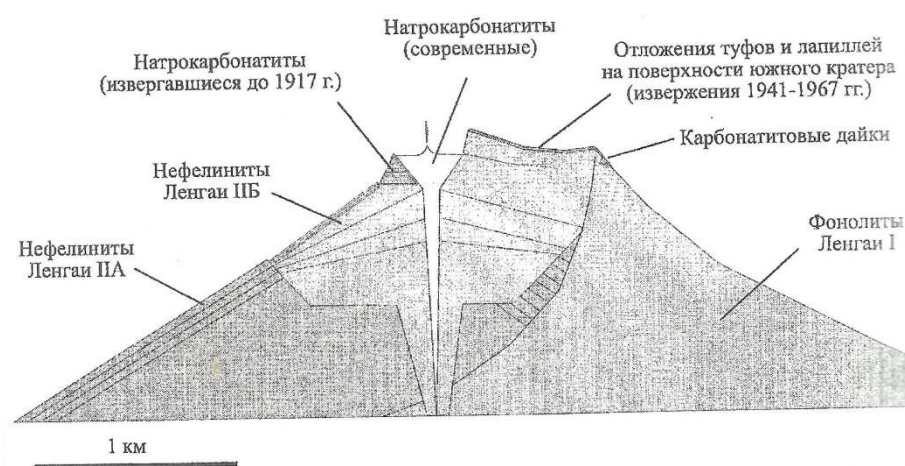


Рис. 3. Вверху – общий вид вулкана Ольдоинь Ленгаи;
внизу – разрез верхней части вулкана [8]



Рис. 4. Лавовые потоки карбонатитов вулкана Ольдоинь Ленгаи

Очевидно, что геодинамическая обстановка растяжения, характерная для рифтовой провинции, где расположен вулкан, обеспечивает проникновение по трещинам поверхностных образований в более глубокие горизонты.

Соотношение карбонатитов с кимберлитами в рифте Грегори и гелио-био-геологическая концепция

Статистическая закономерность приуроченности карбонатитов к рифтогенным структурам, а кимберлитов на удалении от них, установленная С.В. Беловым с соавторами на основе анализа мировых баз данных [12], и являющаяся общей тенденцией, проявляется и в данном конкретном случае. Рассмотрим соотношение карбонатитов Олдоиньо Ленгаи с алмазоносной кимберлитовой трубкой Мвадуи. Эта трубка вторая в мире по площади поверхности (146 га), была открыта в 1940 г. Дж.Т. Вильямсом. Ресурсы алмазов по кат. P_1 составляют 50 млн карат. И хотя среднее содержание алмазов низкое, доля ювелирных камней высокого качества большая. Самый крупный из добытых алмазов весил 388 карат. Заметим, что если карбонатитовый вулкан Олдоиньо Ленгаи располагается к востоку от оз. Виктория, то алмазоносная трубка Мвадуи находится к югу от озера. С тектонической точки зрения в расположении обоих объектов в полной мере выполняется и правило Клиффорда: трубка Мвадуи располагается ближе к центру жёсткого платформенного кратона, а вулкан Олдоиньо Ленгаи – на его периферии (рис. 5). Черным прерывистым контуром на плане обозначена предполагаемая граница области распространения карбонатитов и кимберлитов в рифте Грегори.

Данные обстоятельства дают основание создавать модели, учитывающие эти факты. Одна из них, предложенная С.В. Беловым ранее, основана на процессе рифтообразования, проявляющегося в ходе формирования сводов [1]. В настоящей совместной работе авторами предпринята попытка представить несколько иную геодинамическую модель, учитывающую вышеуказанные закономерности размещения обоих рассматриваемых типов платформенного магматизма, но базирующуюся на ином подходе. Представляется, что в определённой степени обе модели дополняют друг друга. По мнению А.Н. Барышева [9], геодинамический режим формирования карбонатитовых комплексов характеризуется образованием локальных магмопроницаемых зон растяжения типа pull-apart, возникающих в связи со сдвиговыми деформациями в консолидированной континентальной коре на фоне крупномасштабного сжатия, происходящего вследствие субдукции. При субдукции карбонаты осадочных слоистых толщ затачивались в глубокие горизонты литосферы и проникали в мантийную среду. Пребывание карбонатных толщ в зоне субдукции в ассоциации с мантийными породами приводило к повышенной щелочности протолита, впоследствии наследуемой УЩК. Карбонатизированная таким образом мантия под действием этих природных флюсов, снижающих температуру плавления, более легко переходит в магматическое состояние, чему способствуют условия декомпрессии, возникавшей вследствие рифтогенного растяжения. В результате субдукции карбонатсодержащих осадочных толщ мантия также обогащается и некогерентными – редкими, по отношению к ювенильным мантийным магмам, элементами.

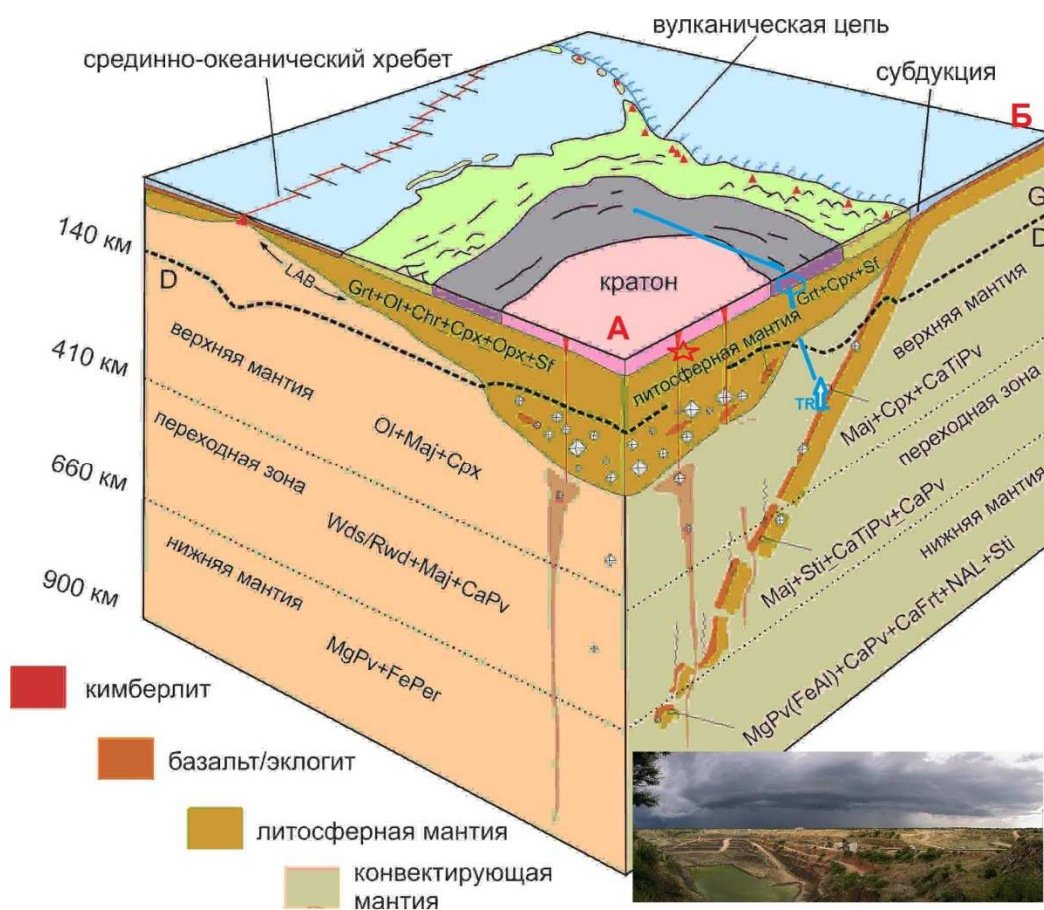


Рис. 5. Позиция вулкана Олдоиньо Ленгаи (синий шестиугольник на плане и стрелка на разрезе по А-Б) и кимберлитовой трубки Мвадуи (красная звездочка, внизу – вид карьера на трубке). На разрезе синяя линия – ось рифта

Размещение карбонатитовых вулканов и УЩК в Восточно-Африканском рифте контролируется, по его мнению, трансензионной обстановкой, возникающей при левосдвиговых усилиях вдоль близмеридиональных рифтообразующих разломов, которые являются неотъемлемым структурным элементом данного рифта. С этих позиций относительно локальный рифт Грегори, к которому приурочен вулкан Олдоньо Ленгаи, является структурой второго порядка по отношению к зоне регионального сдвига, проходящего вдоль борта всего Восточно-Африканского рифта.

Рассмотрим формирование редкометалльных карбонатитов в свете разработанной С.В. Беловым *гелио-био-геологической* концепции [5-7]. Создание мировой информационной базы данных по карбонатитам [12] дало возможность количественно охарактеризовать на протяжении геологической истории возрастные особенности редкометалльного рудогенеза при карбонатитообразовании (рис. 6).

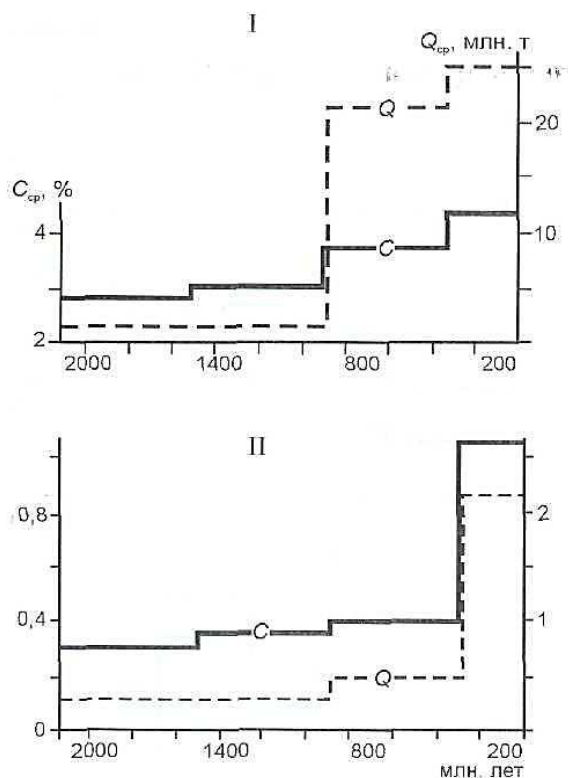


Рис. 6. Зависимость среднего содержания (C_{cp}) и средних запасов (Q_{cp}) редких металлов (I) и Nb_2O_3 (II) в месторождениях карбонатитов от возраста [13]

Из рисунка видно, что в ходе геологической истории наблюдается существенный рост как запасов, так и качества руд в месторождениях редкометалльных карбонатитов. Если же охарактеризовать на протяжении геологической истории темпы (характеризуемые числом вспышек за каждые 200 млн лет) карбонатитообразования, а также темпы кимберлитового магматизма и алмазообразования, то следует заметить, что темпы всех этих процессов также с течением геологического времени закономерно нарастают. Так, если в докембрии число вспышек щелочно-ультраосновного магматизма

и карбонатитообразования за 200 млн лет составляло 2-3, то за последние 200 млн лет геологической истории Земли их количество увеличилось и достигло 13. Аналогичная (и даже более резкая) картина наблюдается и по темпам кимберлитового магматизма и алмазообразования: если в докембрии количество вспышек составляло 3, то за последние 200 млн лет их количество возросло до 21. В практическом, прогнозно-поисковом плане выявленные на основе мировой статистики эти тенденции рудогенеза дают основание сделать следующий минерагенический вывод: большее число рудных объектов можно будет обнаруживать и выявлять в связи с более молодыми структурно-формационными и магматическими комплексами. Именно они заслуживают наиболее пристального изучения при проведении поисков.

Принимая во внимание, что рудоконцентрация, ведущая к формированию высоких локальных скоплений отдельных компонентов – процесс энергозатратный [14,15], а также антиэнтропийный, очевидно, что она требует поступления энергии извне. Из этого следует, что наблюдаемая на рис. 6 картина нарастания редкометалльной рудоконцентрации со временем, а также охарактеризованных выше общих темпов рудного процесса была бы невозможной в условиях «умирающей» остывающей Земли, а значит, наша планета испытывает некую перманентную энергетическую подпитку и её энергетика, как свидетельствуют факты, растёт [16]. Растут размеры и масса планеты [17]. Это, в соответствии с гелио-био-геологической концепцией, происходит за счёт поступления энергии Солнца [5, 7].

Прежде чем описывать механизм этого процесса, обратим внимание на удивительнейший факт: масса живого вещества, образованного за многомиллиардную историю Земли, составляет по разным оценкам от 6,5 до $9,2 \times 10^{21}$ тонн, а это в 1,1-1,5 раза превышает массу всей нашей планеты. На первый взгляд это кажется парадоксальным. Ведь в представлении большинства биосфера – всего лишь тонкая оболочка, небольшая плёнка из живой субстанции, покрывающей мертвую земную твердь. Однако если допустить, что это так, но как тогда объяснить феномен огромной массы живого вещества, продуцированного за миллиарды лет геологической истории Земли? Приходится признать очевидное: в наносах и осадочных толщах погребено огромное количество органического вещества, которое впоследствии преобразуется за счёт различных геологических процессов. Чтобы проиллюстрировать масштабы этого явления, укажем, что годовая биологическая продуктивность биосферы составляет более 180 миллиардов тонн, причём 2/3 её производится экосистемами суши. Возникает вопрос: какова судьба этой вновь возникающей массы и куда она девается? Ответ на него в рамках предлагаемой концепции видится следующим.

Как известно, в ходе длительной геологической истории происходит своеобразный круговорот вещества, когда образовавшийся на поверхности Земли в ходе литогенеза первично осадочный, преимущественно биогенный материал, погружаясь в глубины Земли, под воздействием давления и температуры превращается в метаморфические толщи. Затем из них при

ультраметаморфизме образуются магматические выплавки. Остыв, они формируют магматические горные породы, которые, в свою очередь, будучи выведены на поверхность Земли, разрушаются эрозией и вновь образуют осадочные толщи, содержащие органическое вещество (рис. 7). Подтверждением реальности предложенного механизма является биогенный изотопный состав углерода в алмазах из глубинных кимберлитов, а также установленное Г.К. Хачатрян [18] наличие в них структурных примесей водорода и азота органогенного генезиса. Участие биогенных соединений в алмазообразовании происходит, по мнению Г.К. Хачатрян и А.Н. Барышева, в ходе затягивания органических осадков при субдукции, по реакции: $\text{CH}_4 + \text{CO}_2 = 2\text{C} + 2\text{H}_2\text{O} + 24,6 \text{ ккал/моль}$. Нечто подобное, очевидно, происходит в ходе деятельности вулкана Ольдоинью Ленгаи.

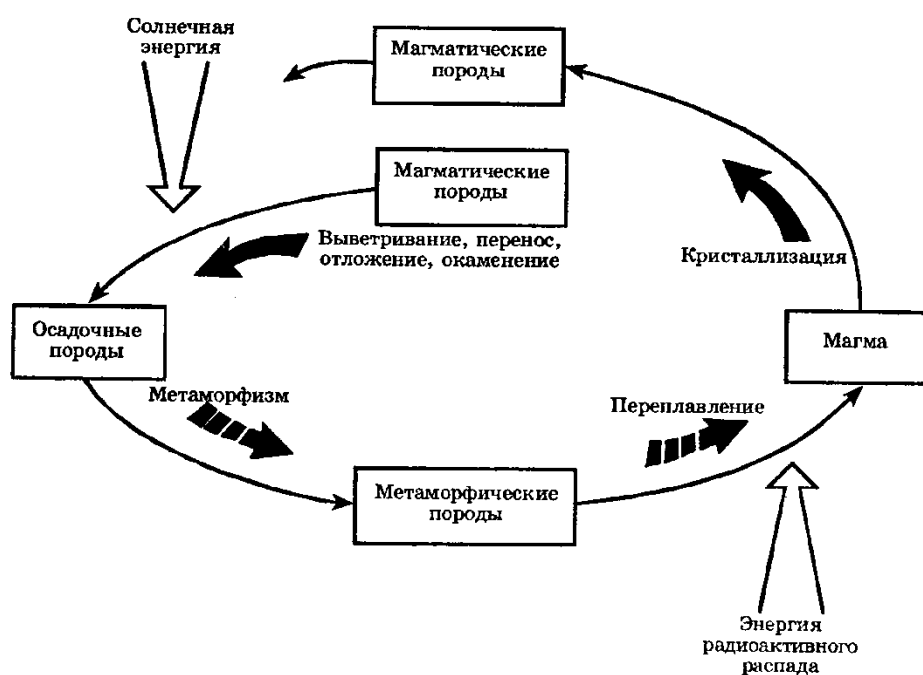


Рис. 7. Круговорот вещества, происходящий в ходе геологической истории

В результате длительной работы этого своеобразного био-геологического конвейера происходит постепенный рост массы Земли, о чём свидетельствуют многочисленные факты [16, 17 и др.]. Этот аспект гелио-био-геологической концепции позволяет внутренне непротиворечиво объяснить причины и механизм расширения Земли, а также рост её энергии и массы за счёт поступления энергии Солнца, не привлекая различные экзотические идеи, например об эфиродинамике, и т.д. Поэтому прав был В.И. Вернадский [19], утверждая: «лучистая энергия Солнца через посредство организмов регулирует химические проявления земной коры. Все минералы верхних частей земной коры непрерывно создаются в ней только под влиянием жизни. Жизнь нужно будет свести к проявлениям энергии». Таким образом современные научные данные, основанные на информационных базах и технологиях, подтверждают его гениальную догадку. Ещё одним аспектом

гелио-био-геологической концепции является вопрос ядерных реакций в недрах. Надо сказать, что В.И. Вернадский отвергал предположение о том, что Земля была ранее раскаленным шаром и остывает. Внутреннюю теплоту Земли он объяснял радиоактивным распадом. Сегодня это мнение подтверждается рядом косвенных фактов, свидетельствующих о трансмутации химических элементов в ядре и мантии [20, 21]. Однако прямым доказательством ядерных реакций, происходящих в земных недрах, являются потоки нейтронов внутриземного происхождения, всплески которых, как показано в совместных работах С.В. Белова, И.П. Шестопалова [22-25] и др., предшествуют и сопровождают землетрясения и извержения вулканов. Причиной этого могут являться потоки солнечных и галактических нейтрино, пронизывающие Землю. Под их воздействием атом железа (из которого сложено земное ядро) разрушается с образованием атомов кальция, углерода и четырёх нейтронов, превращающихся в ядра водорода (в протоны) (рис. 8). Эта гипотеза, впервые предложенная А.Е. Куликовичем [26], представляется наиболее отвечающей фактам. Из неё следует неизбежность вышеупомянутых потоков нейтронов внутриземного происхождения, а также водородного дыхания Земли, подробно охарактеризованного в работах В.Н. Ларина и В.Л. Сывороткина. Примечательно, что активизация и нарастание этих процессов происходит в периоды с малым количеством солнечных пятен и низкими значениями чисел Вольфа [27].

Заключение

Подводя итоги, можно констатировать:

1. Структурные и минералого-геохимические особенности вулкана Олдоиньо Ленгаи, считающегося эталоном современного редкометалльного карбонатитообразования, находятся в русле общих тенденций рудогенеза, выявленных ранее с использованием статистики по мировым базам данных.
2. Показано нарастание карбонатито- и кимберлитобразования в ходе геологической истории. В практическом плане это означает, что большее число рудных объектов можно будет обнаруживать и выявлять в связи с более молодыми структурно-формационными и магматическими комплексами. Именно они заслуживают наиболее пристального внимания при проведении поисков.
3. Факт нарастания карбонатито- и кимберлитобразования с течением времени, рассмотренный в контексте гелио-био-геологической концепции, подтверждает негэнтропийный характер развития Земли и её энергетическую подпитку извне за счёт энергии космоса.
4. Причиной последнего могут быть потоки солнечных и галактических нейтрино, наиболее мощные в периоды, характеризующиеся низкими значениями чисел Вольфа.
5. Ядерные реакции в недрах (ядре Земли), вызывающие потоки внутриземных нейтронов и водородную дегазацию, представляют собой

наведённый процесс, инициируемый вышеуказанными космическими факторами.

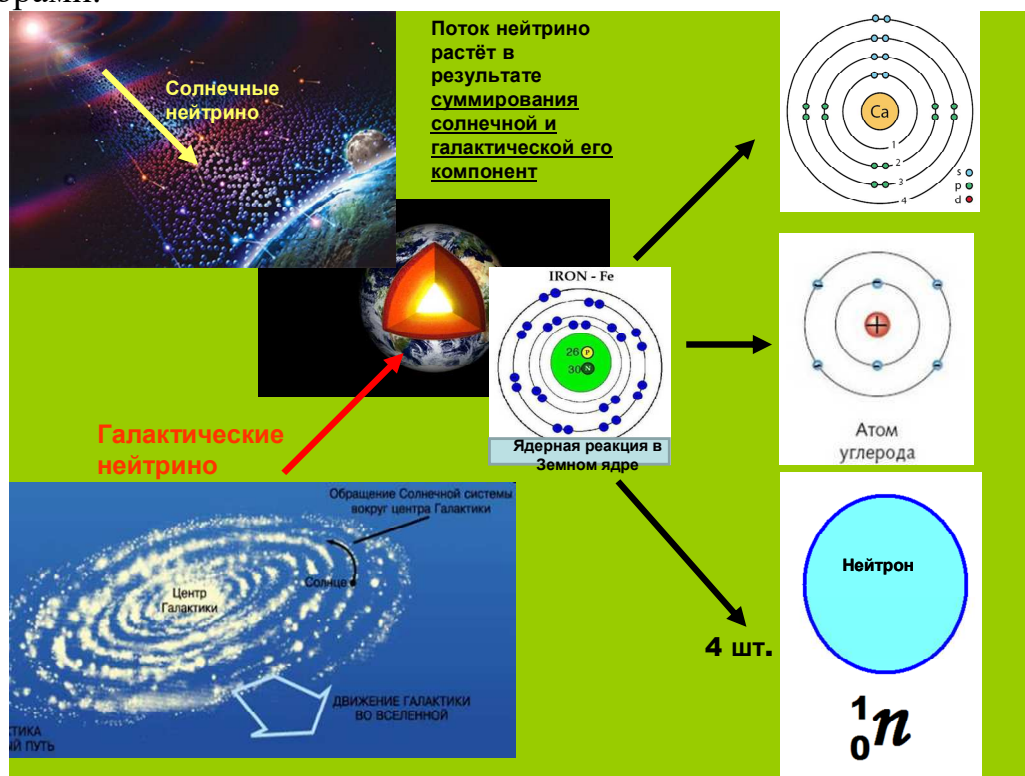


Рис. 8. Под воздействием суммарного потока солнечных и галактических нейтрино атом железа, из которого сложено земное ядро, разрушается с образованием атомов кальция, углерода и четырёх нейтронов

Литература

1. 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.
2. Белов С.В., Бурмистров А.А., Фролов А.А. Месторождения ураноносных карбонатитов (геология, минерагения, перспективы освоения) // Lambert Academic Publishing, ISBN 978-3-8473-2565-9, 2012, 278 с.
3. Белов С.В., Захарова-Гаврилова А.А., Пичугин С.В. Минерально-сырьевая база Африки и перспективы сотрудничества России с Африканскими странами // В сб.: БРИКС и Африка: сотрудничество в целях развития, М., РУДН, 2013, с. 179-183.
4. Фролов А.А., Толстов А.В., Лапин А.В., Зинчук Н.Н., Белов С.В., Бурмистров А.А. Карбонатиты и кимберлиты (взаимоотношения, минерагения, прогноз). М.: «НИА-Природа», 2005, 540 с.
5. Белов С.В. Рудно-магматические процессы и гелио-био-геологическая концепция развития Земли // В сб.: Стратегия развития геологического исследования недр: настоящее и будущее (к 100-летию МГРИ-РГГРУ. Материалы Международной научно-практической конференции (МГРИ-РГГРУ), – М.: Издательство НПП «Фильтроткани», 2018, Т.1 с. 256-257.
6. Белов С.В. Минеральные ресурсы, эндогенная активность и эволюция Земли // Использование и охрана природных ресурсов России, 2018, №2, с. 10-14; № 3, с. 15-20.
7. Белов С.В. Земля и человек: загадки, парадоксы, закономерности. Изд-во: Lambert Academic Publishing, 2018, 121 с.

8. Зайцев А.Н., Петров С.В. Карбонатиты вулкана Олдоиньо Ленгаи, северная Танзания // В Кн.: Глубинный магматизм, его источники и плюмы. Иркутск, 2008, с. 59-70.
9. Барышев А.Н. Геодинамика, тектоника, минералогия: системный анализ». Монография, ч. 1-3, М., ФГБУ ЦНИГРИ, 2021, 308 с.
10. Зайцев А.Н. Минералогия, геохимия и посткристаллизационные преобразования вулканических карбонатитов рифта Грегори (восточная Африка). Автореферат докт. дисс. СПб. 2010. 40 с.
11. Bell K., Simonetti A. Carbonatite magmatism and plume activity: implication from the Nd, Pb, and Sr isotope systematics of Oldoinyo Lengai // Journal of petrology 1996, v. 37, p. 1321-1339.
12. Белов С.В., Бурмистров А.А., Соловьёв А.А., Кедров Э.О. Информационная база данных: «Карбонатиты и кимберлиты мира»: опыт создания и использования для решения геолого-прогнозных задач // Геоинформатика. 2007. №2. С. 48-67.
13. Шкодзинский В.С. Эволюция карбонатитового и кимберлитового магматизма в истории Земли // Отечественная геология, 2007, № 5, с. 91-93.
14. Наумов Г.Б. Энергетика процессов рудообразования // В сб.: Геология и полезные ископаемые Мирового океана. М., 2008, с. 40-55.
15. Сафонов Н.И., Мещеряков С.С., Иванов Н.П. Энергия рудообразования и поиски полезных ископаемых. – Л.: Недра, 1978. – 215 с.
16. Белов С.В. Энергетика Земли растёт // Дельфис, 2019, № 3, с. 80-85.
17. Блинов В.Ф. Растущая Земля: из планет в звёзды. Электронная монография. Киев, 2011, 305 с.
18. Хачатрян Г.К. Органическое вещество в алмазах их кимберлитовых источников: генетическая информативность // Руды и металлы, 2017, № 3, с. 77-84
19. Вернадский В.И. Биосфера и ноосфера, М., Айрис-Пресс, 2004, 576 с.
20. Покровский А.В. Энергетика земной коры; новый взгляд на проблему // Вестник Российского государственного университета им. И. Канта. 2010, Вып. 1, с. 41-49.
21. Мышинский Г.В., Кривицкий В.А., Старостин В.И. Квантовая геология, возможность протекания нуклеосинтеза не только в звёздах, но и на планетах в процессе их эволюции // Смирновский сборник, Москва, Макс-Пресс, 2020, с. 97-136.
22. Шестопалов И.П., Белов С.В., Соловьёв А.А., Кузьмин Ю.Д. О генерации нейтронов и геомагнитных возмущениях в связи с Чилийским землетрясением 27 февраля и вулканическим извержением в Исландии в марте-апреле 2010 г. // Геомагнетизм и аэрономия. 2013. Т. 53. № 1.С. 130-142.
23. Белов С.В., Шестопалов И.П., Харин Е.П. О взаимосвязях эндогенной активности Земли с солнечной и геомагнитной активностью // Доклады Академии наук. 2009. Т. 428. № 1. С.104-108.
24. Shestopalov I.P. and Kharin E.P. Relationship between solar activity and global seismicity and neutrons of terrestrial origins // Russ. J. Earth. Sci. 2014. V. 14. ES1002. 10 P. doi:10.2205/2014ES000536.
25. Белов С.В., Шестопалов И.П., Харин Е.П., Баркин Ю.В., Соловьёв А.А. Вулканическая и сейсмическая активность Земли: пространственно-временные закономерности и связь с солнечной и геомагнитной активностью // Атлас временных вариаций, М., Наука, 2013, том 5, с. 209-218.
26. Куликович А.Е. Вернадский и современные актуальные биогеохимические проблемы биосферологии и ноосферологии // Вопросы системогенетики: теорет.-методол. альм. / гл. ред. А. И. Субетто. - СПб., 2004. С. 245-270.
27. Белов С.В. Внутриземная энергетика и био-социальные процессы: взаимосвязь и причины // Энергия: экономика, техника, экология 2021, № 10, с. 28-37.

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ СПОСОБОВ ВСКРЫТИЯ ТАНТАЛИТ-КОЛУМБИТОВ

Е.В. Богатырева, А.К. Капбар, Ф. Мельник
НИТУ «МИСиС», г. Москва

В последние десятилетия потребление ниобия и тантала стало одним из индикаторов научно-технического прогресса.

Место Российской Федерации в мировом производстве редкометаллической продукции не отражает возможностей, научно-производственного опыта и перспективных потребностей страны.

Стратегия развития отрасли редких, в том числе редкоземельных металлов Российской Федерации на период до 2035 года [1] направлена на создание энергоэффективных и ресурсосберегающих технологий добычи и переработки твердых полезных ископаемых, расширение минерально-сырьевой базы, рост производительности труда, рост конкурентоспособности продукции.

В связи с вышеизложенным вовлечение в производство новых месторождений ниобий-танталового сырья и разработка эффективных технологий получения продукции на основе тантала и ниобия является актуальной задачей.

Промышленной переработки собственных колумбитовых концентратов в России нет. Однако в мире колумбит является одним из широко распространенных источников получения ниобия и тантала. Анализ мировой практики переработки танталит-колумбита показывает, что наиболее эффективный способ вскрытия такого химически стойкого сырья заключается в выщелачивании его плавиковой/смесью плавиковой и серной кислот [2]. Недостатки способа:

- необходима специальная футеровка оборудования,
- высокая стоимость плавиковой кислоты;
- низкая селективность реагента к примесям;
- целесообразность применения для переработки богатых концентратов с низким содержанием титана.

Следует отметить, что набор и содержание примесных элементов в танталит-колумбитах различных месторождений не позволяет унифицировать технологию их переработки и вынуждает разработчиков в каждом отдельном случае искать собственные подходы.

Для выяснения причин сложности создания энергосберегающей унифицированной технологии переработки танталит-колумбитовых концентратов необходим комплексный анализ способов их вскрытия (разложение плавиковой кислотой, сульфатизация, щелочное выщелачивание), включающий термодинамические, кинетические и технологические исследования.

Необходимость и актуальность более детальных термодинамических исследований обусловлена отсутствием термодинамических данных для всего спектра составов $(\text{Fe}, \text{Mn})(\text{Ta}, \text{Nb})_2\text{O}_6$ и в связи с этим допущением в существующих расчетах вероятности взаимодействий только по крайним соединениям изоморфного ряда или по оксидам элементов, образующих минерал.

Цель работы – на основании термодинамического анализа обосновать выбор более перспективного варианта первичного вскрытия для создания унифицированной технологии переработки танталит-колумбитов переменного состава.

Задачи:

1. Рассчитать термодинамические характеристики для танталит-колумбитов переменного состава.
2. Выявить термодинамически наиболее вероятные реакции разложения танталит-колумбитов переменного состава плавиковой и серной кислотами, а также раствором гидроксида натрия.
3. Определить более перспективный вариант первичного вскрытия для создания унифицированной технологии переработки танталит-колумбитов переменного состава.

Для всех минералов танталит-колумбитового ряда выполнен расчет энтальпии и энтропии с учетом их кристаллической структуры и взаимного влияния катионов соединения танталит-колумбит. Поверхности изменения энтальпии и энтропии танталит-колумбитов в зависимости от их состава приведены на рисунке 1. Видно, что энтальпия образования танталит-колумбитов в зависимости от их состава меняется на 13%, а энтропия на 4%.

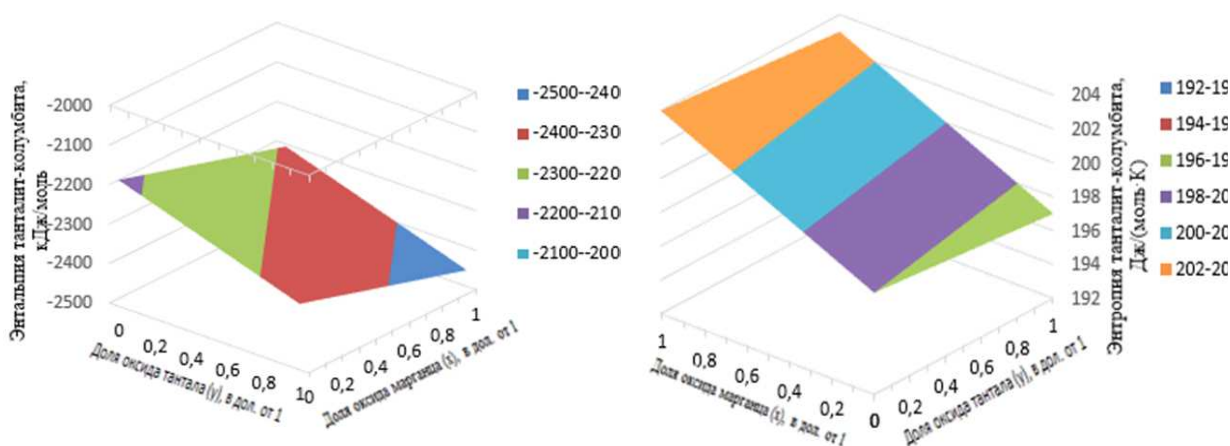
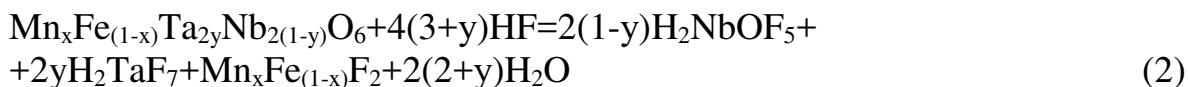
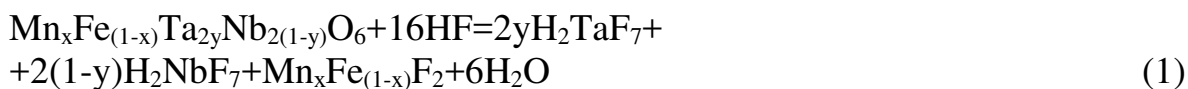


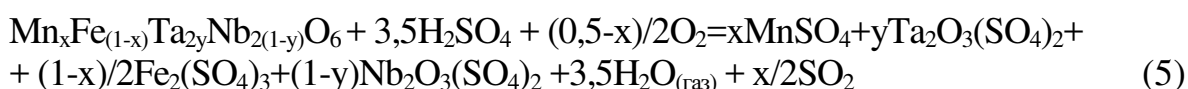
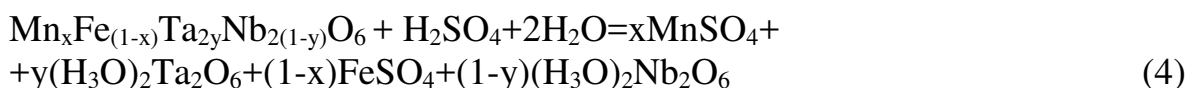
Рис. 1. Поверхности изменения энтальпии (а) и энтропии (б) танталит-колумбита в зависимости от его состава

Новизна данной работы состоит в расчете термодинамических характеристик реакций минерала танталит-колумбит переменного состава по реакциям (1 и 2):



Рассчитаны зависимости энергии Гиббса реакций от температуры и изменения теплового эффекта. Установлено значительное влияние состава танталит-колумбита как на энергию Гиббса (в интервале температур 25-90 °С), так и на тепловой эффект реакции. На основании анализа результатов расчетов можно предположить, что при изменении доли оксида марганца (x) в танталит-колумбите во всем интервале от 0 до 1 и при изменении содержания оксида тантала (y) от 0 до 0,8 термодинамически более вероятна реакция (1), а для всех остальных составов термодинамически вероятны обе реакции (1) и (2). Это косвенно свидетельствует о возможном изменении механизма процесса выщелачивания танталит-колумбита переменного состава плавиковой кислотой.

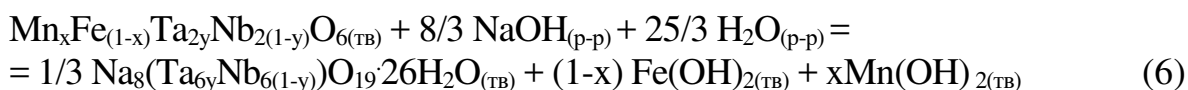
При сернокислотном разложении танталит-колумбита наиболее вероятно протекание реакций (3-5):



Результаты расчетов в интервале температур 25-225 °С также показали существенный разброс значений энергии Гиббса в зависимости от состава танталит-колумбита, а тепловые эффекты реакции (5) могут быть как экзотермическими, так и эндотермическими (рисунок 2).

Можно предположить, что такое различие в поведении танталит-колумбитов различного состава и осложняет создание универсальной технологии их переработки.

Исследования А.Н. Зеликмана и М.А. Орехова [3] показали, что автоклавное разложение танталит-колумбитов концентрированными растворами гидроксида натрия сопровождается протеканием реакции (6):



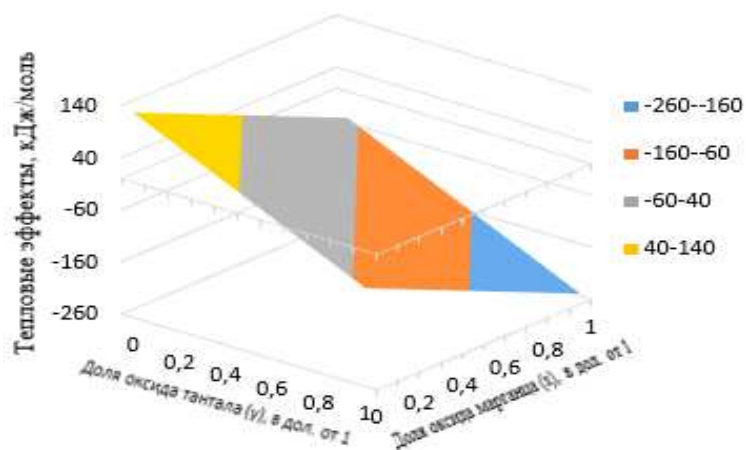


Рис. 2. Поверхность изменения теплового эффекта реакции (5) при разложении серной кислотой танталит-колумбитов переменного состава от температуры

Результаты термодинамической оценки вероятности разложения танталит – колумбита раствором щелочи в интервале температур от 50 до 130 °С показали незначительное влияние состава на термодинамические характеристики процесса.

С учетом вышеизложенного построена гистограмма (рисунок 3) сравнения минимальных и максимальных значений термодинамических характеристик взаимодействия танталит – колумбитов переменного состава с растворами реагентов (плавиковой и серной кислотами, раствором щелочи).

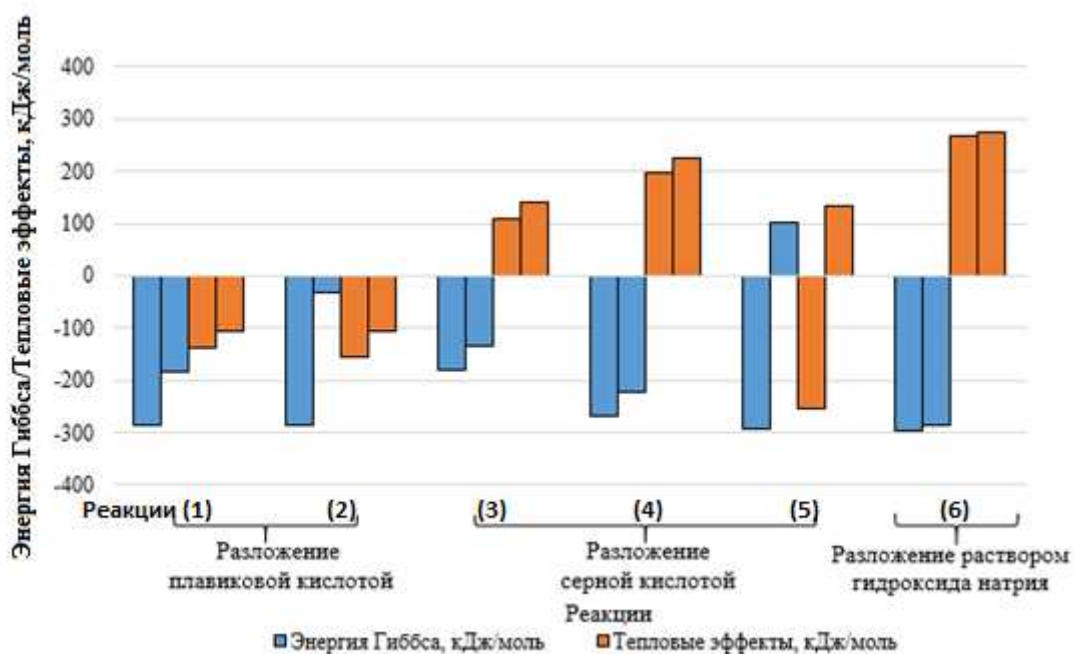


Рис. 3. Изменение энергии Гиббса и тепловых эффектов реакций разложения танталит-колумбита растворами плавиковой и серной кислот и щелочи

Из рисунка 3 видно, что на термодинамические характеристики (энергию Гиббса и тепловой эффект реакции) щелочного вскрытия (NaOH) переменный состав танталит-колумбита оказывает меньшее влияние.

В связи с вышеизложенным можно предложить, что щелочное выщелачивание – более перспективный вариант для создания универсальной технологии вскрытия танталит-колумбитов переменного состава. Однако для эффективного проведения вскрытия при атмосферном давлении необходима интенсификация процесса выщелачивания.

Литература

1. Стратегия развития отрасли редких и редкоземельных Российской Федерации на период до 2035 года – URL: https://minpromtorg.gov.ru/docs/#!strategiya_razvitiya_otrasli_redkih_i_redkozemelnyh_metallov_rossiyskoy_federacii_na_period_do_2035_goda (дата обращения 30.10.2021).

2. Eckert J. Hydrometallurgical processing of tantalum and niobium compounds // *proc. Int. Symp. On tantalum and niobium* (goslar, 18-20 aug. 1995). Goslar, 1995. P. 51-64.

3. Зеликман А.Н. *Металлургия тугоплавких редких металлов.* – М.: *Металлургия*, 1986. 440 с.

ВЛИЯНИЕ ГЕНЕЗИСА НА ХАРАКТЕРИСТИКИ СОЕДИНЕНИЙ ЦЕРИЯ

Е.В. Богатырева, А.И. Карташева
НИТУ «МИСиС», г. Москва

Комплексные исследования получения соединений церия с заданными характеристиками для различных областей применения (в металлургии, медицине, авиа- и машиностроении, стекольной промышленности) обусловлены необходимостью реализации стратегии развития промышленности редких и редкоземельных металлов РФ с целью возрождения полного цикла производства РЗМ и их соединений.

Многообразие способов получения оксида церия с заданными характеристиками (из органических и неорганических соединений такими растворами осадителей, как щавелевая кислота, соли угольной кислоты, аммиака, щелочей, мочевины, пероксида водорода и др.) обусловлено сложностью получения легкофильтруемых пульп карбоната церия.

В России на экспериментальном предприятии ООО «Лаборатория инновационных технологий» разработана трехстадийная технология осаждения карбоната церия из азотнокислых растворов растворами солей угольной кислоты [1], но существенным недостатком является сложность поддержания pH в заданных интервалах. В связи с этим исследование влияния генезиса на характеристики соединений церия актуально.

В данной работе рассмотрено влияние затравки карбоната церия и продолжительности выдержки системы, после процесса осаждения карбоната церия из азотнокислых растворов, раствором карбоната аммония на удельную скорость фильтрования получаемой пульпы и возможность перехода к одностадийному осаждению. Некоторые результаты приведены в табл. 1.

Таблица 1

Условия и результаты исследований процесса осаждения карбоната церия

Опыт	Расход затравки, %	Выдержка системы после процесса осаждения, мин	Удельная скорость фильтрования пульпы (v), л/(м ² ·мин)
1	Без затравки	0	5,8
2	10	0	40,89
3	10	5	29,57
4	10	60	7,83

Установлено положительное влияние затравки на скорость фильтрования пульпы карбоната церия, а также негативное влияние на нее продолжительности выдержки системы после осаждения. Так, при введении затравки на уровне 10 % при прочих равных условиях удельная скорость фильтрования пульпы карбоната церия возрастает примерно в

8 раз, но выдержка этой системы для укрупнения осадка приводит к снижению удельной скорости фильтрации примерно в 5 раз.

На рис. 1 представлен гранулометрический состав осадков карбоната и полученного прокаливанием из него для опытов 1–4 оксида церия (см. табл. 1).

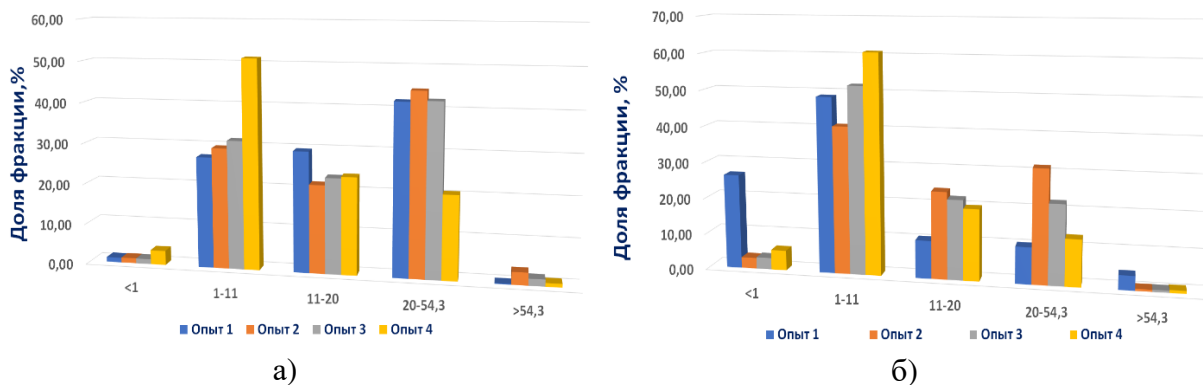


Рис. 1. Гранулометрический состав осадков:
а) карбоната, б) оксида церия для опытов 1-4 (см. табл. 1)

Из рис. 1 и табл. 1 видно, что на удельную скорость фильтрации пульпы карбоната церия наибольшее влияние оказывает наличие фракции менее 11 мкм (опыт 4).

Было установлено, что при осаждении карбоната церия из нитратных растворов 20 %-ным раствором карбоната аммония максимальная удельная скорость фильтрации пульпы достигается в опыте 2 ($v_{\phi} = 42$ л/м²·мин), где фильтрацию пульпы проводили сразу после процесса осаждения карбоната церия. Гранулометрический анализ на лазерном анализаторе MicroSizer 201 показал, что средний размер частиц карбоната церия во всех опытах находится в пределах от 11 до 20 мкм, а средний размер частиц прокаленного карбоната церия во всех опытах – в пределах от 6 до 11 мкм.

Литература

1. Патент 2693176 Российская Федерация, МПК С 01 F 17/00, С 01 В 32/60. Способ получения карбонатов редкоземельных элементов / В.О. Геря, Б.А. Быданов, А.В. Алдушкин и др.; патентообладатель ООО «ЛИТ». № 2018147104; заявл. 28.12.18; опубл. 01.07.19, бюл. № 19.

РУДООБРАЗУЮЩИЕ СИСТЕМЫ КРУПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ВЫСОКОТЕХНОЛОГИЧНЫХ МЕТАЛЛОВ РОССИИ: ЗАКОНОМЕРНОСТИ РАЗМЕЩЕНИЯ, УСЛОВИЯ ФОРМИРОВАНИЯ, МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ ПОТЕНЦИАЛ

*А.В. Волков, А.Л. Галямов, С.Г. Соловьев,
В.Ю. Прокофьев, К.Ю. Мурашов
ИГЕМ РАН, г. Москва*

Введение

Настоящий доклад подготовлен по результатам исследований 2021 г. по проекту Министерства науки и высшего образования РФ № 13.1902.21.0018 «Фундаментальные проблемы развития минерально-сырьевой базы высокотехнологичной промышленности и энергетики России».

Цель работ заключалась в проведении фундаментальных и прикладных исследованиях проблемы обеспечения высокотехнологичной индустрии Российской Федерации стратегическими металлами; в изучении особенностей формирования крупных месторождений стратегических и высокотехнологичных металлов; в оценке минерально-сырьевого потенциала основных рудообразующих систем этих месторождений; в исследовании природы промышленно-значимых концентраций высокотехнологичных металлов; предложить новые подходы к прогнозированию крупных месторождений высокотехнологичных металлов.

Постановка исследований весьма актуальна, так как продиктована глобальными тенденциями развития минерально-сырьевого комплекса: исчерпанием фонда легкооткрываемых месторождений; необходимостью прогноза и поисков новых объектов на слабоизученных территориях; усилением внимания к новым нетрадиционным типам месторождений; перемещением геологоразведочных работ в удаленные от транспортно-коммуникационных сетей районы со сложными горно-геологическими и климатическими условиями и слабо развитой инфраструктурой.

В ходе реализации проекта создана база данных месторождений и перспективных рудопроявлений стратегических и высокотехнологичных металлов России; выделены главные рудообразующие системы – источники высокотехнологичных критических металлов; выполнены металлогенические исследования на основе пространственно-статистического ГИС-анализа; составлены варианты прогнозно-металлогенических карт размещения рудообразующих систем стратегических и высокотехнологичных металлов.

Концепция рудообразующей (минеральной) системы

Определение рудообразующей (минеральной) системы по мировым источниками [1, 2, 3] аналогична концепции нефтяной системы, но из-за особенностей природы рудных месторождений и вмещающих пород минеральная система гораздо более разнообразна и сложна (рис. 1).

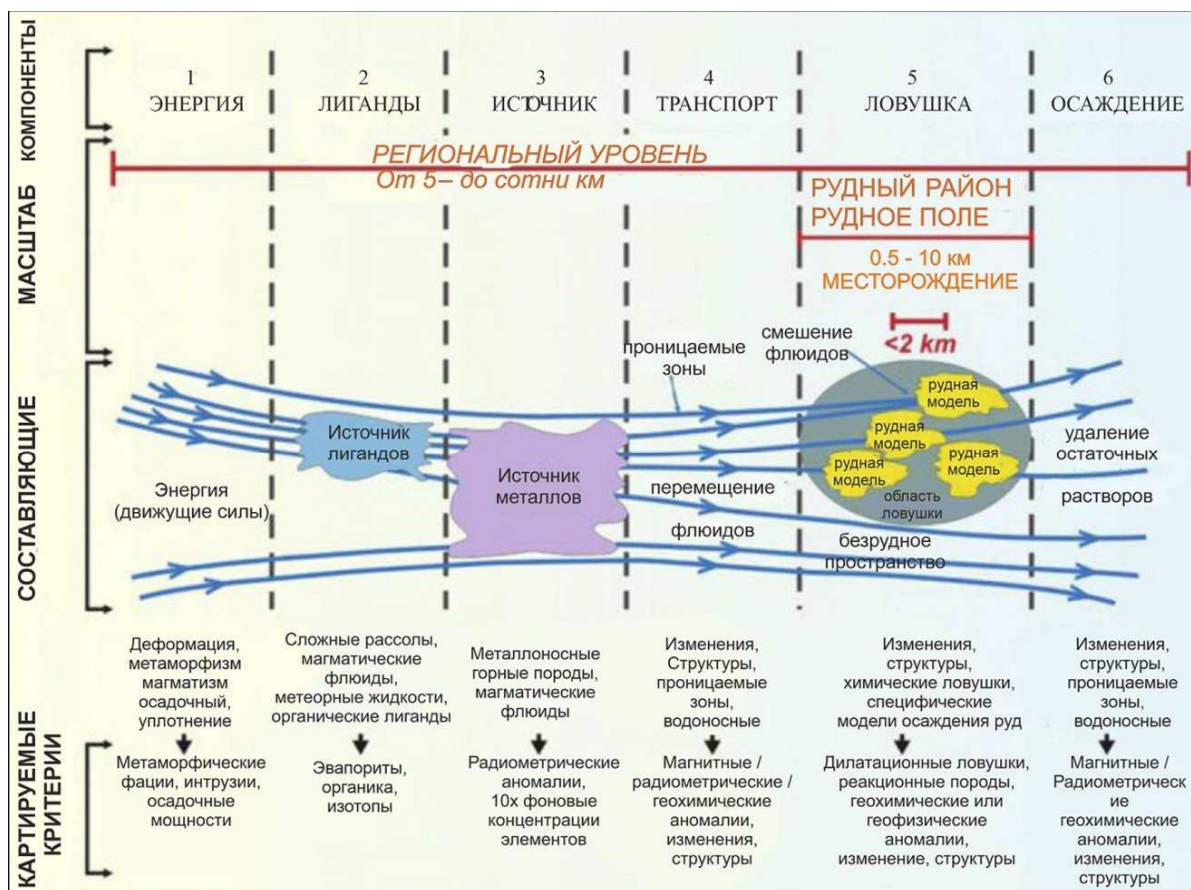


Рис. 1. Концепция рудообразующей (минеральной) системы по [4]

Для формирования рудного месторождения требуется источник металлов, агенты транспортировки (флюиды или магмы) и область осаждения или накопления руд. Объединяющая все эти процессы рудообразующая система включает все геологические и геодинамические факторы на всех масштабных уровнях, которые контролируют возникновение, развитие и сохранение рудных месторождений.

В таких системах принято выделять корневую зону (область магмо- и флюидозарождения), зону транспорта (тепло-массопереноса) и зону концентрированного рудоотложения. Для изучения, как правило, доступна лишь зона рудоотложения, которая реализуется в виде ареала развития оруденения, гидротермально измененных пород и ореолов рассеяния рудного вещества, выделяемых в качестве рудных узлов.

Под рудообразующей системой мы, вслед за Д.В. Рундквистом [5], понимаем комплекс взаимосвязанных процессов генерации рудоносных флюидов, их миграции к поверхности и разгрузки на геохимических барьерах, определяющих формирование аномальных скоплений полезных ископаемых.

Главные рудообразующие системы – источники критических высокотехнологичных металлов на территории России

К критическим видам в мире в основном относят минеральное сырье, которое лежит в основе высоких технологий и имеет важнейшее значение для поступательного развития многих отраслей промышленности [6].

В таблице приведена краткая характеристика 8 главных рудообразующих систем высокотехнологичных критических металлов России: расслоенных интрузивов основных пород (магматическая базитовая и ультрабазитовая); скарново-порфировая и порфирово-эпитермальная; орогенная (в том числе связанная с интрузивами гранитоидов); связанная с щелочными гранитами; ультраосновных-щелочных пород и карбонатитов; колчеданно-вулканогенная и осадочно-вулканогенная; осадочных бассейнов; россыпей и кор выветривания. Расположение основных месторождений высокотехнологичных критических металлов на территории России показано на обзорной карте (рис. 2).

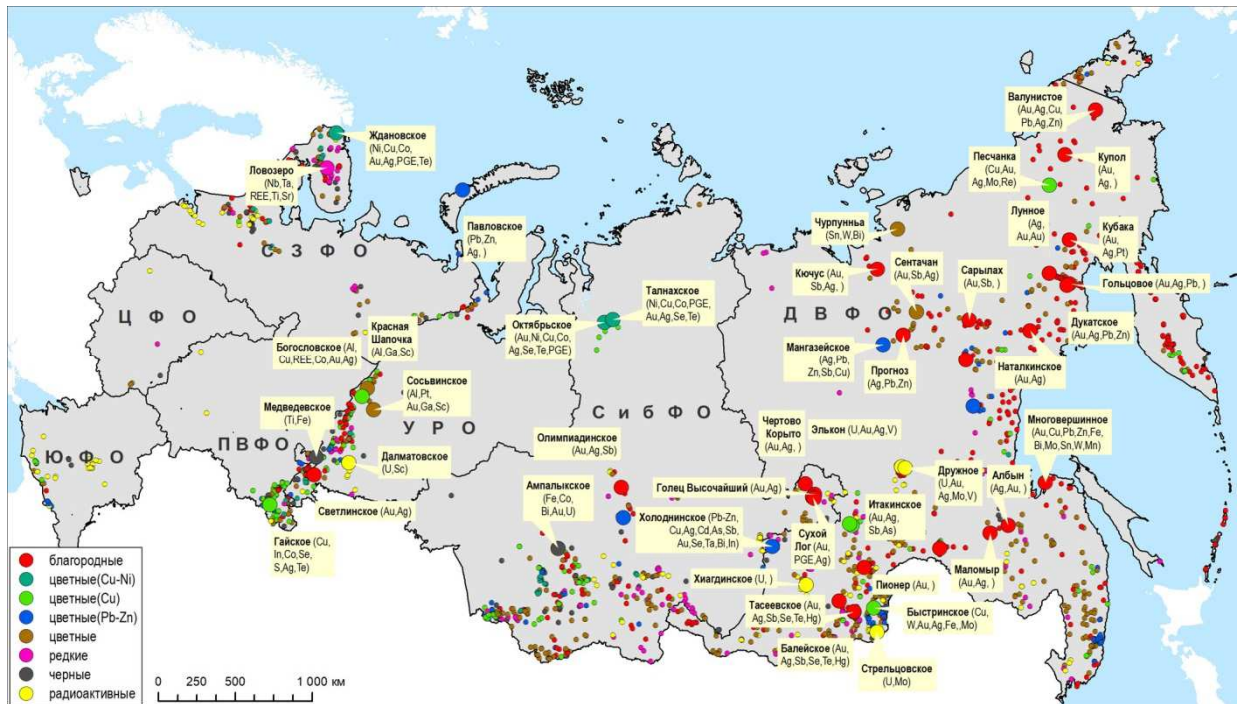


Рис. 2. Крупные месторождения стратегических высокотехнологичных металлов РФ. Крупными значками показаны крупные месторождения, мелкими – мелкие и средние

Для каждой рудообразующей системы характерны свои промышленные и минеральные типы месторождений, отличающиеся набором основных и важнейших сопутствующих компонентов (в том числе и критических) и по технологическим свойствам руд (табл.).

Краткая характеристика главных рудообразующих систем высокотехнологичных критических металлов России
(по [6], с дополнениями)

Рудообразующая система (тип месторождения)	Геологическая обстановка	Главные металлы	Сопутствующие критические металлы	Примеры месторождений
1	2	3	4	5
Магматическая базитовая и ультрабазитовая (Ni–Cu коматиитовый, Ni–Cu, PGE и Fe–V–Ti в расслоенных базитовых и ультрабазитовых интрузиях)	Зеленокаменные докембрийские пояса, островодужные офиолиты, орогенные пояса	Ni, Cu, Co, PGE, Fe, V, Ti,	Au, Ag, Te, Se	Норильская и Печенгская группы, Кингаш, Чинейское, Медведковское
Скарново-порфировая и порфирово-эпитермальная (Cu–Mo–Au- и Cu–Mo-порфировый, Au–Ag и Pb–Ag эпитеpмальный, Cu–Au и Pb–Zn скарновый)	Островодужные, окраинно- и внутриконтинентальные вулканоплутонические пояса	Cu, Mo, Au, Ag	Re, Sb, Pt, Pd, Pb, Zn, Te, In, Se, Bi, Cd, W, REE	Песчанка, Малмыж, Быстринское, Михеевское, Синюхинское, Сорское, Бугдаинское, Дукат, Гольцовое, Мутновское, Дальнегорская группа
Орогенная, связанная с интрузивами гранитоидов (Au–Bi, Sn–W, Mo–W- и Можильно-штокверковый, Mo–W скарновый), Ta–Li–Sn–Be пегматитовый	Магматические пояса, области и зоны тектономагматической активизации пассивных континентальных окраин	Au, Sn, W, U, Mo, B, Sb, Li, Ta, Be	Re, Bi, In, Cd, Ge, REE, Ag, Pb, Zn, Te, Co, U	Правоурмийское, Депутатское, Инкурское, Холтосонское, Вишняковское, Тигриное, Забытое, м-я Колымского пояса
Колчеданные вулканогенные и осадочно-вулканогенные (Cu–Zn и Cu–Zn–Pb)	Островодужные вулканические пояса, зоны рифтогенеза	Cu, Zn, Pb, Ag, Au	Bi, Cd, Te, In, Se	Уральская и Алтае-Саянская группы
Осадочных бассейнов (Миссисипи тип Zn–Pb–Ag, медистые песчаники (Cu–Co–Ag), несогласий (U), долинный (U) и др.)	Платформы, энсиалические бассейны, рифтогенные зоны, пассивные континентальные окраины	Cu, Co, Mn, Zn, Pb, U, Ag	Re, Bi, In, Cd, Ge, REE, Ag, Pb, Zn, Te, Sc, Sr, Ga, Ga	Сардана, Павловское, Удокан, Хиагдинская группа, Дулурское
Связанная с щелочными гранитами (Nb, Ta, Zr, Be, REE-месторождения)	Внутриплитная, все типы бассейнов и фундамента	Nb, Ta, Be, Zr, REE, криолит	U, Th, Au, Ag, Te, Co, Sr, Rb, Pb, Zn, Sn	Катугинское, Зашихинское, Улуг-Танзек

Продолжение табл.

1	2	3	4	5
Связанная с массивами ультраосновных-щелочных пород и карбонатитов (Nb, Ta, апатитовые, железорудные, REE- и U-Th месторождения)	Внутриплитная, все типы бассейнов и фундамента	U, Th, Nb, REE, Ta, апатит, магнетит	Au, Ag, Te, Co, Sr,	Хибинская группа, Томтор, Белозиминское, Чуктуконское и др.
Россыпей и кор выветривания (Au, Sn, W, PGE, Ti-Zr, палеороссыпи Au-U), вторичного обогащения (Cu, Zn и Pb безсульфидный, бокситы, Ni-Co-Cr латеритовый), соленых озер (Li-K-B)	Все	Au, Sn, Ti, W, Zr, Ni, Fe, Li, B, алмазы, PGE, K, бокситы	REE, Co, Cr, Ga, Sc, Mn, Re	Ичувеевская, Рывеевская, Берелехская, Чайюринская, Тирехтях, Одинокое, Млелювеем, Серовское, Красная шапочка, Баскунчак

База данных месторождений и перспективных рудопроявлений высокотехнологических металлов на территории России

В отчетный период была подготовлена база данных месторождений и перспективных рудопроявлений стратегических и высокотехнологических металлов, состоящая из связанных между собой информационных блоков, характеризующих примеры минеральных месторождений, геологическую среду их размещения, интегральные модели, отражающие условия рудообразования и геодинамические обстановки развития рудообразующих систем.

На территории Российской Федерации выявлено более 18 000 рудных объектов разного ранга, от рудопроявления до крупных месторождений, среди которых насчитывается около 8 тысяч золоторудных объектов, медных – более тысячи, свинцово-цинковых – около 2 тысяч и редкометалльных – более тысячи. Кроме того, известны Pb-Zn месторождения и рудопроявления скарнового, связанного с карбонатитами, и эпитермального в терригенных толщах типов – менее значимые для промышленности. При этом среди свинцово-цинковых месторождений миссисипский тип (MVT) насчитывает более 80, тип SEDEX – более ста, а колчеданный тип (VMS) – около двухсот объектов. На основе этой базы данных были составлены обзорные карты (рис. 2 и 3).

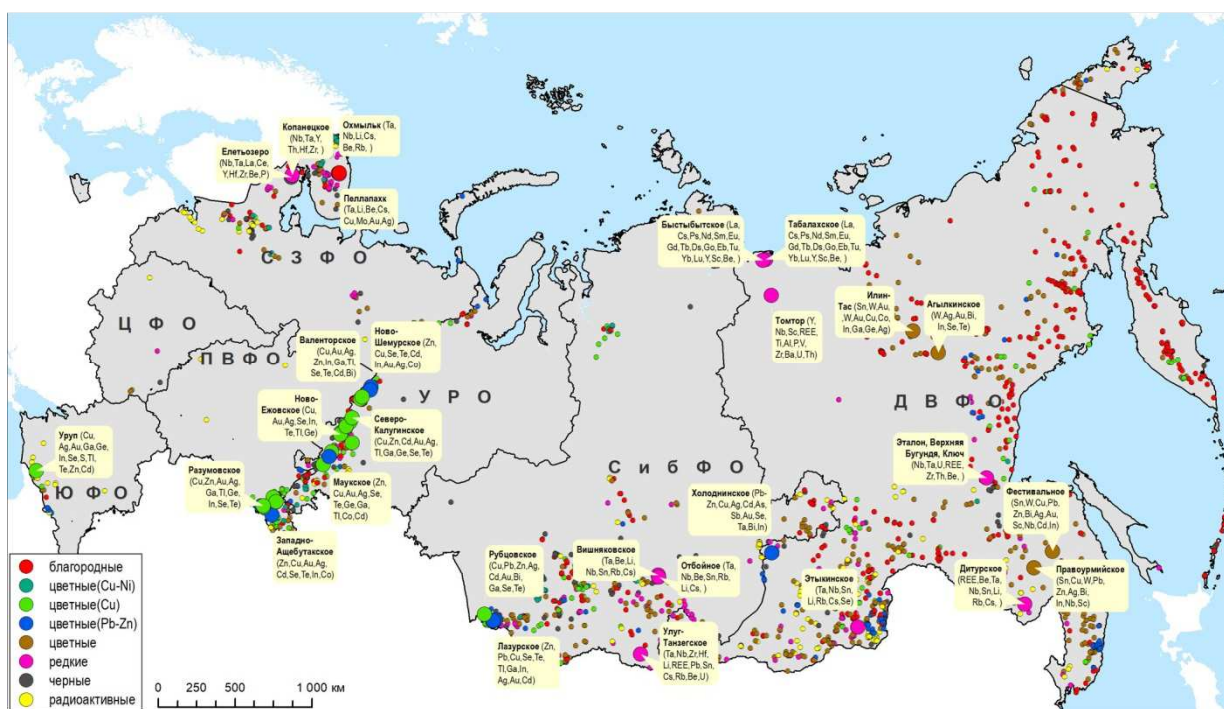


Рис. 3. Размещение комплексных месторождений высокотехнологических металлов РФ. Крупными значками показаны наиболее комплексные месторождения, мелкими – остальные

Месторождений, в рудах которых стратегические высокотехнологические металлы являются основными и попутными компонентами, насчитывают

менее тысячи двухсот, из них около двухсот – крупные (рис. 2). В этой выборке выделяется до 200 мелких и средних месторождений (рис. 3), руды которых отличаются повышенной комплексностью: в них в виде основных и попутных насчитывается более пяти компонентов, входящих в группу стратегических высокотехнологичных металлов.

Анализ базы данных показал, что наиболее комплексные руды характерны для следующих минеральных типов: редкоземельно-редкометалльный апогранитовый, щелочных метасоматитов, апатит-редкоземельно-редкометалльный, редкометалльный пегматитовый, касситерит-вольфрамитовый грейзеновый, медно-колчеданный в вулканогенно-осадочных, медно-цинково-колчеданный, колчеданно-полиметаллический в терригенных и вулканогенных породах и базитовый титаномагнетит-ильменит-ванадиевый. В химический состав руд месторождений перечисленных минеральных типов входят Ag, Al, Be, Bi, Cd, Ce, Co, Cs, Cu, Ga, Ge, Hf, Hg, In, La, Li, Nb, Rb, REE, Sc, Se, Sn, Sr, Ta, Te, Th, Ti, Tl, U, V, W, Y, Zr.

Металлогенические исследования на основе пространственно-статистического ГИС-анализа

Общая методология металлогенического ГИС-анализа заключается в изучении пространственно-временной роли различной геодинамической природы блоков земной коры в локализации и времени образования металлоносных геологических формаций и связанных с ними месторождений полезных ископаемых. Для проведения ГИС-анализа применялись методические приемы, заложенные в аналитический аппарат ARCMAP, MAPINFO и других картографических математико-аналитических систем. Наиболее эффективными показали себя устоявшиеся методы выявления и оценки пространственных связей (растровой алгебры, нечеткой логики, вероятностного анализа и др.).

Построение моделей земной коры, в свою очередь, базируется на пространственно-статистическом анализе некоторых постоянных соотношений между месторождениями и окружающей геологической средой, что составляет основной принцип металлогении – принцип неразрывной закономерной связи рудных процессов с другими геологическими явлениями: осадконакоплением, тектоникой, магматизмом и др. Изучение минерагенических пространственно-временных соотношений за многие годы позволило накопить огромный по объему материал, освещающий многие аспекты связи оруденения с геологической средой до практической глубины бурения от дневной поверхности. При этом остаются неразрешенными проблемы соотношения оруденения с глубинным строением земной коры, обусловленного меняющимися во времени геодинамическими обстановками. Поэтому особенно важно в основу ГИС-анализа положить материалы, позволяющие оценить пространственно-временные связи рудных месторождений с различными свойствами земной коры и их изменчивостью:

строением, вариацией мощности, неоднородностью границ между слоями коры, коры и верхней мантии и др.

Металлогенические исследования показали, что прогнозирование стратегических месторождений определяет комплекс признаков, включающий: (1) оценку потенциальной перспективности рудовмещающих геологических формаций на основе геодинамических обстановок их формирования, в том числе; (2) исследование глубинных структурных преобразований земной коры, определяющих региональные критерии выявления новых крупных месторождений стратегических металлов, в т.ч. и не выходящих на поверхность.

На территории РФ выделены три базовые геодинамические обстановки размещения стратегических месторождений высокотехнологичных металлов: выступы древнего основания, пассивная континентальная окраина и островодужные комплексы активной окраины. Дальнейшее развитие представлений о региональных рудообразующих системах предполагает выделение типовых областей – источников стратегических металлов, типовых геодинамических блоков земной коры, проницаемых для флюидов и магм.

Для ГИС-анализа пространственных соотношений геологической структуры и геодинамических обстановок формирования месторождений стратегических металлов России использованы результаты современных исследований литосферы на основе гравитационных данных, полученных (*Gravity Field and Steady-State Ocean Circulation Explorer*): глобальные карты глубины поверхности Мохо, мощности и строения осадочного чехла, модель CRUST1.0 [7]. В докладе результаты этого анализа были продемонстрированы на примере Pb-Zn-месторождений MVT, SEDEX и VMS типов (рис. 4).

Общая пространственная статистика показывает, что в пределах локальных зон утолщения коры размещается более 65% всех мировых месторождений и проявлений благородных, цветных, редких, черных и благородных металлов. В геофизической глобальной модели земной коры наиболее резкие локальные утолщения и утонения ее глубинных слоев проявлены в виде обособленных зон аномальной изменчивости (градиента) мощности средней и нижней коры (рис. 4).

Положение этих зон в целом соответствует коллизионным областям (Тетис, Урал, Байкало-Патом, Алданский щит, Таймыр, Приморье). По соотношению градиентных зон в размещения Pb-Zn-месторождений отмечается их отчетливая приуроченность к эпизонам над блоками наиболее изменчивой по мощности нижней корой (рис. 4). Причем колчеданное оруденение тяготеет при этом к областям с утоненной верхней корой. Таким образом, из пространственных соотношений размещения свинцово-цинковых месторождений и различия структуры вмещающих блоков коры вытекают основные глобальные закономерности размещения Pb-Zn месторождений.

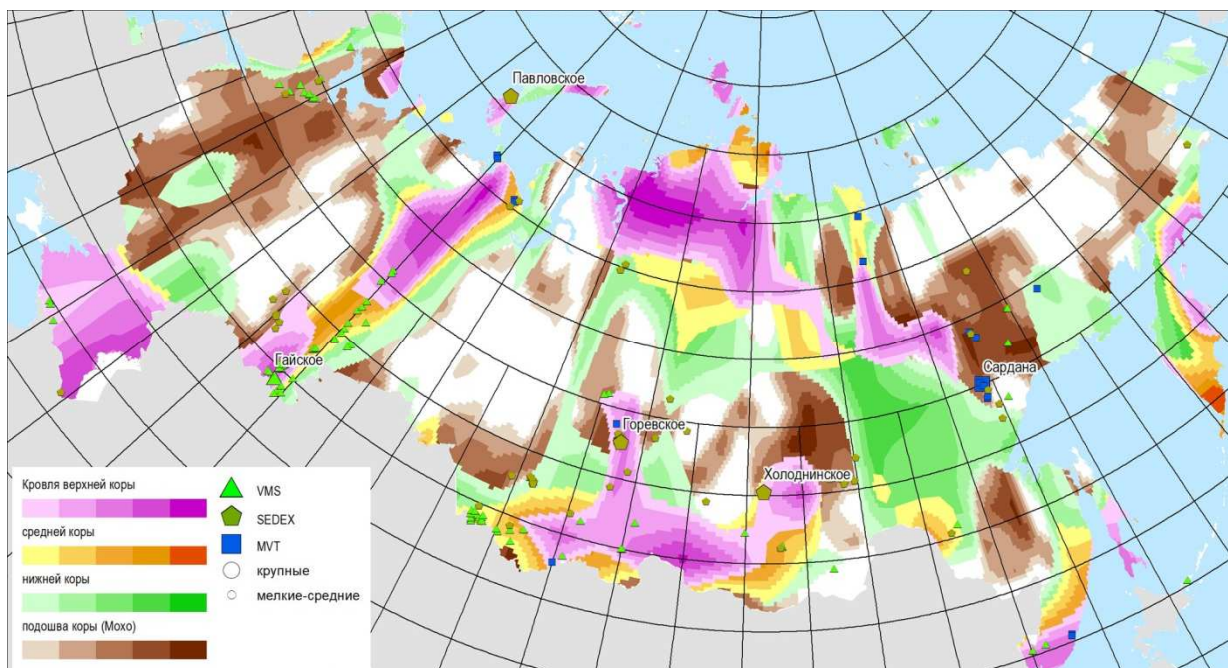


Рис. 4. Размещение Pb-Zn-месторождений MVT, SEDEX и VMS на фоне сочетаний дислоцированных областей коры по границам Мохо, Конрада (нижнего), ее среднего и верхнего слоев

Первое – приуроченность MVT- и SEDEX-месторождений к флангам крупных осадочных бассейнов, сложенных платформенными и субплатформенными комплексами с устойчивыми признаками нефтегазоносности. Такие территории отмечаются на Северо-Востоке России, где, в частности, на флангах Вилюйской нефтегазоносной провинции размещаются недоизученное месторождение Менгенилер на севере и объекты Сарданского узла на юге.

Второе – высокая изменчивость мощности нижней коры вследствие интенсивного развития разрывных нарушений и диапиризма. При этом месторождения MVT-типа, часто совместно с объектами SEDEX-типа, тяготеют к верхней и осадочной коре, а руды VMS-типа, часто вместе с эксгальационными рудами (SEDEX) – над наиболее изменчивыми по мощности участками нижней и средней коры. Расположение этих потенциально перспективных областей показано на рис. 5. Учитывая непрямой характер признака, следует рассматривать его лишь как косвенный инструмент для совместного использования с прямыми признаками (коренные проявления руд и геохимические аномалии).

Таким образом, в результате пространственно-статистического ГИС-анализа был составлен комплект прогнозно-металлогенических карт, включающий: карту основных крупных месторождений стратегических высокотехнологичных металлов РФ (рис. 2); карту размещения комплексных месторождений стратегических высокотехнологичных металлов РФ (рис. 3); карту потенциально перспективных на золото формационных вулканогенных, терригенных и магматических комплексов; карту потенциально перспективных

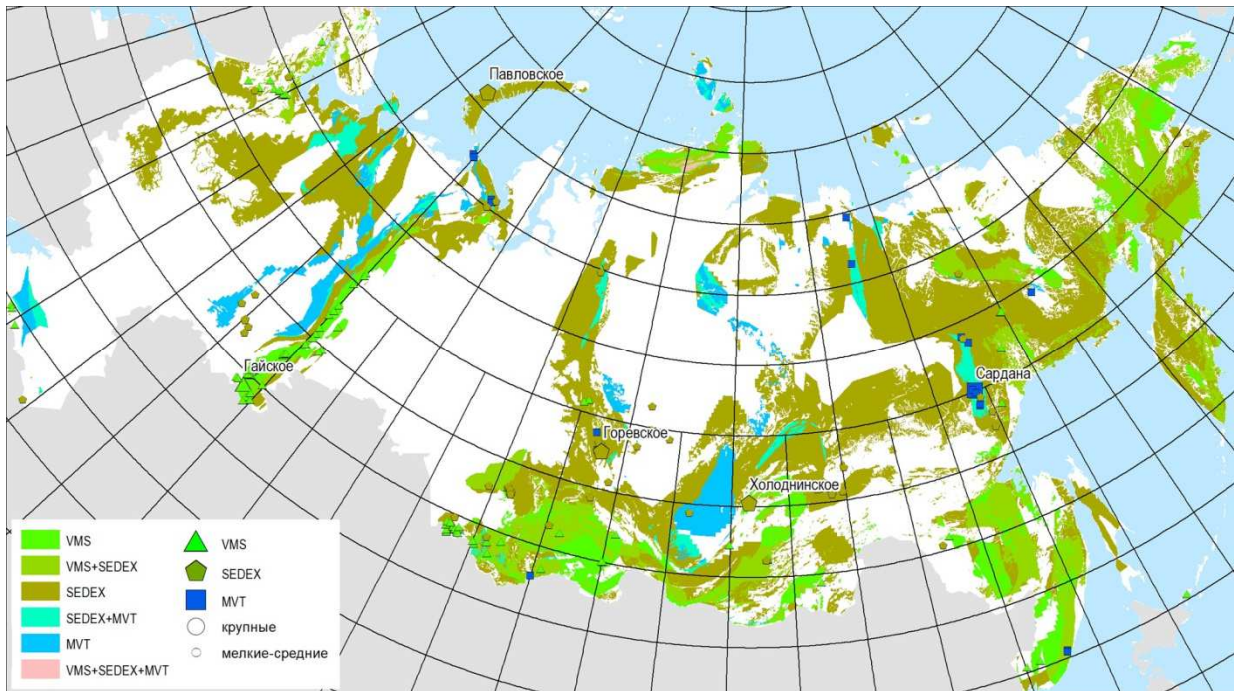


Рис. 5. Сводные признаки на выявление новых Pb-Zn-месторождений MVT, SEDEX и VMS

на золото площадей по распространности геодинамических комплексов активной и пассивной окраины, орогенных областей и выступов фундамента; карту породных комплексов, благоприятных для размещения месторождений MVT, SEDEX и VMS типов; карту областей осадочной коры, потенциально перспективных для выявления месторождений MVT, SEDEX и VMS типов; карту сочетаний геодинамических обстановок формирования породных комплексов, благоприятных для размещения месторождений MVT, SEDEX и VMS; карту размещения месторождений MVT, SEDEX и VMS на фоне дислоцированных областей коры по границам Мохо, Конрада (нижнего), ее среднего и верхнего слоев (рис. 4); карту размещения месторождений MVT, SEDEX и VMS в нижней, средней и верхней коре различной степени дислоцированности; карту распространности редкометалльных гранитоидных формаций палеозоя и докембрия; карту распространения породных комплексов древнего основания, активной и пассивной окраины и орогенных областей, потенциально перспективных для размещения редкометалльных месторождений; карту сводных признаков на выявление новых золоторудных месторождений; карту сводных признаков на выявление новых Pb-Zn месторождений (рис. 5); карту сводных признаков на выявление новых редкометалльных месторождений; карту геодинамической природы магматизма; карту металлогенической продуктивности геодинамических обстановок на золото, медь, свинец, цинк и редкие металлы.

Заключение

Следующий этап в развитии представлений о перспективности и распространении региональных рудообразующих систем состоит в выделении типовых областей, являющихся источниками стратегических металлов, типовых геодинамических блоков земной коры, являвшихся проницаемыми каналами для продвижения флюидов и магм. Комплексное изучение месторождений позволит решить проблему сырьевых источников большинства высокотехнологичных металлов. Для реализации этого потенциала необходимо дальнейшее изучение условий образования месторождений с особым вниманием к информации о содержаниях и распределении попутных высокотехнологических критических элементов в рудах комплексных месторождений. Синтез полученных материалов по источникам металлов, агентам их транспортировки и областям осаждения или накопления руд даст возможность районирования наиболее перспективных территорий на выявление новых крупных месторождений стратегических металлов.

Литература

1. Pirajno, F. Hydrothermal processes and mineral systems. Springer, 2009, 1250 p
2. Joly, A., Porwal, A., McCuaig, T.C., Chudasama, B., Dentith, M.C., Aitken, A.R.A., Mineral systems approach applied to GIS-based 2D-prospectivity modeling of geological regions: Insights from Western Australia // *Ore Geology Reviews*. 2015. Vol. 71. P. 673–702.
3. Hagemann, S.G., Lisitsin, V., Huston, D.L. Mineral system analysis: Quo Vadis // *Ore Geology Reviews*. 2016. Vol. 76. P. 504–522.
4. Hagemann, S.G., Cassidy, K.F. Archean orogenic lode gold deposits // *Rev Econ Geol*. 2000. Vol.13. P. 9–68.
5. Рундквист Д.В. Пульсационная гипотеза С.С. Смирнова в свете новых данных о процессах рудообразования // *Проблемы региональной металлогении и эндогенного рудообразования*. Л.: ВСЕГЕИ, 1968. С. 46-66.
6. Бортников Н.С., Волков А.В., Галямов А.Л. и др. Минеральные ресурсы высокотехнологичных металлов в России: состояние и перспективы развития // *Геология рудных месторождений*. 2016. Т. 68. № 2. С. 97-119.
7. Волков А.В., Галямов А.Л., Савчук Ю.С. Применение моделей глубинного строения земной коры и верхней мантии, созданных на основе гравитационных данных спутника ГОСЕ, в металлогеническом анализе // *Исследование Земли из космоса*. 2020. № 4. С. 41–50.

СКАНДИЙ – ОТ ПРОШЛОГО К БУДУЩЕМУ

Н.М. Волкова, Е.Н. Левченко
ФГБУ «ИМГРЭ», г. Москва

ОТКРЫТИЕ. 1 марта (17 февраля по старому стилю) 1869 г. Д.И. Менделеев разослал отдельный лист «Опыт системы элементов, основанной на их атомном весе и химическом сходстве». В первом листке после Ca = 40 следовал элемент под знаком вопроса с атомным весом, равным 45. Во втором изображении периодической системы, напечатанном в 1871 г., в группе III неизвестный элемент во 2-м ряду 1-го периода оставался под знаком вопроса, но его атомный вес указан равным 44. «Элемент этот предлагаю назвать экабором, производя это название оттого, что он следует за бором, а слог *эка* производится от санскритского слова, обозначающего *один* $Eb = 44$ » (Д.И. Менделеев).

В 1879 г. профессор аналитической химии Упсальского университета Ларс Нильсон открыл «экабор» и дал ему имя в честь своей родины Скандинавии – «скандий».

Открытие было сделано в процессе исследования редкоземельных минералов эвксинита $(Y, Ca, Ce, U, Th)(Nb, Ta, Ti)_2O_6$ и гадолинита $(Ce, La, Nd, Y)_2Fe, Be_2[SiO_4]_2O_2$, которое Ларс Нильсон проводил вместе со Свенном Отто Петерсоном (рис. 1).

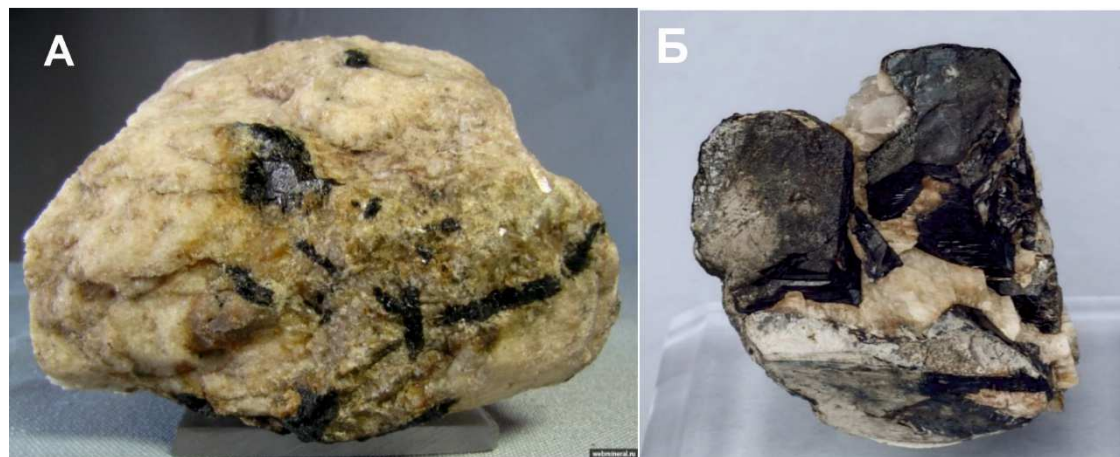


Рис. 1. А – эвксинит, Б – гадолинит [13]

Анализируя наличие редкоземельных элементов в составе этих минералов, он выделил, как полагал, окись эрбия Er_2O_3 и, обработав ее азотной кислотой, получил нитрат, который подверг фракционному термическому разложению. И тогда ученый обнаружил, вместе с небольшим количеством окиси иттербия Yb_2O_3 , неизвестную ранее «землю» со слабощелочной реакцией. Дальнейшие исследования показали, что это окись неизвестного элемента.

12 марта 1879 г. Л. Нильсон опубликовал статью об открытии нового химического элемента. Но ряд данных о свойствах нового элемента оказался неточным: он считал скандий четырехвалентным химическим элементом, его атомная масса была не определена.

В том же году другой шведский химик Пер Теодор Клив доказал, что недавно открытый элемент скандий является предсказанным Д.И. Менделеевым экабором. Он выделил некоторое количество скандия и определил его атомный вес и другие свойства, доказывающие, что скандий полностью соответствует экабору.

19 августа 1879 г. он написал русскому ученому: «Имею честь сообщить Вам, что Ваш элемент экабор выделен. Это скандий, открытый Л. Нильсоном весной этого года» [14].

СВОЙСТВА. Скандий в чистом состоянии и бескислородной среде легко поддается ковке, штамповке, возможна также сварка металла. Это химически активный элемент, особенно при повышенной температуре; при комнатной температуре покрывается оксидной пленкой; обычно проявляет степень окисления $+3$, но при определенных условиях может образовывать соединения со степенью окисления $+2$. Известен всего один природный стабильный изотоп ^{45}Sc .

МИНЕРАЛЫ. Скандий, можно сказать, вездесущ, но в гомеопатических дозах. Он встречается только в обогащенной форме в нескольких редких минералах.

Основной формой нахождения скандия в природе является рассеяние его в пороодообразующих минералах.

Как основной компонент скандий содержится всего в пяти минералах: Pretulite – ScPO_4 , Торвейтит – $(\text{Sc}, \text{Y})_2\text{Si}_2\text{O}_7$, Кольбекит (стереттит) – $\text{ScPO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, Allendeit – $\text{Sc}_4\text{Zr}_3\text{O}_{12}$, Heftejternit – ScTaO_4 . Минералы скандия в природе очень редки и встречаются, кроме торвейтита, в виде мелких выделений.

Кроме того (по состоянию на 2013 год), известны 14 других минералов, в химической формуле которых скандий представлен в меньших пропорциях, например, Джервисит, Баззит, Юоннит, Каскандит, Дэвисит и Скандобабингтонит.

Тортвейтит $(\text{Sc}, \text{Y})_2\text{Si}_2\text{O}_7$ – один из редчайших и наиболее богатый скандием минерал, островной диортосиликат Sc и Y. Облик кристаллов таблитчатый или призматический, кристаллы могут достигать крупных размеров – до 2,5 мм в длину. Агрегаты крупнозернистые, радиально-лучистые (рис. 2).

Самые значительные месторождения тортвейтита расположены на юге Норвегии и вблизи Бефанамо на Мадагаскаре. Насколько богаты эти месторождения, можно судить по таким цифрам: за сорок лет, с 1911 по 1952 годы, на норвежских рудниках было добыто всего 23 килограмма тортвейтита. Правда, в последующее десятилетие, в связи с повышенным интересом к скандию многих отраслей науки и промышленности, добыча

тортвейтита была предельно увеличена и в сумме достигла... 50 килограммов [14].

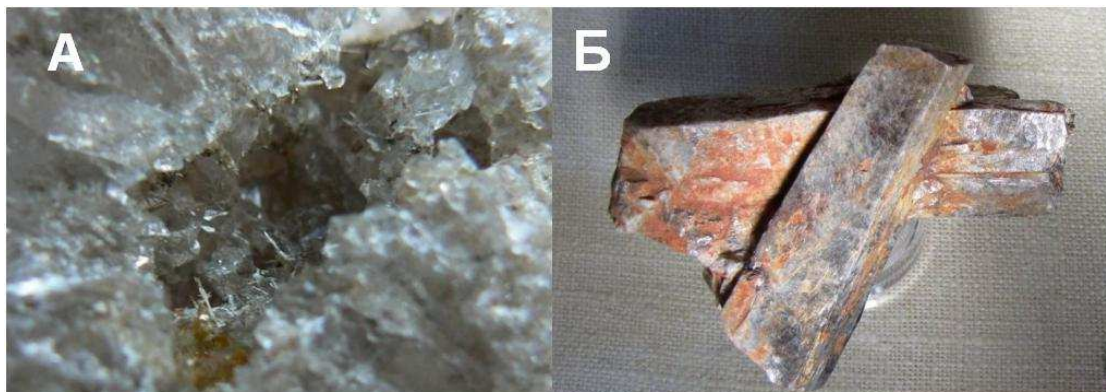


Рис. 2. А – Светлые (прозрачные) игольчатые кристаллы тортвейтита и бурый ксенотим в полости растворения кварца, Б – крупные кристаллы тортвейтита [12]

Кольбекит (Стереттит) ($\text{ScPO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) – водный фосфат скандия из группы метаварисцита. Вторичный минерал в фосфатных месторождениях и некоторых полиметаллических гидротермальных жилах. Назван в честь д-ра Фридриха Людвига Вильгельма Кольбека, немецкого минералога (Friedrich L. W. Kolbeck, 1860-1943, горная академия, Фрайберг, Германия). Кристаллы, как правило, расщеплённые, с образованием радиально-кристаллических розеток; характерны мелкие (до 1-2 мм) плотные сферолиты (рис. 3).



Рис. 3. Кольбекит: сферолиты (2 мм) желтого и зеленоватого цвета на поверхности железненного трахиандезита (латита). Schlarbaum quarry, Klause, Bad Gleichenberg, Styria, Austria (фото Левицкого В.В.) [12]

В настоящее время известно восемь собственных минералов скандия, из которых шесть являются силикатами и два – фосфатами. Все скандиевые минералы – кислородные соединения, образованию которых способствуют относительно небольшие значения электроотрицательности и потенциала ионизации скандия, приводящие к сродству скандия с кислородом. Все три новых минерала открыты в XXI веке.

Аллендеит – очень редко встречающийся минерал из класса минералов «оксидов и гидроксидов». Был впервые обнаружен вместе с гексамолибденом в 2007 году в метеорите Альенде, который упал над Мексикой в 1969 году и частично поразил поселок Пуэблито-де-Альенде в штате Чиуауа. Минерал был описан Чи Ма, Джоном Р. Беккетом и Джорджем Р. Росманом, которые назвали его по типовой местности и представили в Международную минералогическую ассоциацию (ИМА) для изучения в 2007 году (внутренний регистр № 2007-027), где минерал в том же году был признан независимым. Публикация нового открытия последовала в 2009 году на 40-й «Конференции по изучению Луны и планет» и в 2014 году в научном журнале «Американский минералог» [10].

Аллендеит кристаллизуется в тригональной кристаллической системе с химическим составом $Sc_4Zr_3O_{12}$ и, следовательно, является скандий-цирконий-оксидом. Allendeit пока обнаружен только в виде микрокристаллических включений размером от 10 до 25 мкм в метеоритах.

Другие два новых минерала открыты в России: оба выявлены в пределах бадделеит-апатит-магнетитового месторождения, связанного с Ковдорским щелочно-ультраосновным массивом.

В пределах бадделеит-апатит-магнетитового месторождения, связанного с железорудным (фоскоритовым) комплексом Ковдорского щелочно-ультраосновного массива, обнаружено проявление минерализации скандия неизвестного ранее генетического типа. Оно представлено претерпевшими гидротермальные изменения доломитовыми карбонатами, в минерализованных полостях которых встречается новый водный фосфат скандия, **ёнаит** [6]. Проявление приурочено к долгоживущему разлому, активность которого на посткарбонатитовом этапе приводила к катаклазу и гидротермальным преобразованиям жил доломитовых карбонатитов, конформных этой тектонической зоне и прилегающих к жилам фоскоритов. Важным фактором при формировании описанного проявления являлось значительное обогащение скандием метасоматически измененных фоскоритов с клиногумитом на завершающей стадии карбонатитового этапа и их постериорные гидротермальные преобразования. При взаимодействии гидротермальных растворов с этими породами происходило активное разложение минералов-носителей скандия в них (бадделеита, U-пирохлора и др.). Наиболее вероятной формой переноса скандия являлись хорошо растворимые сульфатные комплексы. Кавернозные тела доломитовых карбонатитов служили местом существования фосфатного барьера на пути движения скандийсодержащих растворов, что обусловило кристаллизацию ёнаита в полостях среди доломитовых жил и в прилегающих к ним фоскоритах (рис. 4А).

Проявление ёнаита $CaMgSc(PO_4)_2(OH) \cdot 4H_2O$, открытое в породах железорудного комплекса Ковдора, представляет собой принципиально новый в минералогическом и генетическом отношении тип скандиевой минерализации [3, 6]. Эта находка еще раз иллюстрирует особенности

геохимического поведения скандия. Собственная его минерализация развивается не в обогащенных Sc пегматоидах флогопитового комплекса, а среди бедных скандием доломитовых карбонатитов (секущих фоскориты), обогащенных этим элементом и подвергшихся интенсивным постериорным преобразованиям. Отсутствие «традиционных» кристаллохимических возможностей рассеяния скандия в ходе гидротермального минералогенеза (т.е. его несовместимость в данной обстановке с геохимической точки зрения) являлось решающим фактором накопления этого элемента в растворах, достаточным для кристаллизации ёнаита. Ёнаит отличается сферической формой, прозрачностью и ярким стеклянным блеском. Он встречается в метасоматически переработанных кальцит-флогопит-клиногумит-магнетитовых рудах в кальцит-доломитовой карбонатитовой зоне штокверка ультрамафитового щелочного комплекса Ковдорского месторождения. Встречается лишь на этом месторождении. Более нигде в мире не обнаружен.

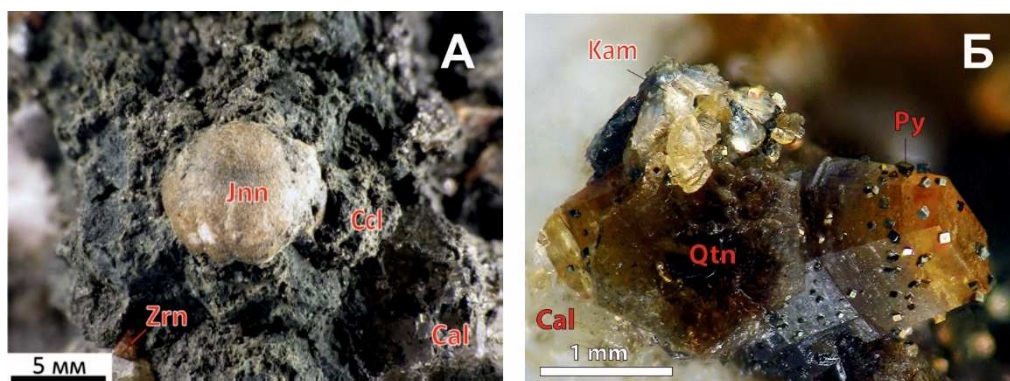


Рис. 4. А – сферолит ёнаита (Ca-Mg-Ар фоскорит), Б – кампелит. РЭМ. Фото. Yakovenchuk V.N. et al. [11,12].

Кампелит, $Ba_3Mg_{1.5}Sc_4(PO_4)_6(OH)_3 \cdot 4H_2O$, представляет собой новый фосфат Ba-Sc из Ковдорского фоскорит-карбонатитового комплекса (Кольский полуостров, Россия) [4, 7]. Он был найден в пустоте внутри кальцит-магнетитового фоскорита (обогащенного гидроксилapatитом и бадделеитом, богатым Sc) в осевой зоне Ковдорской фоскорит-карбонатитовой трубы. Кампелит образует излучающие агрегаты (диаметром до 1,5 мм) пластинчатых кристаллов, выращенных на поверхностях кристаллов квинтинита-2Н в тесной связи с пиритом (рис. 4Б). Минерал назван в честь русского горного инженера Феликса Борисовича Кампеля (род. 1935) за вклад в разработку технологий добычи и переработки комплексных магнетит-апатит-бадделеитовых руд Ковдорского месторождения.

Кампелит образовался в результате низкотемпературного гидротермального изменения бадделеита, содержащего Sc, в результате которого также образуются богатые Sc пироксор и юонниит. Минерал структурно очень сложен, что соответствует его гидротермальному происхождению на поздней стадии.

Основной формой нахождения скандия в горных породах является рассеяние в породообразующих минералах (в минералах-носителях скандия).

В качестве примеси в низких концентрациях скандий содержится в нескольких сотнях минералов, при этом некоторые источники указывают более чем на 800 минералов. Содержание скандия в минералах и рудах обычно колеблется в пределах 0,001-0,02%. В редких случаях оно может достигать 0,п% [5].

Следовательно, скандий при переделе руд, содержащих его, переходит в концентраты основных полезных компонентов (металлов) в качестве «примеси». К таковым относятся российский и китайский вольфрамитовый и танталитовый концентраты. Скандий также содержится в урановых рудах и продуктах их передела, в частности, в рудах ранее разрабатывавшегося уранового месторождения Шовти Воды (Желтые Воды) на Украине [9].

Месторождения скандия представлены различными генетическими и многочисленными геолого-промышленными типами. Различаются скандийсодержащие и собственно скандиевые месторождения [1, 2].

По генезису скандийсодержащие месторождения разделяют на магматические (связанные с массивами мафитов и ультрамафитов, карбонатитовые месторождения, а также тортвейтитовые пегматиты); гидротермально-метасоматические (в т.ч. инфильтрационные); остаточные месторождения (коры выветривания) и осадочные (россыпи, бокситы, фосфатно-урановые лигниты, а также каменные и бурые угли).

Скандий весьма полезен, прежде всего – в металлургии алюминия. Например, примесь 0,1-0,3% скандия увеличивала прочность и теплостойкость алюминиевых сплавов в три-четыре раза, причем они становились способными к свариванию. Еще в начале 1960-х годов СССР, развивая высокие технологии и глядя в будущее, начал поиски, разведку и добычу скандиевого сырья. Долгое время наша страна занимала первое место в мире по получению скандия, ежегодная добыча этого металла в СССР достигала 10 тонн (сегодня примерно столько скандия составляет общемировое производство). Согласно советской программе, предусматривалось ежегодное производство 1000 тонн высококачественных алюминий-скандиевых сплавов. В частности, обшивка советского космического челнока «Буран» была сделана из алюминий-скандиевого сплава. К концу 1980-х гг. в СССР интерес к скандию упал. Уже в 1988 году в России добывалось менее тонны скандия в год.

Алюминий-скандиевые сплавы были для своего времени абсолютно пионерскими разработками и могли бы вывести Россию в лидеры высокотехнологичного производства гражданских авиалайнеров. Сегодня наиболее масштабно скандий применяется в составе Al-Sc сплавов для автомобилей (рис. 5).

Несмотря на широкое промышленное применение и многочисленность скандийсодержащих месторождений, глобальные ресурсы скандия остаются неопределенными. Ресурсы скандия выявлены в

Австралии, Канаде, Китае, Казахстане, Мадагаскаре, Норвегии, Филиппинах, России, Украине и Соединенных Штатах. В последние годы скандий производился как побочный продукт: в Китае при обработке месторождений железных руд, редкоземельных металлов, титана и циркония, в Казахстане и Украине – при добыче урана, в России – апатита и урана. Общая оценка ресурсов и производства скандия по отдельным странам недоступна.



Рис. 5. Области применения скандия и его соединений

Мировой рынок скандия сравнительно невелик в соотношении с другими металлами. Мировые поставки и потребление скандия оценивались примерно в 10-15 тонн в год. Потребление скандия в сплавах варьирует примерно в этом же диапазоне. В США в 2017 году завершено технико-экономическое обоснование проекта Элк-Крик в Небраске (полиметаллы), также ведутся работы по проектам Вокан на Аляске и Round Top в Техасе. В Австралии ведутся поиски инвестиций для разработки проектов Найнган (1,44 млн т руды, содержащих ~590 т Sc) и Сайерстон (45,7 млн т руды, содержащих ~19200 т эквивалента оксида Sc) в Новом Южном Уэльсе. В Индии ожидается одобрения со стороны экологов проект строительства завода по производству оксида Sc с проектной мощностью 2,4 т/год. На Филиппинах на заводе по производству никеля в Таганито вводится в эксплуатацию установка для извлечения эквивалента оксида Sc с проектной мощностью 7,5 т/год [8].

В США скандий входит в список важнейших полезных ископаемых в соответствии с Указом 13817 «Федеральная стратегия обеспечения безопасных и надежных поставок важнейших полезных ископаемых», сформированный с целью обеспечения страны стратегическим сырьем.

Цена на скандий металлический на мировом рынке превышает 100 долл./г (в 2018 г. – 132 долл./г) [9].

Скандий входит в перечень основных видов стратегического сырья России. По запасам скандия Российская Федерация занимает ведущее место в мире. Запасы оксида скандия в нашей стране учитываются в редкометалльных корах выветривания, в коренных месторождениях бокситов, олова и урана, а также в циркон-рутил-ильменитовых россыпях. Всего в Российской Федерации Государственным балансом запасов рассеянных элементов запасы скандия в качестве попутного компонента учтены в рудах 8 комплексных месторождений: в коре выветривания редкометалльного Томторского месторождения (15,3% от запасов РФ); в 6 коренных месторождениях (бокситовом Сосьвинском, оловянных Шерловогорском, Фестивальном, Правоурмийском, урановых Далматовском (9,4% запасов РФ) и Шаргадыкском); в россыпном циркон-рутил-ильменитовом Туганском месторождении. В нераспределенном фонде числятся 4 коренных месторождения: бокситовое Сосьвинское, оловянные Шерловогорское и Правоурмийское (блок В-2), урановое Шаргадыкское (учитывается с 2017 года) [2].

ПЕРСПЕКТИВЫ. Ситуация со скандием XXI века очень напоминает ситуацию с алюминием XIX века, когда себестоимость получения алюминия ставила его, как и скандий сегодня, в один ряд с наиболее дорогими металлами. Все существующие сегодня способы получения скандия слишком сложны и дороги для того, чтобы он имел хоть какие-то шансы совершить революцию в промышленности.

Сегодня скандий применяется в мире высоких и инновационных технологий. Лигатуры на его основе применяются прежде всего в космических технологиях, в лазерной технике, при конструировании роботов. Не менее перспективным для использования скандия является и более прозаичное использование алюминий-магний-скандиевого сплава при производстве труб для трубопроводных систем всех типов – и магистральных газопроводов, и канализационных, и водопроводных. Трубы из этого сплава, использованные на газоконденсатном нефтяном месторождении, продемонстрировали большую коррозионную стойкость.

По мнению многих экспертов, в XXI веке значимость чистого алюминия может снизиться за счёт более широкого использования алюминиево-скандиевых сплавов, не уступающих по своим свойствам низколегированным сталям. Возрастет и роль сплавов скандия с другими металлами, например, с бериллием. На сегодняшний день это самый лучший из известных материалов для строительства аэрокосмической техники и кораблестроения.

Одним из перспективных источников скандия могут стать отходы алюминиевого производства – красные шламы. Теоретически из 1 млн т шлама с учётом подшихтовки можно получить более 4,5 млн т цемента, 400 тыс. т железного концентрата, до 5 тыс. т концентрата редкоземельных металлов и до 120 т оксида скандия (всего в отвалах на территории нашей страны лежит около 120 млн т красных шламов). Сегодня в России существуют проекты получения скандия за счёт комплексной переработки красных шламов глинозёмного производства. Для России подобное производство более перспективно, так как содержание скандия в красных шламах российских глинозёмных заводов минимум в два раза выше, чем в шламах западных заводов.

Развитие подобных технологий позволит не только сделать более доступным металл с массой необходимых для современных технологий свойств, но и вернуть часть земель, отведенных под хвостохранилища, восстановить нарушенные экосистемы, а также предотвратить катастрофы наподобие той, что случилась в 2010 году в Венгрии. Тогда в районе города Айка произошел взрыв, дамба, защищавшая окрестности от тысяч тонн красного шлама, находившегося в хвостохранилище местного предприятия, не выдержала, и 700 тысяч кубометров отравленной воды с огромной скоростью хлынули на жилые дома. Это привело к экологической катастрофе.

Петербургские учёные разработали концепцию горно-металлургического комплекса, строительство которого позволит извлекать дешёвый скандий из отходов глинозёмного производства. Внедрение технологии не только поспособствует восстановлению антропогенно нарушенных экосистем и превратит Россию в монополиста на рынке металла XXI века, но также позволит нашей стране совершить резкий технологический рывок.

Сегодняшняя сфера применения скандия сама по себе делает его металлом будущего.

Развитие производства скандия в России целесообразно вести по следующим основным направлениям:

- Поиск новых типов сырья и создание новых технологий, позволяющих снизить себестоимость скандиевых продуктов и повысить рентабельность производства в современных экономических условиях.
- Экономически целесообразно попутное извлечение скандия при комплексной переработке руд ряда цветных и редких металлов. С этой целью можно использовать не только промпродукты, но и отходы. Также перспективными источниками скандия в России являются накопленные техногенные отходы: побочные продукты уранового производства, красные шламы при переработке бокситов, оборотная серная кислота и твердые хлориды при переработке титанового, оловянного и вольфрамового сырья.

- Снижение себестоимости производства соединений скандия и цены на них возможно при достижении на существующих опытных установках проектных мощностей и масштабировании проектов.
- В конечном итоге отечественная скандиевая отрасль может достичь трети мирового производства и выйти на мировые рынки с конкурентоспособной продукцией.

Литература

1. Быховский Л.З., Потанин С.Д., Котельников Е.И., Ануфриева С.И., Архангельская В.В., Лихникевич Е.Г., Спорыхина Л.В. Редкоземельное и скандиевое сырье России: Минеральное сырье. № 31. – М.: ВИМС, 2016. 217 с.
 2. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2019 году». – М., 2020. 490 с.
 3. Лиферович Р.П., Субботин В.В., Пахомовский Я.А., Лялина М.Ф. Новый генетический тип минерализации скандия в породах железорудного комплекса Ковдорского массива // Вестник МГТУ, том 3, № 2, 2000. С. 253-262.
 4. Яковенчук В.Н., Пахомовский Я.А., Паникоровский Т.Л. Кампелит – новый фосфат Mg, Ba и Sc из Ковдорской фоскорит-карбонатитовой трубки / Труды Ферсмановской научной сессии ГИ КНЦ РАН, 2018, № 15. С. 408-410.
 5. Янин Е.П. Скандий в окружающей среде (распространенность, техногенные источники, вторичные ресурсы) // Проблемы окружающей среды и природных ресурсов, 2007, № 8. С. 70–90.
 6. Kalashnikov A.O. et al. Scandium of the Kovdor baddeleyite–apatite–magnetite deposit (Murmansk Region, Russia): Mineralogy, spatial distribution, and potential resource // Ore Geology Reviews. 2016. Vol. 72. P. 532–537.
 7. Yakovenchuk, V. N., Pakhomovsky, Y. A., Panikorovskii, T. L. Kampelite, $Ba_3Mg_{1.5}Sc_4(PO_4)_6(OH)_3 \cdot 4H_2O$, a new very complex Ba-Sc phosphate mineral from the Kovdor phoscorite-carbonatite complex (Kola Peninsula, Russia) // Mineralogy and Petrology. 2018. 112(1). P. 111-121. <https://doi.org/10.1007/s00710-017-0515-1>
 8. Willams-Jones A.E, Vasykova O.V. The Economic geology of Scandium, the runt of the rare earth element litter // Economic geology and the bulletin of the society of economic geology. 2018. Vol. 113, is. 4. P. 973-988.
- Электронный ресурс*
9. <https://deru.abcdef.wiki/wiki/Scandium>
 10. <https://deru.abcdef.wiki/wiki/Allendeit>
 11. <https://kamneteka.com/udivitelnyiy-yonait-svoystva>
 12. <https://catalogmineralov.ru/mineral>
 13. http://www.kontren.narod.ru/x_el/info21.htm
 14. <https://www.livemaster.ru/topic/3267630-article-10-samyh-dorogih-metallov-v-mire>

ПЕРВЫЙ ТОРИЙ ИЗ СИБИРИ

Г.Т. Волобуев¹, В.А. Домаренко²

1 – СибГУ им. М.Ф. Решетнева, г. Зеленогорск,

2 – ТПУ, г. Томск

Из доклада руководителей атомного проекта СССР И.В. Курчатова, Б.Л. Ванникова и М.Г. Первухина на имя И.В. Сталина от 26 декабря 1946 года явствует, что в СССР в 1945–1946 годах было разведано уже 9 месторождений монацита с общими запасами тория 25 885 тонн. Но только два из них – Актюзское (Киргизская ССР) и Таракское (Красноярский край) находились в эксплуатации.

Торий занимает последнее место в четвёртой группе периодической системы элементов Д.И. Менделеева, входя наряду с ураном в семейство актиноидов. Применяется в различных отраслях. Металлический торий используется в качестве легирующей добавки в магниевых, магниево-цинковых и магниево-цинково-циркониевых сплавах, придавая им повышенную прочность, в качестве катализатора для получения жидкого топлива из углей и при производстве огнеупорных изделий. Двоокись тория применяется в качестве добавки к вольфраму при производстве нитей ламп накаливания. Однако необходимо знать, что торий является источником вторичного ядерного горючего – урана-233, которое обладает высоким значением коэффициента размножения тепловых нейтронов [1].

Исторически так складывается, что человек сначала берёт дубину, чтобы убивать себе подобных, а затем придумает плуг или трактор. С радиоактивными элементами это происходило стремительно. Итак, в начале 1939 года появились два научных сообщения. Первое, направленное во Французскую Академию наук Фредериком Жолио-Кюри, было озаглавлено «Экспериментальное доказательство взрывного расщепления ядер урана и тория под действием нейтронов». Второе сообщение – его авторами были немецкие физики Отто Фриш и Лиза Мейтнер – опубликовал английский журнал «Природа»; оно называлось «Распад урана под действием нейтронов: новый вид ядерной реакции». И там, и там речь шла о новом, доселе неизвестном явлении, происходящем с ядром самого тяжёлого элемента – урана.

В 1945 были Хиросима, затем Нагасаки и сотни тысяч жертв. А уже 27 июня 1954 г. московское радио передало сообщение исключительной важности: «в настоящее время в Советском Союзе усилиями учёных и инженеров успешно завершены работы по проектированию и строительству первой промышленной электростанции на атомной энергии...» [2].

Однако первым документом, прямо нацеленным против СССР, являлся меморандум 329 объединенного разведывательного комитета, представленный 3 ноября 1945 г. на рассмотрение комитета начальников штабов США.

Он сочинён 4 сентября 1945 г., т.е. через день после официального завершения Второй Мировой войны. В меморандуме ставилась задача: «Отобрать приблизительно 20 наиболее важных целей, пригодных для атомной бомбардировки в СССР и на контролируемой им территории».

Далее шло перечисление: «Москва, Горький, Куйбышев, Свердловск, Новосибирск, Омск, Саратов, Казань, Ленинград, Баку, Ташкент, Челябинск, Нижний Тагил, Магнитогорск, Тбилиси, Новокузнецк, Пермь, Грозный, Иркутск, Ярославль» («Правда», 29.08.88). На гибель обрекалось 13 миллионов людей.

4 апреля 1949 г. было объявлено о создании Организации Североатлантического договора (НАТО). Её членами стали США, Канада, Англия, Франция, Италия, Португалия, Дания, Норвегия, Бельгия, Голландия, Люксембург, Исландия. Затем к ним присоединились Турция и Греция, а несколько позднее ФРГ.

«...Подписав Североатлантический договор, мы создали военный союз, целью которого является война с Советской Россией...», – констатировала газета «Нью-Йорк дейли ньюз».

У Пентагона накапливалось всё больше атомных зарядов, расширились и масштабы запланированного нападения на СССР. По плану «Троян» объектами атомного удара должны были стать уже не 20, а 70 советских городов. Начало военных действий было назначено на 1 января 1950 года. Этого показалось мало. В 1949 г. были внесены коррективы. Решено было накопить для ядерного удара ещё больше сил и сделать соучастниками нападения на СССР ещё больше стран. Для этого требовалось время. Начало военных действий было перенесено на 1 января 1957 года. Планировалось сбросить на 100 советских городов 300 атомных бомб и дополнительно 29 тысяч тонн «обычных бомб», привязанных к 200 конкретным целям, с тем, чтобы за один приём превратить в пепел 85 процентов советской промышленности. Предусматривалось максимальное использование психологического страха перед атомной бомбой. Эксперты Пентагона даже и вычислили, что для подавления воли советского народа к сопротивлению в первые полчаса войны должно быть «выведено из строя» (т.е. убито и искалечено) 65 миллионов человек. Затем с запада и с юга на советскую территорию должны были вторгнуться 164 дивизии НАТО. Завершающий этап плана «Дропшот» предусматривал оккупацию СССР («Известия», 23.07.88 г. «Правда», 29.08.88 г.).

Могло ли советское правительство, учитывая ошибки Отечественной войны, не знать этого, не действовать? Знало наверняка и действовало, мобилизуя силы народа на укрепление обороноспособности страны. Нет, конечно же, не могло оно допустить, чтобы наши города постигла участь Хиросимы и Нагасаки. Что бы ни вешали «либералы» и «демократы» всех мастей, не мы инициаторы холодной войны. Мы вынуждены были заниматься атомным проектом в оборонных целях.

И начались беспрецедентные в условиях продолжающейся войны и послевоенной разрухи интенсивные поиски радиоактивных металлов.

8 апреля 1944 года постановлением 5585 Комитет Обороны обязал Комитет по делам геологии при СНК СССР организовать поиски месторождений урана в районах Средней Азии, Казахстана, Эстонской и Карельской ССР, в Западной и Восточной Сибири.

20 августа 1945 года решением Государственного Комитета Обороны (ГКО) был создан специальный Комитет, председателем которого был назначен Л.П. Берия. Этим же решением было организовано Первое Главное управление (ПГУ) при СНК СССР во главе с Б.Л. Ванниковым, преобразованное в 1953 г. в Министерство среднего машиностроения.

После распоряжения Сталина в 1945 году ускорить работы по созданию атомной бомбы сроки для исполнения работ ставились такие, что сегодня они кажутся просто фантастическими.

Вот один пример [5]:

«Магадан

начальнику Дальстроя тов. Никишову.

Необходимо принять меры к тому, чтобы энергично развернуть поиски уранового сырья и уже в текущем году организовать добычу руды и выпуск концентратов урана... Прошу через каждые две недели сообщать о принимаемых мерах по выполнению задания...

Л. Берия».

Наряду с поисками урана как основного элемента ядерного заряда интенсифицировались и поисковые работы на торий.

Советскими и американскими учёными, занятыми созданием первых атомных бомб в 40-50-е годы, изучалась возможность и эффективность использования тория-232 в качестве расщепляющегося компонента в атомных реакторах и конструкциях ядерного оружия.

В письме на имя Л.П. Берия от 27 октября 1948 года И. Курчатов, А. Алиханов, А. Александров пишут: *«В соответствии с Вашим поручением сообщаем соображения об использовании тория и о потребности тория на 1949, 1950 и 1951 годы. В отличие от урана природный торий имеет только один изотоп с массой 232, ядерные свойства которого аналогичны урану-238. Уран-238, как известно, сам не является активным веществом, но может быть частично превращён в активное вещество плутоний-239 при облучении в ядерных котлах. При облучении тория нейтронами он частично превращается после двух радиоактивных переходов в активное вещество уран-233, по своим свойствам аналогичное урану-235 и плутонию. Таким образом, становится возможным использование тория как вторичного ядерного вещества наравне с ураном...».*

Были проведены многочисленные опыты. Они убедили учёных, что с ураном проще и быстрее можно придти к цели. А торий оставили «на потом». В те времена нельзя было тратить время на всё, что сразу не приносило

результат. Тем не менее история с поиском и добычей торийсодержащих минералов, их переработкой занимает видное место в реализации атомного проекта. Кроме того, сам элемент используется в атомной промышленности и получил сегодня перспективу более широкого применения как в ядерных реакторах, так и в возможном решении проблемы уничтожения излишков плутония, полученного при разборке ядерных боеголовок.

Геологи в 30-е годы XX столетия, опередив время, открыли и сделали первую пробную добычу минерала редкоземельного элемента тория – монацита, который уже через несколько лет был востребован нарождающейся атомной отраслью промышленности. С началом реализации атомного проекта СССР десятки геологических партий по всей территории Советского Союза направились искать расщепляющийся элемент торий вместе с ураном [4,6].

Поиски редкоземельных минералов, содержащих торий, начались задолго до практического использования внутриядерной энергии для нужд промышленности. Главным из них был монацит. Его добыча велась уже в конце 30-х годов XX столетия на юге Енисейского края (речки, ручьи и ключи правого берега реки Кан примерно в 65 километрах от г. Канска в Красноярском крае). Центром был посёлок Тарака, который располагался на речке Тарака, впадающей в 7 км от него в реку Кан. Промышленной добыче предшествовала работа старательских артелей и первых геологов, которые при промывке золотых песков обнаруживали рыжеватый шлик, который трудно было отделить от драгоценного металла. Официальные отчёты геологов говорят о том, что ещё в 1932–1933 годах на юге Енисейского края впервые монацит был обнаружен партией А.С. Хоментовского.

В 1935 году бывший студент Томского госуниверситета геолог И.П. Кочетков подтвердил промышленное содержание монацита в Таракских россыпях и первый установил его высокое, до 75%, содержание. В 1937 г. была организована Красноярская партия № 3 с целью выяснения возможностей редкометалльного оруденения Южно-Енисейского края. В состав этой партии входил специальный отряд под руководством В.А. Тимофеевского. Главной её задачей были детальные поисковые работы на площади Таракских россыпей. Эта партия принадлежала Западно-Сибирскому отделению Союзредметразведки. Работы проводились под руководством профессора Томского Индустриального института (ныне Томский политехнический университет) Ю.А. Кузнецова.

Партией были подсчитаны первые промышленные запасы, которые составили более 4 млн кубометров оруденелых песков с 2762,96 т монацита.

В 1938-1939 годах организовали специализированную геологоразведочную партию «Промразведка». Ею были изучены условия залегания и возможности разработки месторождений монацита на речках Тараке, Казачьей и Осиновом ручье. Кроме того, на р. Тараке были подсчитаны запасы золота (247,17 кг), граната (1209,27 кг), ильменита (5702,6 т). Здесь уже в течение нескольких лет работали старательские

артели по добыче золота, которые также обнаруживали рыжеватый песок, трудно отделяемый от золота.

Таракское месторождение монацита было первым в СССР промышленным месторождением тория и редких земель. Здесь всё было впервые. Геологи «Промразведки» усовершенствовали несложное устройство для промывки и обогащения монацитовых песков, называемое многогрохотной бутарой, и с её помощью сделали первую пробную добычу. В 1938 году впервые в Союзе здесь было получено 11 тонн 30-процентного монацитового концентрата. Ранее его завозили из-за границы. Руководили геологической партией «Промразведки» геолог В.Н. Старков и инженер М.Г. Русанов. Старков позже стал первым директором «Таракстроя». *(Кстати, на этом предприятии в конце 40-х годов XX столетия трудился горнорабочим отец В.А. Домаренко Алексей Герасимович Домаренко и строил домики из песка отвалов его сын, один из авторов статьи).* Пробная добыча осуществлялась под руководством горного техника М.Н. Афанасьева.

Разведанные запасы позволили уже в 1939 году начать строительство предприятия «Таракстрой» с производительностью 500–600 тысяч кубометров песка в год и получением металла *церия* (тория) в концентратах до 14,5 тонн в год. Рабочий посёлок, который начал строиться, называли Таракстроем Курышинского сельского совета. Формально датой организации Таракстроя называют 1940 год, когда были закончены разведочные работы 1938–1939 года.

За первые семь лет было получено 573 тонны монацита в перерасчёте на 30-процентный редкоземельный концентрат (табл. 1) [3].

Таблица 1

Добыча монацита Таракской россыпи в 1938-1944 гг.

Годы	1938	1939	1940	1941	1942	1943	1944
Тонны	11,0	59,1	117,9	139,6	82,4	77,9	85,1

Важнейшую роль в реализации возрастающих планов получения тория имели объёмные и почти непрерывные работы геологических партий. Широким фронтом они велись и на территории Красноярского края. Без преувеличения можно сказать, что каждый квадратный метр огромной площади на север от реки Кан, начиная с речек Курыш и Тарака, и до Енисея, был исследован геологами.

Осуществить быстро намеченные планы по монациту помешала война. Только в ноябре 1946 года приказом Министра цветной металлургии № 175сс/оп (совершенно секретно, особая папка) были утверждены мероприятия по строительству Таракского комбината для обеспечения сырьём «установленного правительством плана по производству *церия*». Устав предприятия был утверждён Министром цветной металлургии П.Ф. Ломако и зарегистрирован 22 ноября 1947 года.

Одновременно велись пробные работы. Ввод первой очереди комбината был определён на III квартал 1949 года.

Можно смело сказать, что реализация атомного проекта СССР на территории Красноярского края началась с работы Таракского комбината. Позже заработали Железногорский горнохимический комбинат, Зеленогорский электрохимический завод и Красноярский химико-металлургический завод. Они образовали ядерный комплекс Красноярья.

Из доклада руководителей атомного проекта СССР И.В. Курчатова, Б.Л. Ванникова и М.Г. Первухина на имя И.В. Сталина от 26 декабря 1946 года явствует, что в СССР в 1945–1946 годах было разведано уже 9 месторождений монацита с общими запасами тория 25 885 тонн. Но только два из них – Актюзское (Киргизская ССР) и Таракское (Красноярский край) находились в эксплуатации. Тогда общие запасы тория на Актюзском месторождении составляли 7700 тонн при концентрации в руде 0,06%, а в Таракском – 500 тонн при концентрации в руде 0,003%. Позднее, с развёртыванием плановой работы геологических партий, количество залежей значительно увеличилось. За 1945–1950 годы активного поиска по всей стране были выявлены ещё большие запасы тория. Общее его количество к 1951 году в стране оценивалось в 45 430 тонн. На этой базе было построено 7 горных предприятий производительностью 110 тонн тория в концентрате в год. Таракский комбинат в то время был самым мощным по объёмам производства среди семи действующих горнодобывающих предприятий данного профиля.

С 1946 по 1951 год он нарастил производство тория в солях с 2,7 до 25 тонн. Но позднее правительством планы по торию были снижены ввиду наличия на складах его недостаточного количества.

Общее количество тория, которое необходимо было иметь в 1946–1950 гг. для экспериментального реактора, обозначено в докладной записке начальника I Главка Б.Л. Ванникова к Л.П. Берия от 11 мая 1946 г. (*даётся в сокращении*):

*«Сов. секретно
Особая папка
Товарищу Берия*

В соответствии с поручением Специального комитета от 13 апреля 1946 г. Докладываю:

Вопрос о размерах потребности в продукте Б-9 (торий) был рассмотрен на заседании Научно-технического совета первого главного управления 6 мая с.г.

...потребные количества продукта Б-9, ...

- к концу 1947 г. – 1 тонна металла и 2 тонны оксида для проведения экспериментальных работ;

- к концу 1948 г. – началу 1949 г. – 5 тонн металла в опытный котёл, 1,5 тонны окиси – на изоляцию к нему и 20 тонн – на изоляцию котла «уран – тяжёлая вода»;

- остальное количество к 1950 году...

Б. Ванников» [3].

Хотя этот документ определил программу добычи ториевых минералов на три ближайших года, активные их поиски и добыча продолжались долгие годы по конкретным планам, спускаемым соответствующим предприятиям и геологическим партиям, в том числе и Таракскому горнопромышленному управлению. Однако установленное Правительством задание Министерству цветной металлургии произвести за 1947–1949 годы 50 тонн металлического тория и 150 тонн окиси тория отечественными разработками не обеспечивалось и дополнительно пришлось ввозить трофейное сырьё из Германии.

Часть комбинатов и рудоуправлений была подчинена Второму главному управлению при СМ СССР, а два входили в структуру Министерства внутренних дел СССР – это горнопромышленное управление № 11 в г. Алдан Якутской ССР, и Таракский комбинат в Красноярском крае.

Работы по производству металлического тория (продукт Б-9) и его солей из монацита и других минералов были начаты Министерством цветной металлургии в 1946 году на заводе «А» (ст. Москворечье) и опытной установке в городе Подольске. Методика получения металлического тория из монацитов была разработана по заданию Спецкомитета при СМ СССР группой немецких специалистов под руководством доктора Рилия.

Таракский комбинат поставлял туда монацитовый концентрат, в котором содержалось чистого тория в количестве: 1946 год – 2,7 т, 1947 г. – 5,2 т, в 1948 – вдвое больше, в 1949 году 15 т, а в 1950 году – 25 т (табл. 2).

Таблица 2

Сводная справка о запасах тория в недрах, добыче тория в концентратах, производстве солей тория и металлического тория

«25 марта 1951 года
Сов. секретно
(Особая папка)
(в тоннах)

	1946	1947	1948	1949	1950	План на 1951 г.
Добыча тория в концентрате	4,3	20,6	42,6	57,7	108,1	40
Производство солей тория	–	0,6	28,4	10,7	20,2	15
Производство металлического тория	–	2,2	3,8	20,3	27,6	25

Разведанные запасы тория в недрах на 1/1 1951 года – 45 430 тонн в пересчёте на металл». (Из документа 286, Атомный проект СССР, т. II, кн. 4) [3]

В апреле 1949 года Таракский комбинат перевели из Министерства металлургической промышленности в состав Главного управления «Енисейстрой» МВД СССР. «Енисейстрой» – главное управление МВД СССР по разведке и эксплуатации предприятий цветных и редких металлов в Красноярском крае, организовано 16.04.1949 г.

В состав Таракского комбината входили: 8 приисков, 2 дражных полигона, 8 обогатительных фабрик, доводочная фабрика, 2 действующие электростанции, строящаяся Камалинская электростанция на 6000 квт на станции Камала Красноярской железной дороги, механические мастерские, 3 лесозаготовительных участка, лесозавод и деревообрабатывающие мастерские, 3 строительно-монтажных участка, торгово-снабженческие и сельскохозяйственные предприятия, поселок городского типа Таежный. Для женщин дополнительно был организован цех щипки слюды от Заозерновской слюдяной фабрики [3].

До 1954 года это было строго засекреченное предприятие, и все важные документы шли с грифом «Совершенно секретно» (особая папка), и возглавляли его военные. В 1954 году в связи с известными событиями в стране с грифа убрали «особую папку», а начальник Таёжного горнопромышленного управления майор Н.Т. Глушков вышел в отставку и стал гражданским руководителем. Предприятие работало до 1960 года. За это время было сделано много по повышению производительности труда работников – широко внедрялась механизация процессов добычи и переработки монацита: драги, мощный шагающий экскаватор, трактора и автомобили, винтовые сепараторы и др.

Как и в городах атомной промышленности, жилой посёлок Таёжный застраивался комплексно и получил статус посёлка городского типа. В 1960 году там насчитывалось 15 тысяч жителей. После *ликвидации предприятия в связи с достаточным количеством монацита на складах* там оставался работать мощный леспромхоз и мехмастерские. Но со временем почти всё производство было утрачено и к 2010 году в посёлке осталось всего около двух тысяч жителей.

На огромной территории за Каном остались нетронутые залежи монацита, ильменита, граната и других ценных минералов, в том числе золота. У Таракского месторождения за последние десятилетия появилось много новых богатых конкурентов в Томской, Омской, Новосибирской, Челябинской, Читинской областях и на Алдане.

Торий же в скором времени наверняка будет востребован, но уже в больших количествах, так как альтернативы ядерной энергетике мы пока не видим.

Литература

1. Бойко В.И., Власов В.А. и др. Торий в ядерном топливном цикле. – М.: Издательский дом «Руды и металлы», 2006. – 360 с.
2. Венецкий С.И. Рассказы о металлах. – М.: «МИСИС» – «Руды и металлы», 2005. – С.418-432.
3. Волобуев Г.Т. От слюды до урана. – Зеленогорск: типография «ПО «ЭХЗ». – 2010. – 240 с.
4. Домаренко В.А., Рихванов Л.П. Очерки по истории изучения радиоактивности и становлении урановой геологии в Центральной Сибири. Очерк первый Истоки // Томск. – Известия ТПУ. – 2007. – № 1, Т 311 –С. 146-150.
5. Зенченко А.П. Мифы и факты об уране. – Краснокаменск-Иркутск. – Изд-во «Пресс». – 2002. – 397 с.

ПРОБЛЕМЫ ОСВОЕНИЯ ЗАБАЛАНСОВЫХ ОТВАЛОВ ЛИТИЕВЫХ РУД ЗАВИТИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Н.Т. Ворогушин¹, В.В. Волков²

1 – ПАО ХМЗ, группа компаний РОЭЛ, Москва,

2 – ООО «Мирагеоинвест», г. Чита

История освоения месторождения

Забайкальский горно-обогатительный комбинат, старейшее предприятие края, получил свое название в 1966 году. Его история началась с разработки Завитинского оловянного месторождения. Это случилось в декабре 1937 года. Рядом с предприятием вырос поселок Слюдянка.

Дальнейшие геологоразведочные работы показали, что месторождение обладает большими запасами лития, бериллия, тантала, ниобия, рудами других редких металлов. Все они успешно добывались до середины 90-х годов прошлого века.

С 1942 года предприятие занималось добычей и переработкой комплексных литиево-бериллиевых руд Завитинского месторождения и являлось единственным в Российской Федерации производителем литиевой продукции.

Слюдянка в 1951 году получила статус поселка городского типа и была переименована в поселок Первомайский. В нем проживало 17 тысяч жителей. В марте 1956 года предприятие оказалось в ведении Министерства среднего машиностроения СССР.

Переработка добываемых открытым способом руд Завитинского месторождения осуществлялась на обогатительной фабрике комбината производительностью в 1,1 млн тонн руды в год. На ее перерабатывающих мощностях достигнуто комплексное извлечение полезных компонентов и помимо основного литиевого извлекались бериллиевый, танталовый, ниобиевый, оловянный и кварц-полевошпатовый концентраты.

Численность работающих в этот период составляла 6 500 человек.

К концу 70-х – началу 80-х годов ЗабГЭК достиг своих лучших экономических показателей и приступил к освоению Ермаковского бериллиевого месторождения, что было успешно сделано в 1980 году.

В 1991 г. было добыто 7,99 тыс. т диоксида лития. На данный момент фабрика полностью разукрупнена, всё оборудование вывезено и продано; реконструкция обойдется дороже, чем строительство новой фабрики.

На Завитинском месторождении отработано 52% числящихся балансовых запасов его комплексных руд. Остаток балансовых запасов (48% от первоначально поставленных на государственный учет) по состоянию на 01.01.2019 г. по существу литиевым рудам составляет около 30 млн тонн при среднем содержании оксида лития 0,69%. Это может обеспечить балансовыми запасами для открытой отработки только в

течение 11 лет. Далее необходимо переходить к подземному способу отработки. Однако сложные горно-геологические и гидрологические условия, невысокие содержания делают отработку коренных запасов малоэффективной, впрочем, как и открытая добыча. В первом квартале 2021 года стартовый аукционный платёж на недоработанные балансовые запасы составлял 3,5 млрд руб. (около 50 млн долларов), а во втором полугодии этот показатель вырос примерно в 2 раза.

Карьер Завитинского месторождения расположен в 1 км к северу-востоку от пгт Первомайский (рис. 1). В настоящее время не эксплуатируется, вследствие чего затоплен грунтовыми и тальными водами. Отвалы забалансовой руды (содержание $Li_2O \sim 0,3\%$) расположены к северу-востоку от карьера и насчитывают около 19 млн т. Размеры кусков руды варьируются от 2500 мм до 0 мм. Отвалы формировались в течение 40 лет с 1951 г. (рис. 2). Данных о порядке формирования отвалов нет. В составе отвалов при визуальном изучении до 20% объема могут составлять породы вскрыши.

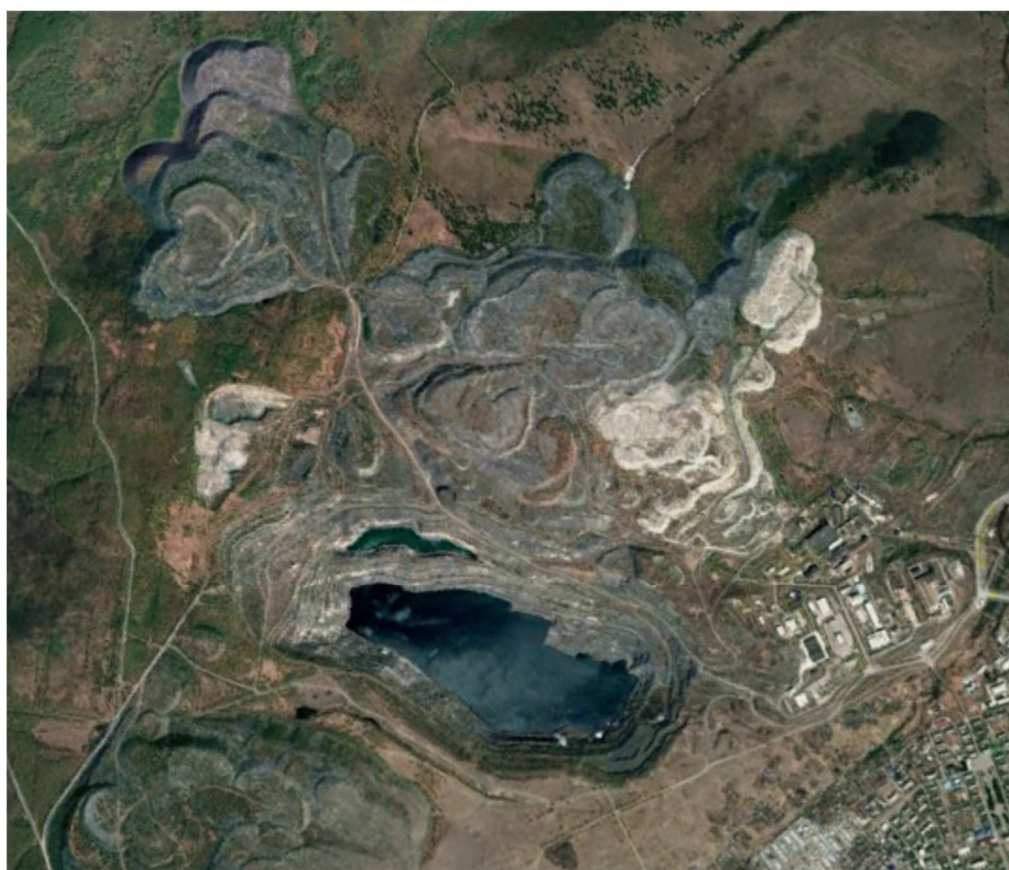


Рис. 1. Общий вид карьера, отвалов, фабрики. Чётко видны отвалы забалансовых руд и вскрышных пород



Рис. 2. Общий вид затопленного карьера с борта отвалов

Объёмы, мощности, состояние отвалов

В настоящее время вся геолого-маркшейдерская документация, которая велась при эксплуатации Завитинского месторождения, утеряна. В том числе утеряны материалы, относящиеся к формированию отвалов (складов) забалансовых руд Завитинского месторождения. Поэтому в настоящее время фактические формы отвалов, их линейные параметры (длину, ширину, высоту), объёмы, а также породный и минеральный состав невозможно восстановить в полном объёме.

Отвалы залегают на естественной поверхности земли (рис. 3), сложенной на рассматриваемой площади позднепалеозойскими терригенными отложениями конгломерато-песчано-алевролитового состава с горизонтами углеродсодержащих сланцев. Породы прорваны отдельными жильными или дайковыми телами кислого состава, включая пегматиты, аплиты и др., а также магматитами основного состава, которых намного меньше первых. Возраст магматических пород послепермский, предполагается, что они относятся к триасу.

По данным «Паспорта № 9 Отходы АО «Забайкальский ГОК» (Завитинское месторождение)» размеры отвалов забалансовых руд следующие: площадь, занимаемая отвалами, составляет 25 га (0,25 км²), мощность изменяется в пределах 20-80 м. Вместе с тем, судя по космоснимкам, площадь под отвалами забалансовых руд значительно больше и составляет 0,5-0,6 км².

Предполагается, что формирование отвалов проводилось на пологом склоне местности последовательно снизу вверх уступами высотой каждого из них 5-12 м и с созданием естественного угла отвалообразования

(около 35°). Благодаря этому крупные отвалы (отвалы Западного и Восточного участков) имеют объёмную форму усеченных ступенчатых пирамид. Поверхность уступов представляли собой площадки, по которой перемещались транспортные средства и сваливали привезенные порции забалансовых руд. Эти площадки частично перекрывались отходами добычи при формировании следующего уступа и т.д.

По данным «Паспорта № 9 Кадастра техногенных скоплений горнорудных предприятий Читинской области /15/», объем техногенного сырья на отвалах забалансовых руд составляет 19 116 тыс. т или 7 296 тыс. м³.

Вещественный состав отвалов аналогичен вещественному составу литиевых руд Завитинского месторождения. Такое заключение следует из того, что на самом месторождении забалансовые литиевые руды аналогичны балансовым рудам, отличаясь от последних только содержанием оксида лития (его содержание в них менее 0,3%). Исходя из этого следует, что отвалы сложены обломками разной размерности *сподумен-альбитового* типа пегматитов, реже – фрагментами других типов пегматитов (среди последних чаще отмечается *микроклин-альбитовый* тип).

Следует отметить принципиальную разницу распределения пегматитов разных типов в отвалах и в рудах Завитинского месторождения, которая заключается в следующем. На Завитинском месторождении разные типы литиевых руд закономерно сменяют друг друга в пространстве, образуя их зональный ряд от контакта пегматитового тела к его центру от аплитовых пегматитов через микроклин-альбитовый к сподумен-альбитовому типу в центре. В отвалах отсутствует закономерность в их распределении, разные типы забалансовой руды распределены хаотично, обломки разных типов пегматитов случайным образом соприкасаются друг с другом. Следовательно, в отвалах распределение оксида лития также крайне неравномерно и случайно, что усложняет их геологическое изучение.

Из попутных компонентов промышленный интерес в отвалах может представлять бериллий, а также ниобий, тантал и олово.

О физическом состоянии отвалов можно судить по косвенным данным, а именно по способу их формирования. Отвалы представляют собой насыпи раздробленного материала магматических горных пород. Материал отвалов не сцементирован (не связан), рыхлый (рис. 4, 5).

Анализ архивных данных показал, что в период полноценного функционирования Забайкальского ГОКа проводились разработки по получению соединений лития из отвальной руды и отвалов пустых пород.

На начальных этапах формирования массива было отмечено, что руда на складе разрушается при воздействии атмосферных осадков и колебаний температуры. В связи с этим НИИ-10 было проведено изучение изменения сподумена в отвале и дано заключение о степени выноса лития из руды. При визуальном наблюдении руд отвала отмечается, что разрушение отдельных штуфов начинается с их поверхности. Оно выражается в осветлении сподумена и полевых шпатов, которые теряют

прочность и рассыпаются, образуя дресву. Процессами выветривания остаются незатронутыми только кварц и слюда. Мелкий сыпучий материал отвала превращается в глину.

При экзогенных процессах в сподумене развивается сильная трещиноватость, особенно по периферии кристаллов и по трещинам отдельности. Измененный сподумен белый, матовый, непрозрачный, хрупкий, блеск шелковистый, легко рассыпается по трещинам спайности на отдельные тонкие иголки. Удельный вес сподумена изменяется в зависимости от степени его сохранности. Неизмененный сподумен имеет удельный вес более 3,1-3,2 т/м³, продукты его изменения – менее 2,4 т/м³. Измененный сподумен серый, мутный, в нем по сети трещин наблюдаются глинистые продукты замещения серого, зеленоватого или грязно-бурого цвета. Глинистые псевдоморфозы по сподумену изотропны. Термические исследования продуктов изменения сподумена показали, что сподумен, разрушаясь, переходит в минерал группы монтмориллонита.

Для оценки степени изменения сподумена в отвале и определения остаточной концентрации оксида лития в начале 60-х годов прошлого столетия на действующем горнодобывающем предприятии был проведен ряд работ. Для установления характера изменения сподумена и степени выноса из него окиси лития НИИ-10 были отобраны образцы с поверхности и из центральных частей штуфов руды, пролежавшей в отвале в течение 1 года.

Для выделения мономинеральных фракций сподумена различной степени сохранности этот класс был разделен в тяжелых жидкостях с удельными весами 2,9 и 2,4 г/см³. Как показывали наблюдения, во фракции более 2,9 г/см³ концентрируется неизмененный сподумен, гранат, апатит, танталониобаты. Фракция 2,9-2,4 г/см³ состоит из полевых шпатов, кварца, мусковита, берилла, измененного сподумена. Во фракции менее 2,4 г/см³ концентрируются продукты изменения сподумена. Все мономинеральные фракции, выделенные из образцов, проанализированы на содержание в них Li₂O.

Из анализа полученных данных следует, что в среднем за один год на поверхности штуфов разрушилось около 30% сподумена. Механическое разрушение сподумена сопровождается выносом из него лития. Теоретическое содержание в сподумене Li₂O – 8,1%, практическое же содержание Li₂O всегда заметно ниже, в частности, для Завитинского месторождения оно равно 6,3%.

Основные результаты, полученные НИИ-10 в 1962 году при изучении лежалых отвальных руд:

1) Сподумен, находясь в отвале и подвергаясь воздействию поверхностных процессов, сравнительно быстро разрушается.

2) В среднем количество окиси лития, сконцентрированное за счет сподумена, отобранного в приповерхностных частях штуфов, равно 4,76%, а во внутренних частях тех же штуфов оно равно 6,28%, т.е. *содержание окиси лития на поверхности на 25% ниже, чем внутри образцов.*

3) *В течение года разрушается около 30% сподумена.*

- 4) *За один год из сподумена мигрирует около 20% окиси лития.*
- 5) Породообразующие минералы содержат 0,3% оксида лития, что составляет от общего содержания окиси лития в образцах около 15%.
- 6) Вынесенный из сподумена литий не концентрируется в других минералах, а мигрирует с водами.

Эти выводы требуют заверки, которая и проводится в процессе проведения ГРР на отвалах забалансовых руд.

Кроме описанных выше исследований на складе сподуменовой руды Завитинского месторождения на начальных этапах его формирования проводились исследования по определению количества лития в массиве. Производилось опробование в буровых скважинах и шурфах.

Результаты показали, что в теле сформированного массива процентное содержание лития с глубиной уменьшается. Это обусловлено тем, что нижние горизонты большой период времени подвергались процессам выветривания и соответственно значительная часть оксида лития подверглась выщелачиванию.

По визуальной оценке, соотношение грубообломочной (условно более 5 мм) и песчано-дресвяно-глинистой фракции на поверхностях отвалов 50-60% к 40-50% (рис. 3, 4).

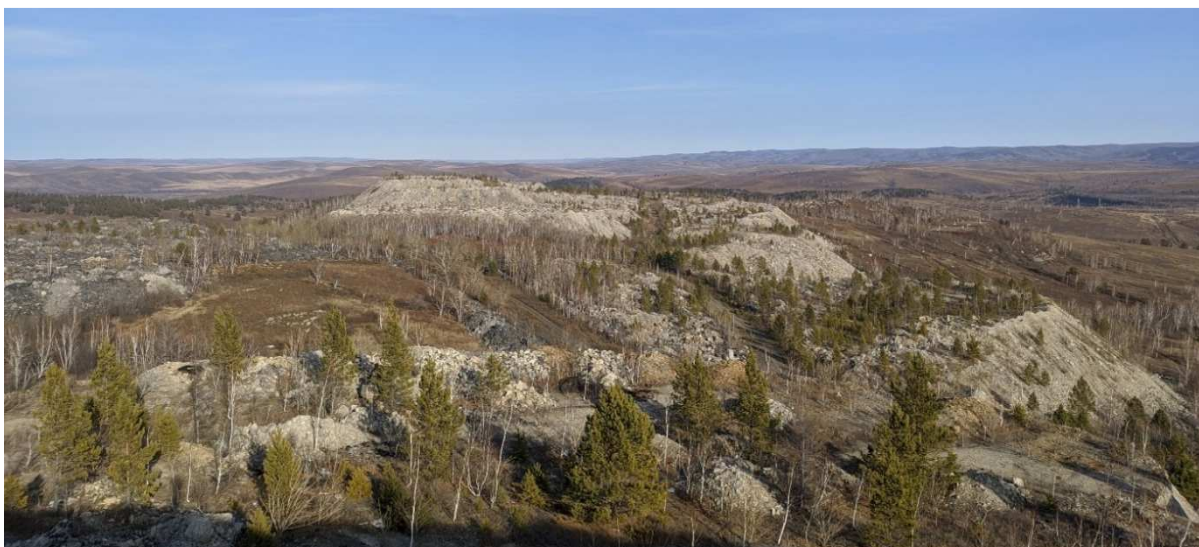


Рис. 3. Общий вид отвалов

Технологические особенности и предполагаемые методики обогащения

Отвалы сложены двумя типами потенциальных руд с разным гранулометрическим составом и с разной потенциальной схемой обогащения (рис. 5):

- щебнисто-глыбовые куски (более 5 мм), в которых условно могут сохраниться кристаллы сподумена, составляют оценочно 50-60% объема отвалов;

- песчано-глинистая фракция, в которой сподумен перешёл в глинистые материалы и из которой в процессе обогащения можно получить танталовый концентрат и для которой, возможно, существуют технологии получения лития гидрOMETаллургическим способом.



Рис. 4. Общий вид отвалов с примерным грансоставом



Рис. 5. Гранулометрический состав отвалов из шурфа на поверхности отвалов.
Видна высокая степень выветрелости обломков

Из щебнисто-глыбовой фракции была отобрана технологическая проба (3 т) для изучения возможностей получения сподуменового концентрата методами, альтернативными флотации. ВИМСом разработана программа испытаний руд с целью найти процесс, позволяющий минимизировать затраты на строительство фабрики (в идеале весь обогатительный процесс желательно сделать на мобильных установках):

- сухое дробление с пневмосепарацией;
- рентгенорадиометрическая сепарация;
- тяжёлосредная сепарация (DMS сепарация);
- высокочастотная отсадка;
- гравитационные методы.

Из песчано-глинистой фракции отобрана проба (50 кг) для изучения возможностей применения гидрометаллургических методов. Также готовится проба на оценку возможности получения танталового концентрата из данной фракции. В конце 90-х годов на остатках оборудования в цехе гравитационного обогащения перерабатывали песчано-глинистую фракцию отвалов с получением 15-17% танталового концентрата.

Буровые работы

Для правильной оценки объема отвалов и для подсчета прогнозных ресурсов и запасов проектом было предусмотрено пересечение отвалов на полную мощность и поинтервальное опробование всего их разреза. Была выбрана буровая система геологического изучения отвалов с выполнением поискового и оценочного бурения скважин ударно-вращательным способом с применением опережающего обсада. Буровыми работами решаются следующие задачи:

- изучение рудоносности отвалов с целью определения в них промышленной ценности оксида лития, оценка изменчивости оруденения в разрезе, изучение внутреннего строения отвалов;

- создание разведочной сети, достаточной для геометризации запасов оксида лития по категории С₂, а для подтверждения достоверности запасов на отдельном небольшом, но представительном участке будет создана сеть для более детального изучения отвалов и заверки принятой оценочной сети;

- отбор необходимого количества каменного материала из керна скважин для проведения технологических исследований руд отвалов;

- отбор образцов для изучения физико-механических свойств пород и руд.

Бурение поисковых скважин планировалось провести на всех отвалах, расположенных в контурах Восточно-Завитинского участка недр, но в ходе выполнения пеших геологических маршрутов и топосъемки масштаба 1:2 000 выяснилось, что часть отвалов отсыпана негабаритами с карьера, часть полук пересыпана так, что вести буровые работы как на колесном, так и на гусеничном шасси не представляется возможным, а затраты на подготовку площадок (бульдозерные и экскаваторные работы) несопоставимы даже с затратами на бурение (выше в 1,5 раза). Кроме того, проектом ГРП средняя глубина скважин запроектирована на уровне 12,1 м; при начале бурения на 4 отвале глубина скважин фактически составила 20-28 м.

В связи с вышеизложенным буровые работы запланированы в проектном объеме до 700 п.м., но с учетом рельефа сетка бурения и глубина бурения изменена.

Предполагается покрыть сеткой бурения часть отвалов №№ 1, 2, 4; отвал № 3 пересыпан негабаритами и не имеет подъездов (рис. 6). Всего покрывается бурением около 60% всей площади отвалов, ценным является время формирования отвалов, в связи с чем считаем достаточным выполнить бурение, покрывающее 60% отвалов и проследить высоту отвала до подошвы.



Рис. 6. Завал поверхности отвалов негабаритными глыбами

Расчет количества скважин основан на том, что техногенная природа отвалов предполагает относительно равномерное распределение рудного материала в них. Последнее позволяет пройти по одной-две скважины по каждому отвалу до подошвы и, исходя из вышесказанного, возможно получить общее представление о промышленной значимости изучаемых объектов в современных экономических условиях.

Поисковые скважины заданы с такой целью, чтобы получить полное пересечение отвалов на всю их мощность на участках ожидаемой максимальной мощности рудного материала и участках с минимальной их мощностью. При этом они проектируются с выходом в породы основания на интервал в 0,5 м, равный максимальной мощности прослоев вмещающих пород, включаемых в подсчет запасов.

Отвалы сложены разнородным по крупности материалом. При прохождении интервалов с глинистой фракцией проблем не возникает, материал обладает хорошей буримостью, четко отбивается интервал бурения 1 п.м. и выход материала близок к 100%. При попадании на негабарит применение коронок типа КПЗ, КТ в принципе не позволяет вести бурение, так как такие коронки не рассчитаны на проходку по категории пород с крепостью, которой обладают негабариты. В связи с

этим применяется коронка типа КНШ, которая раздробливает материал и далее данный диапазон снова можно пройти колонковой трубой с коронкой типа КПЗ, КТ и выбрать материал. Выход керно-шлама в среднем составляет около 80%. При данных условиях нет возможности получить отдельный керн по негабаритной части (крупноглыбовой фракции) отвалов и по песчано-глинистой фракции; в пробу попадают обе фракции. Негабариты фиксируются буровиками по изменению режима бурения и это отражается в буровых журналах.

Проблемы опробования, составления кондиций и подсчёта запасов

В процессе проектирования наземных маршрутов, отбора технологических проб и бурения выявился целый ряд проблем и вопросов, которые не позволяют однозначно подойти к составлению кондиций и оценке запасов полезных компонентов отвалов Завитинского месторождения.

1. Неравномерность и разновозрастность формирования отвалов приводит к разной степени выветривания минералов, особенно сподумена, как по латерали, так и по вертикали.

2. Наличие двух фракций (щебнисто-глыбовая и песчано-глинистая) определяет необходимость применения разных технологических схем при переработке отвалов. Однако ни при производстве бурения, ни при визуальной оценке невозможно определить процентное соотношение этих фракций, к тому же оно, вероятно, меняется от отвала к отвалу и по вертикали.

3. В идеале при подсчёте запасов определяются средние содержания лития в щебнисто-глыбовой фракции, её процентное содержание в отвалах, считаются запасы этой фракции в отвалах и ставятся на баланс; по этим запасам разрабатывается проект отработки с получением сподуменового концентрата. Но при опробовании буровых проходок это сделать невозможно и по факту в запасы могут войти как извлекаемые запасы (щебнисто-глыбовая часть), так и неизвлекаемые (литий в глинисто-песчаной фракции с каолинизированным сподуменом).

4. Такая же ситуация возникнет и в случае получения положительных данных по извлечению танталита: его экономически эффективно возможно извлечь только из песчано-глинистой фракции.

5. При подсчёте запасов отвалов Завитинского месторождения необходимо применять поправочные коэффициенты к объёмам запасов в соответствии с процентным содержанием разных фракций: к литию – 0,5-0,6 (50-60% грубой фракции, из которой возможно получить сподуменовый концентрат), к танталу – 0,4-0,5 (40-50% тонкой фракции, из которой возможно получать танталовый концентрат). Однако и применение данных коэффициентов не позволит точно определить реальные средние содержания элементов в разных фракциях, поскольку в одной пробе будут присутствовать обе фракции.

6. Также остаётся и проблема неравномерности сети опробования.

Предполагаемые схемы отработки

По результатам технологических испытаний руд будут сформированы технологические регламенты отработки. Предполагается, что на первой стадии отвалы будут разделены по гранулометрическому составу на два класса руд: мелко-тонкообломочные (-5 мм) и грубообломочные (+5 мм). Работы по фракционированию и первичной рудоподготовке можно проводить круглый год.

Мелко- и тонкообломочные руды пойдут на гравитационное обогащение и магнитную сепарацию, ожидается получение танталового 15-20%-ного концентрата.

Грубообломочные руды пройдут сначала грубое дробление и рентгено-радиометрическую сепарацию для отделения кусков вмещающих сланцев, затем стадию сухого дробления и, возможно, воздушную сепарацию, затем фракционирование материала и обогащение различными методами. Первые позитивные результаты показывает метод тяжёлосредной сепарации. В результате планируется получить сподуменовый концентрат с содержаниями 2-4%, который можно будет перерабатывать на Красноярском ХМЗ.

Предложения по организации работ с техногенными месторождениями редких металлов

1. На техногенные образования выдавать недропользователям сквозные лицензии и не заставлять их вести ненужную и не отражающую реальность работу по оценке запасов и постановке их на баланс.

2. Разрешать вести опытно-промышленные работы по обогащению полезных ископаемых с момента получения сквозной лицензии на условиях предпринимательского риска (в соответствии с законом о трудноизвлекаемых полезных ископаемых от 2 декабря 2019 года).

3. На большинство техногенных образований при их добыче были уплачены налоги на добычу, поэтому для стимулирования отработки техногенных отложений отменить на них НДС.

4. Основной проект по отработке отвалов разрабатывать на данных, полученных в результате опытно-промышленных работ, экстраполируя их на весь объём техногенных отложений.

5. Запасы ставить на баланс по результатам фактических данных по отработке и одновременно их списывать.

6. Роснедра выделили площади, которые планируется изучать за счет средств госбюджета до 2024 г. Предлагаем внести в эти площади отдельной строкой изучение техногенных отложений редкометалльных месторождений (их достаточно много); включая такие образования в добычу, можно достаточно быстро увеличить производство редких металлов в РФ.

ПОИСКОВЫЕ РАБОТЫ НА ВОЛЬФРАМОВЫЕ РУДЫ В ПРЕДЕЛАХ ЗВОНКОЙ ПЛОЩАДИ (ХАБАРОВСКИЙ КРАЙ)

Д.Е. Выдрич¹, А.В. Сучков¹, И.В. Бучко², А.П. Кондрикова¹

1 – ФГБУ «ВИМС», г. Москва,

2 – АО «Дальневосточное ПГО» АО «Росгеология», г. Хабаровск

Звонкая площадь выделена по результатам прогнозно-аналитических работ ФГБУ «ВИМС» в 2017-2018 гг. Целевым назначением поисковых работ в пределах Звонкой площади является выявление объектов прожилково-жильного кварц-шеелитового ГПТ и прогнозными ресурсами триоксида вольфрама категорий P_1 – 10 тыс. т, P_2 – 60 тыс. т со средними содержаниями 0,4% WO_3 . Площадь расположена в районе имени Лазо Хабаровского края. Ближайший населенный пункт п. Сукпай расположен примерно в 20 км к северо-западу от площади.

Звонкая площадь (ранга потенциального рудного узла) выделяется в пределах Сукпай-Чукенского Mo-Sn-W рудного района Центрально-Сихотэ-Алинской минерагенической зоны и включает в себя рудопроявления Звонкое, Валунистое, Амидей, Димкин, а также ряд пунктов минерализации, ореолов и потоков рассеяния W, Sn, Mo, Pb, Zn, Cu, Bi, Au и Ag. Ведущим ископаемым на площади является вольфрам, рудопроявления которого парагенетически связаны с позднемеловыми гранитами.

Звонкая площадь приурочена к провису кровли Сукпайского и Цафактайского массивов позднемелового бута-коппинского гранитоидного комплекса. Вмещающие породы представлены кремнистыми, кремнисто-глинистыми и известковистыми отложениями T_{2-3} , J_{1-3} и J_3-K_1 возраста, прорванные J_3-K_1 субвулканическим диабазовым и K_2 гранитоидным комплексами. Вторичные изменения на площади представлены ороговикованием, окварцеванием, сульфидизацией, редко грейзенизацией, скарнированием, хлоритизацией и карбонатизацией пород. Шеелитовая минерализация связана с прожилками и жилами кварца и скарнированными породами.

По результатам работ Шарифуллина Р.А. в 1986–1991 гг. на рудопроявлении Звонкое выявлено 3 РТ. Параметры основного РТ: протяженность 560 м, длина по падению от 60 до 165 м, мощность от 4 до 54,2 м. Содержание WO_3 от сотых долей до 7,06 %, в ед. случаях достигает 28,18 %. Ср. содержание WO_3 0,4 % на 21,5 м.

Ниже приведены промежуточные результаты поисковых работ на вольфрамовые руды, выполненных в тесном содружестве АО «Дальневосточное ПГО» с ФГБУ «ВИМС» в 2020–2021 годах. Поисковые работы на Звонкой площади были проведены на участках детализации Звонкий и Амидейский: геологические маршруты по свободной сети и м-ба 1:10 000; наземные геофизические работы м-ба 1:10 000 (магниторазведка и электроразведка в модификации СЭП-ВП);

профильные электроразведочные работы методом ВЭЗ-ВП; литохимические поиски по вторичным ореолам рассеяния м-ба 1:10 000; горные и буровые работы.

Маршрутами подтверждено геологическое строение площади и выявлены новые зоны дробления СЗ простирания, характеризующиеся повышенными содержаниями W, Mo, Cu.

По предварительным результатам интерпретации геофизических работ рудные зоны отвечают зонам градиентов пониженного электрического сопротивления пород и незначительным повышением поляризуемости. Установлено, что в пределах участка Звонкий шеелитовая минерализация локализована в полях пониженных значений поля ρ_k , что обусловлено её приуроченностью к зонам дробления. В пределах участка Амидейский вольфрамовая минерализация, вероятнее всего, связана с вольфрамит-шеелитовой минерализацией в зонах скарнированных пород, для которых характерна выраженность положительными и градиентными зонами в магнитном поле и повышенными аномалиями f_k – в электрическом поле.

Также для уточнения геофизических критериев выполнен анализ карты расположения редкометалльных и субредкометалльных месторождений в структуре глубинного строения верхней части земной коры Южного Приморья, составленной Э.Н. Лишневым и С.М. Бескиным. Установлено, что Звонкая площадь приурочена к локальному гравитационному полю силы тяжести, являющемуся проекцией на поверхность скрытого гранитного массива потенциально перспективного рудного поля на олово-вольфрамовое, молибден-вольфрамовое и вольфрамовое оруденение. Аналогичная позиция – приуроченность месторождений и проявлений к локальным аномалиям гравитационного поля, отмечается для месторождений Тигриное, Забытое, Кордонное, рудопроявлений Арса, Александра, Юбилейное.

Проанализированы результаты 3295 литохимических проб участка Звонкий. Пробы проанализированы атомно-эмиссионным с индуктивно-связанной плазмой анализом на 17 элементов (W, Mo, Sn, Cu, Pb, Zn, Bi, Li, Ag, As, Sb, Mn, Co, Ni, Cr, V, Be). Содержание золота определялось методом спектрозолотометрии.

Ранжированный рудно-формационный ряд химических элементов имеет вид ($n=3295$, индекс – коэффициенты концентрации относительно медианного содержания элементов участка, в скобках – значения коэффициентов вариации): W_{2,09}(328) As_{1,54}(190) Bi_{1,52}(95) Ni_{1,32}(101) Mn_{1,31}(84) Cu_{1,30}(82) Cr_{1,30}(83) и характеризует проявление вольфрамовой рудной формации. Для вольфрама установлен следующий корреляционно-парагенетический ряд: Bi 0,121 - Au 0,111 - Pb 0,104 - Cu 0,094 - Mo 0,073 - Co 0,032; для золота – Cu 0,148 - Pb 0,128 - Cr 0,113 - W 0,111 - Ni 0,107 - Co 0,099 - Sn 0,082 - As 0,070 - Mn 0,063 - V 0,040 - Mo 0,038 - Bi 0,038 - Be 0,036.

Аномальное геохимическое поле (АГП) участка детализации Звонкий образовано четырьмя группами элементов: первая группа W-Mo сменяется АГП Cu, Zn, Mn, Pb, далее АГП As, Li, и на периферии – АГП As, Cr, Ni, Co, V.

В результате анализа и интерпретации полученных геохимических данных участка Звонкий можно сделать следующие предварительные выводы:

1. Выявленный комплекс АГП элементов подтверждает проявление вольфрамовой рудной формации.

2. Предварительный латеральный геохимический ряд представлен: W-Mo-(Cu-Pb-Zn)-Sb-As-(Ag, Au, Be)-(Li, Cr, Ni, Co, V).

3. Перспективы рудной зоны связаны с северным и западным флангами, что позволит увеличить ресурсный потенциал участка.

На участке Звонкий в 2021 г. пройдено 10 канав с оперативным опробованием люминоскопом и портативным РФА. В канавах закартированы серии сближенных зон дробления и брекчирования северо-западного простирания. Шеелитовая минерализация полевым методом (портативным люминоскопом) установлена в виде гнезд размером до 10 см, прожилков 3×0,5 см и вкрапленников размером до 0,2 см (рис. 1). Параметры вскрытых минерализованных зон: протяженность более 750 м, ширина от 8 до 60 м. Канава К-3 в интервале 105-145 м вскрыла шеелит-кварцевую жильную зону (рис. 1) со средним содержанием WO_3 0,3 % на мощность 14 м (инт. 127-141 м). Угол падения жил 70-80°, азимут падения – 10-30°.

В полевой сезон 2021 г. пробурено 4 скважины в профиле канавы К-5, глубина скважин до 305 м. По полевым наблюдениям по скважине С-1 и С-3 вскрыты рудные интервалы с кварц-шеелитовыми прожилками с видимой мощностью 4-5 м, реже до 10 м. Гнезда шеелита размером до 2 см, вкрапленники размером до 0,4 см (рис. 2).

В настоящее время по отобраным бороздовым и керновым пробам проводятся лабораторно-аналитические исследования.

В камеральный период охарактеризован вещественный состав руд, околорудных метасоматитов, интрузивных пород, рудовмещающих пород. Изучены минералого-петрографические характеристики магматических кислых и основных пород, развитых по ним роговиков и метасоматитов, а также поздних гидротермальных кварцевых жил. Дана предварительная петрохимическая характеристика гранитоидов Звонкой площади на основе изучения результатов рентгеноспектрального панорамного анализа штучных проб. По ряду петрохимических и геохимических особенностей гранитоиды Звонкой площади схожи с гранитоидами I-S-типа, которые располагаются в рудных полях месторождений Восток-2, Лермонтовское, Агылки, что позволяет достаточно высоко оценить потенциальную рудоносность площади на вольфрам. Гранитоиды штоков на дискриминационных диаграммах Дж. Пирса попадают в поле внутридуговых и коллизионных гранитов, что позволяет говорить об их складчатом геодинамическом характере.

Результаты электронно-зондового микроанализа (аналитик Аввакумова Д.С., минералогический отдел ФГБУ «ВИМС») показывают практически идеальную стехиометрию шеелита и отсутствие в нем примеси молибдена. По результатам исследования профилей зональности в шеелите не наблюдается однозначных закономерностей изменения содержаний химических элементов. Полученные спектры люминесценции шеелитов (аналитик В.А. Рассулов, к.г.-м.н., ст.н.с. минералогического отдела ФГБУ «ВИМС») участка детализации Звонкий по вариабельности интенсивности полосы ($\lambda_{изл} = 490$ нм), характерной для многих кислородных соединений, показывает, что шеелит подвергся в различной степени гидратации. А интенсивность и набор редких земель (Dy^{3+} , Sm^{3+} , и Tb^{3+}) изученных шеелитов участка Звонкий свидетельствует о том, что образование шеелита шло на различных этапах минералообразования.

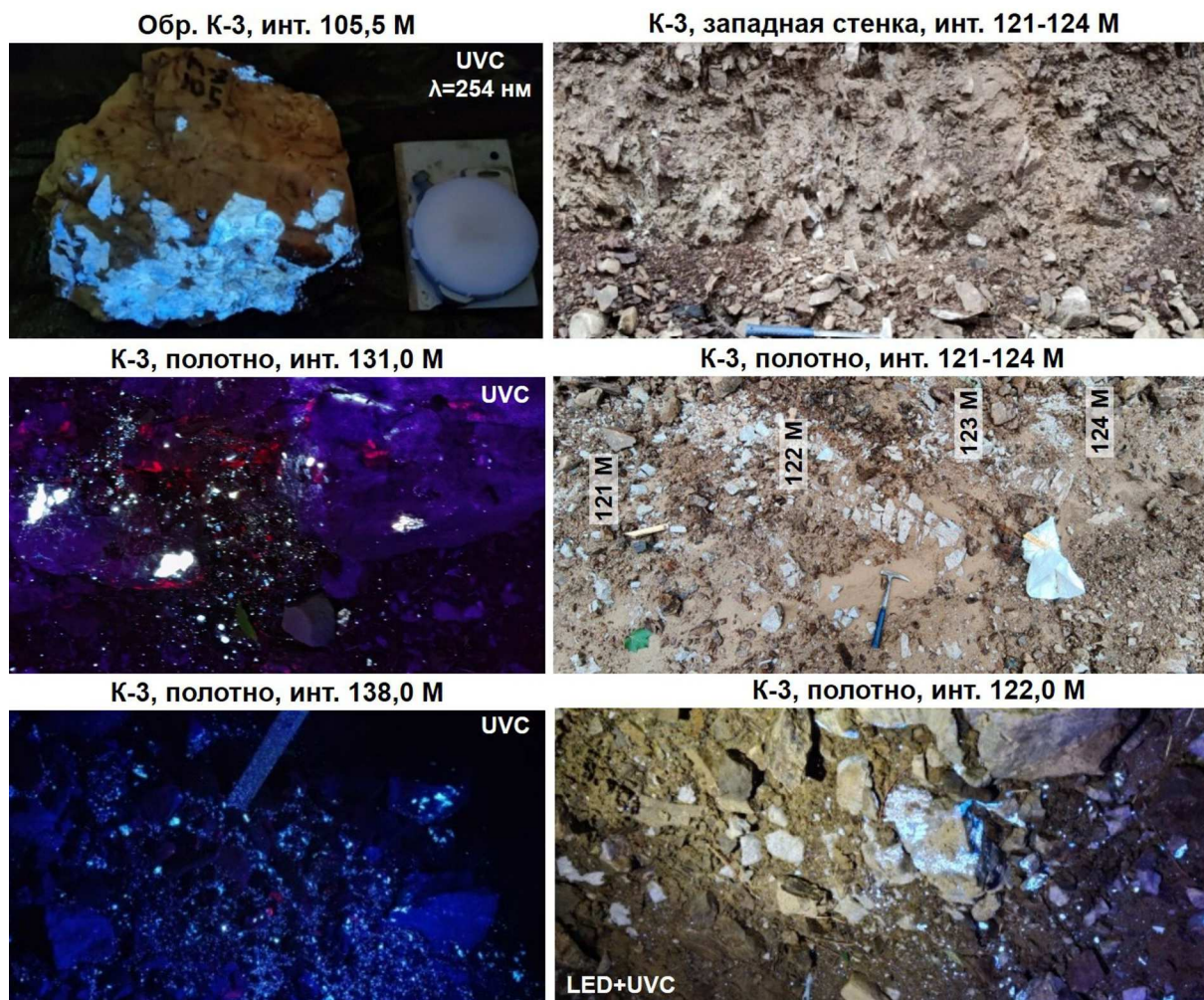


Рис. 1. Характер распределения шеелита (голубое свечение) в шеелит-кварцевой жильной зоне, вскрытой канавой К-3 в интервале 105-145 м

Полученные результаты поисковых работ позволяют предварительно выделить два типа шеелитового оруденения:

- первый тип – минерализованные зоны с установленной кварц-шеелитовой минерализацией участка Звонкий. Шеелит кристаллизуется в

кварцевых жилах (содержания шеелита до 25% объёма породы) и образует срастания и прожилки, размеры зёрен составляют до 7 мм;

- второй тип – предполагаемые вольфрамоносные зоны уч. Амидейский. Шеелитовая минерализация (вкрапленная с единичными мелкими (до 0,5 мм) зёрнами) связана с зонами скарирования.



Рис. 2. Пример рудного интервала с кварц-шеелитовыми прожилками, вскрытого скважиной С-1 на глубине 80,4-83,0 м

Полученные результаты определили основные направления ГРР 2022 года: участок Амидейский – зоны скарированных пород, вдоль контакта магматических и осадочных пород северо-восточного направления; участок Звонкий – прослеживание Главной зоны шеелитового оруденения в западном, северном направлениях и на глубину.

ПЕРЕРАБОТКА НЕТРАДИЦИОННОГО СЫРЬЯ С ПОЛУЧЕНИЕМ МАТЕРИАЛОВ ФУНКЦИОНАЛЬНОГО НАЗНАЧЕНИЯ НА ОСНОВЕ ТИТАНА

*Л.Г. Герасимова, А.Г. Артеменков, М.В. Маслова,
Е.С. Щукина, А.И. Николаев
ИХТРЭМС КНЦ РАН, г. Апатиты*

От рационального природопользования зависят уровень экономического развития страны, состояние её флоры и фауны, что и определяет условия жизнедеятельности человека. Дефицит в стране традиционных руд титана, редких, цветных и редкоземельных элементов предопределяет перспективность использования крупных месторождений нетрадиционного сырья Мурманской области, экономика которой в настоящее время, как и экономика России, ориентирована преимущественно на эксплуатацию природных ресурсов, когда минеральные концентраты являются конечным продуктом. Отечественные титановые и титано-редкометалльные месторождения практически не разрабатываются, в то время как по разведанным запасам Россия занимает одно из первых мест в мире. Из сырья редких металлов в небольших масштабах эксплуатируется только месторождение лопаритовых руд (п. Ревда Мурманской области). Другой не менее важной причиной остается невостребованность промышленностью высокотехнологичных продуктов, определяющих уровень развития ключевых отраслей.

Материалы, представленные в данной статье, дают представление о целесообразности комплексного подхода к решению проблемы переработки нетрадиционного титано-редкометалльного сырья, в частности, перовскитового концентрата (CaTiO_3), содержащего Nb, Ta, РЗМ), который может быть источником диоксида титана, металлического титана, соединений редких и редкоземельных элементов, а также сфенового концентрата (CaTiSiO_5), который выделяется из отходов обогащения хибинских апатито-нефелиновых руд. Состав концентратов (мас%) приведен в табл. 1.

Таблица 1

Компонентный состав концентратов

Концентрат	TiO ₂	CaO	SiO ₂	Nb ₂ O ₅ +Ta ₂ O ₅	TR ₂ O ₃	ThO ₂
Сфеновый	30-35	24-26	30-32	0.3-0.5	0.2-0.3	-
Перовскитовый	48-52	34-35	До 1%	1.1-1.2	3.5-4.0	0.1

Переработка перовскитового концентрата

Разработано несколько технологических схем перовскита, одна из которых, на наш взгляд, наиболее полно соответствует условиям его комплексной переработки – это азотно-серноокислотная технология.

Азотно-серноокислотная технологическая схема (рис. 1) заключается в азотнокислотной обработке перовскита в автоклаве или в атмосферных

условиях с переводом в раствор кальция, РЗЭ и тория. При этом титан и редкие металлы переходят в гидратированный осадок.

Переработка гидратного титано-ниобо-танталового осадка – ТРО осуществляется по сернокислотной схеме или методом хлорирования обезвоженного полупродукта с получением в первом случае титановой соли в виде титанил сульфата в моногидратной форме (СТМ) или аммонийного титанилсульфата (СТА), из которого методом термического гидролиза получают пигментный диоксид титана. Во втором случае из четырёххлористого титана может быть получена титановая губка, а далее металлический титан или его сплавы.

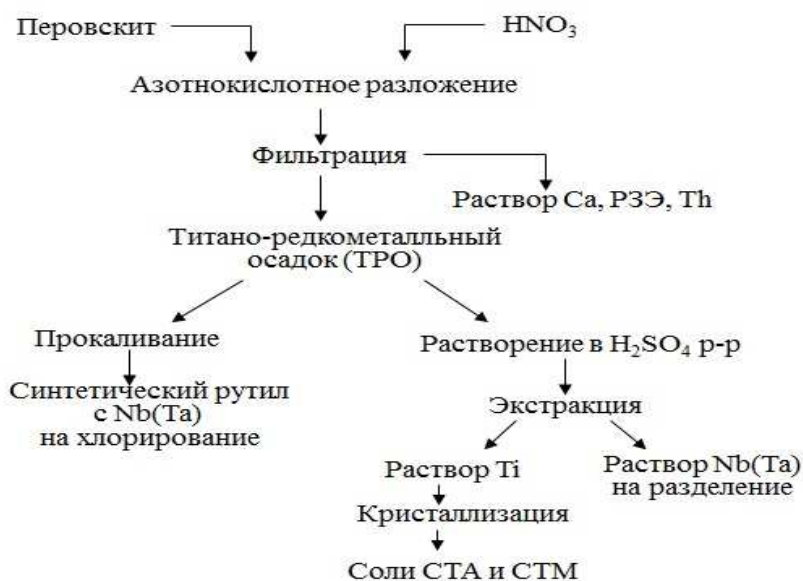


Рис. 1. Принципиальная схема переработки перовскитового концентрата

На данном этапе проводятся исследования азотнокислотного разложения перовскитового концентрата, который получен по уточненной в Горном Институте КНЦ РАН обогатительной технологии из представительной пробы руды, взятой на месторождении. Опыты по азотнокислотному разложению проводятся в условиях атмосферы и в автоклаве с целью оптимизации параметров процессов, обеспечивающих высокую степень кислотного разложения концентрата, улучшение фильтруемости титаноредкометалльного осадка (ТРО), и соответственно, сокращение потери ценных компонентов. Проводится изучение термолиза ТРО для выбора условий получения синтетического рутила для последующего хлорирования с разделением титана и редких металлов. Другое направление переработки ТРО – сернокислотное разложение с получением титано-редкометалльного раствора и его дальнейшее использование для отделения редких металлов от титана методом экстракции. Также предусматривается оптимизация кристаллизации титановой соли – $\text{TiOSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$ (СТМ) из сульфатного раствора титана(IV), образующегося после экстракции, и использование её для синтеза пигментного диоксида титана и других титансодержащих функциональных материалов. На наш взгляд,

включение в технологическую схему дополнительных операций, обеспечивающих получение дополнительной ликвидной продукции в виде функциональных титаносодержащих материалов, позволит расширить ассортимент выпускаемой продукции, что может оказать положительное влияние на экономику переработки перовскитового концентрата.

Переработка сфенового концентрата

Если сделать экскурс в историю исследований по разработке технологических схем сфена, то можно увидеть большое количество публикаций, посвященных этому вопросу. Так, на рисунке 2 приведена блок-схема сернокислотной переработки сфена с получением универсального прекурсора в виде сульфатного раствора титана(IV), пригодного для синтеза разнообразной продукции функционального назначения.

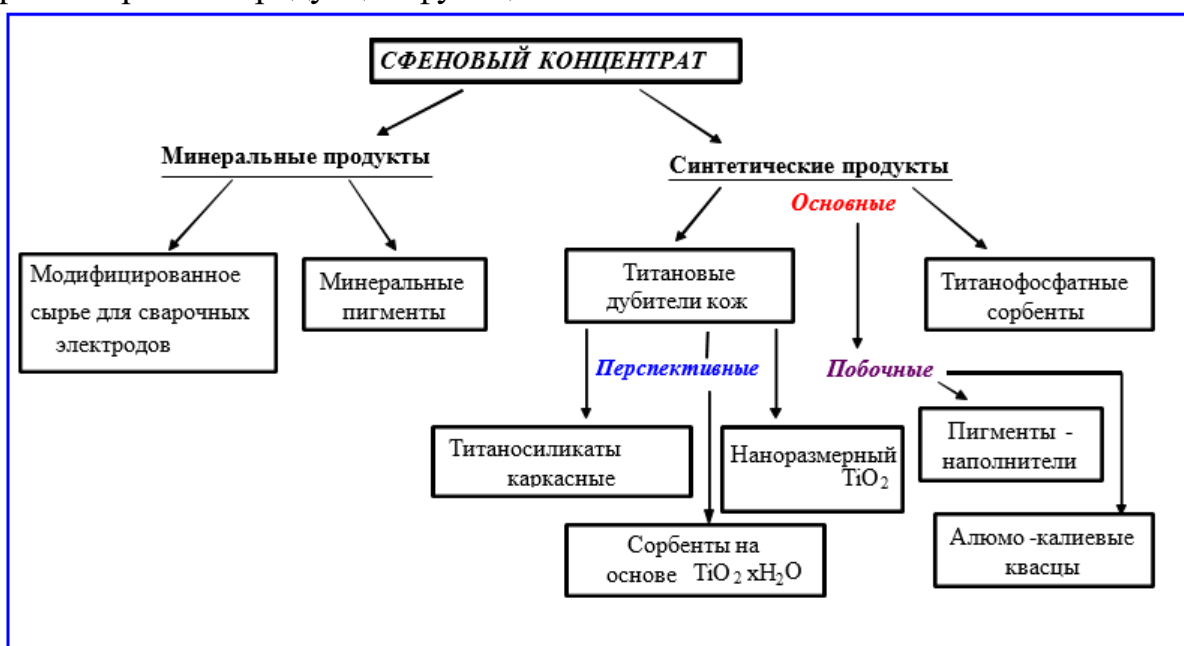


Рис. 2. Блок-схема переработки сфенового концентрата

Получение функциональных материалов из сульфатных титаносодержащих растворов и солей

Титано-алюминиевый дубитель кож и меха

Обострение экологических проблем, связанных с загрязнением окружающей среды, требует усовершенствования используемых для технологии дубления кож, основанной на использовании хромовых соединений, новых более безопасных реагентов. Исследован и разработан новый материал, который способен снизить экологические риски – титано-алюминиевый дубитель кож и меха [5]. Технологическая схема получения комплексного титано-алюминиевого дубителя приведена на рисунке 3.

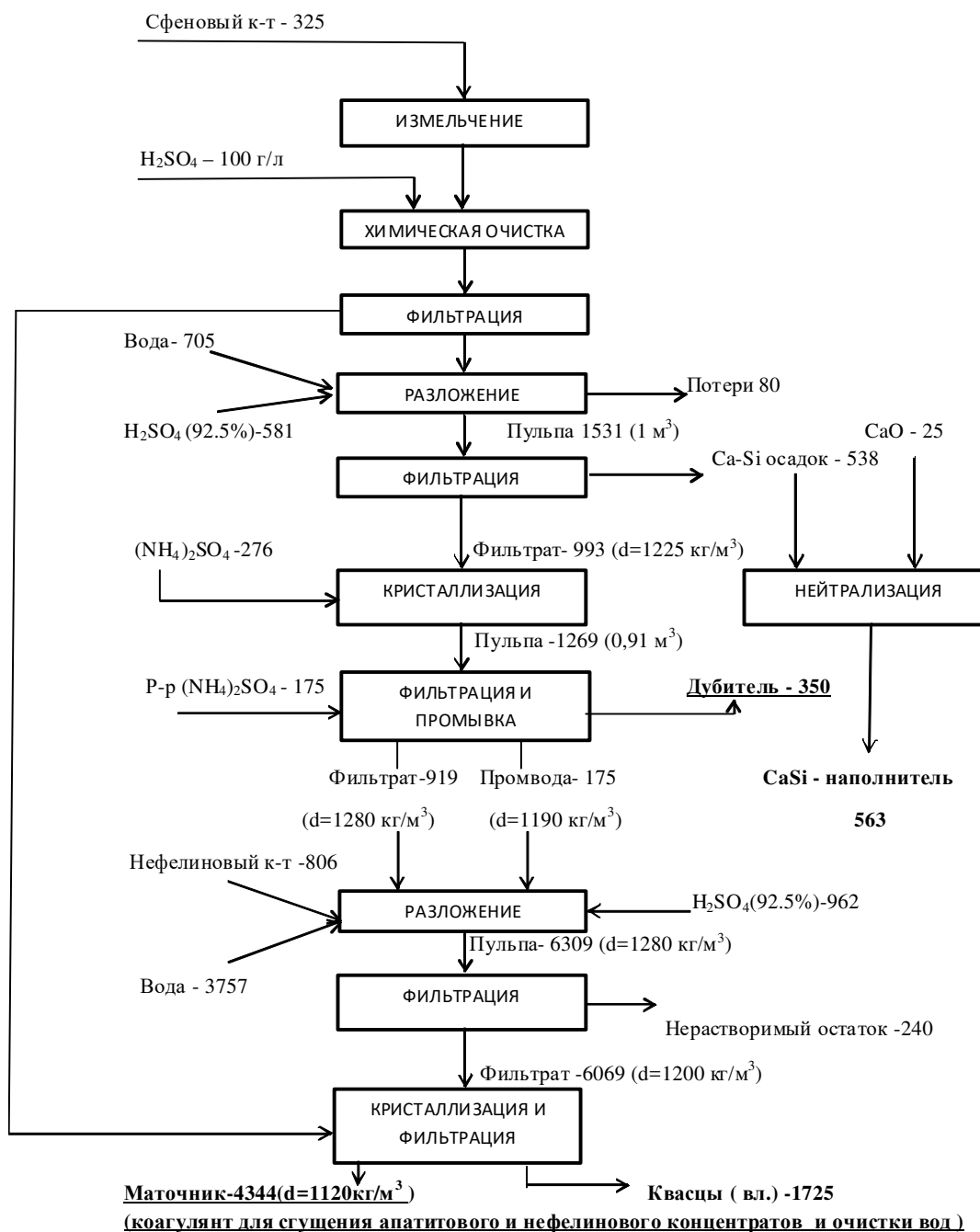


Рис. 3. Технологическая схема получения дубителя из сфенового концентрата с материальным потоком (кг/час)

В основе технологической схемы следующие операции. *Сернокислотное разложение* нефелинсодержащего сфенового концентрата (до 15% – нефелина), которое осуществляется с использованием тонкоизмельченного материала с серной кислотой концентрации – 550-600 г·л⁻¹ в режиме кипения суспензии в течение 7-10 ч. Титан и алюминий выщелачиваются, образуя сульфатный раствор, который отделяется фильтрованием (рабочий раствор содержание титана – 70-90 г·л⁻¹ по TiO₂, серной кислоты в свободном состоянии – 380-400 г·л⁻¹) от твердой фазы – кальций силикатный остаток (на утилизацию), из которого методом

реагентной кристаллизации (высаливание) путем добавки сульфата аммония образуется комплексная соль, состоящая из аммоний сульфата оксотитана и алюмоаммонийных квасцов $-(\text{NH}_4)_2\text{TiO}(\text{SO}_4)_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$ (СТА)+ $\text{NH}_4\text{Al}(\text{SO}_4)_2 \cdot 12\text{H}_2\text{O}$ (ААК). Основные условия кристаллизации: суммарная концентрация (серная кислота + сульфат аммония)_{своб.} – 580-600 г·л⁻¹, сульфат аммония вводится постепенно в течение 1-1.5 ч, температура не превышает 30°С. *Созревание кристаллического осадка* осуществляется в течение 20-24 ч, после чего осадок отделяется от жидкой фазы и *стабилизируется методом промывки* насыщенным раствором сульфата аммония с получением продукта в виде титано-алюминиевого дубителя – *основной продукт*. Используется в кожевенном производстве при частичной или полной замене токсичного традиционного хромового дубителя [6]. При проведении опытно-промышленной проверки технологии были оптимизированы её основные параметры и режимы. Полученные партии основной и побочной продукции испытаны на предприятиях – потенциальных потребителях данных материалов. Разработаны технические условия на основной продукт – Технические условия ТУ 2157-000-00302267–2012 «Титано-алюминиевый дубитель». Подготовлен технологический регламент, являющийся основой для проектирования нового производства. Мощность – 3000 т/год по концентрату. В таблице 2 указан выход основной и побочной продукции в расчете на 1 т сфенового концентрата. Ориентировочный экономический расчет показал, что срок окупаемости капитальных затрат на создание установки составит примерно 2.5 года. Рентабельность 33.8% (по реализованной продукции).

Таблица 2

Выход продукции

Наименование	Ед. измер.	Кол-во на 1000 кг сфенового к-та
Комплексный дубитель – основной продукт	кг	1076.9
Пигмент- наполнитель - побочный продукт	кг	1732.3
Квасцы –побочный продукт	кг	5307.7

Сорбент на основе гидратированного диоксида титана – $\text{TiO}_2 \cdot x\text{H}_2\text{O}$

Гидроксиды поливалентных металлов, к числу которых относится и гидроксид титана, известны как эффективные сорбенты для извлечения радионуклидов, а также катионов цветных металлов. Такой сорбент отличается радиационной и химической устойчивостью в кислых и щелочных растворах и, как ионообменник, удовлетворительной скоростью обмена, что важно при работе в колоночном варианте.

Авторы исследовали новые приемы при разработке технологии гидратированного диоксида титана. В частности, для синтеза титансодержащего прекурсора использовали устойчивый коллоидный титансодержащий раствор в виде золя, полученный по методике. Гелирование золя проводили без принудительного нагревания путем капельного

диспергирования его в концентрированный раствор аммиака. При этом образуются сферические гелеобразные частицы, которые промывали 5%-ным раствором NH_4OH , а затем сушили на воздухе. Для очистки выбраны искусственные растворы азотнокислого стронция и цезия с концентрацией $0.6 \text{ г} \cdot \text{л}^{-1}$ в пересчете на металл. Установлено, что сорбционную способность материала определяют поверхностные свойства частиц сорбента (табл. 3), а от количества в них OH -групп зависит ионообменная активность. Так, увеличение количества золя способствует увеличению удельной поверхности и соответственно сорбционной способности сорбента.

Таблица 3

Поверхностные свойства синтезированных образцов сорбентов

Содержание золя, %	$S_{\text{уд}}$, $\text{м}^2/\text{г}$	$V_{\text{пор}}$, $\text{см}^3/\text{г}$	$V_{\text{микропор}}$, $\text{см}^3/\text{г}$	$V_{\text{микропор}}$, % от $V_{\text{пор}}$	$D_{\text{ср}}$, Å
40	147.10	0.080130	0.006868	8.6	26.98
60	254.29	0.102886	0.010700	10.4	25.88
80	281.26	0.106623	0.017379	16.3	24.39

Внешний вид гранулированного сорбента – рис. 4.

Опытные образцы сорбента прошли испытания при сорбции реальных растворов кожевенного производства, содержащих токсичные соединения хрома, а также опробованы при проведении гиперфильтрации водных стоков, загрязненных катионами цветных металлов. Разработанная в лаборатории технология сорбента запатентована. Организация производства такого сорбента повысит ассортимент титановой продукции, вырабатываемой из сфенового концентрата и продуктов его переработки.

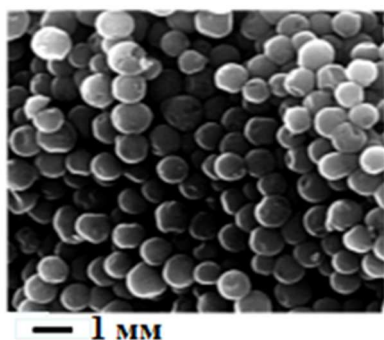


Рис. 4. Внешний вид гранул сорбента

Наноразмерный диоксид титана для защитных и изолирующих материалов (покрытия, клеи, герметики)

Производство материалов, выполняющих функции защиты и изоляции (герметизации) изделий от внешних воздействий, относится к одному из успешно развивающихся направлений химической технологии. К таким материалам относятся составы для покрытий, клеи и герметики. Одним из факторов, играющих решающую роль в повышении функциональных свойств герметика, является дисперсность частиц наполнителя, т.е. их наноразмерность. В связи с высокой дороговизной специальной марки

диоксида титана (для герметиков и клеев) импортного производства потребители вынуждены использовать диоксид титана, выпускаемый как пигментный TiO_2 , который в силу специфики его получения по многим критериям не удовлетворяет требованиям, необходимым для использования в составе герметиков и клеев. Это снижает качество конечного продукта. В таблице 4 приведены основные показатели свойств диоксида титана и размера его частиц, которые нормируются потребителями диоксида титана.

Таблица 4

Показатели качества диоксида титана

Содержание TiO_2 , % не менее	96.5
Содержание летучих веществ, % не более	0.5
pH водной суспензии	6.5-7.5
Содержание SO_3 , % не более	0.15
Остаток после мокрого просева на сите 0056, % не более	0.1
Содержание частиц размером до 2 мкм, % не менее	80
Насыпная масса (НМ), кг/м ³ , в пределах	300-450
Масляное число (МЧ), мл/100 г, в пределах	65-75

Присутствие в наполнителе рутила, характеризующегося стабильной кристаллической структурой, способствует повышению термостойкости герметиков и клея. На способ получения наноразмерного диоксида титана получен патент.

Каркасные титаносиликаты

Направленный поиск и изучение достаточно редко встречающихся в природе щелочных титаносиликатов каркасного строения приобретают особую актуальность из-за универсального характера их свойств. В частности, минералы группы иванюкита с общей формулой $(Na, K, Cu)_{1-3}[Ti_4(O, OH)_4(SiO_4)_3] \cdot 6-9H_2O$ способны полностью обменивать свои внекаркасные катионы на Cs^+ , Rb^+ , Tl^+ , $(N_2H_5)^+$, $(NH_4)^+$, Sr^{2+} , Ni^{2+} , Co^{2+} , Cu^{2+} и др. Определение условий формирования таких минералов в природе позволяет подобрать оптимальные компоненты и параметры для синтеза их аналогов с высокими эксплуатационными свойствами. Области применения каркасных титаносиликатов достаточно разнообразны:

- иммобилизация радиоактивных изотопов из водных растворов;
- очистка вод от тяжелых металлов (Ni, Co, Cu, Pb, Cr и др.);
- высокоэкологичные сорбенты для медицины – вывод радионуклидов и сорбция крупных органических молекул;
- разделение газовых смесей N_2/O_2 , CO/H_2 , N_2/CH_4 и др.;
- очистка нефти от газов;
- селективная сорбция благородных металлов;
- разработка новых нелинейно-оптических материалов.

Синтетические аналоги зорита и иванюкита-Na получали из техногенных прекурсоров, выделяемых при переработке апатит-нефелиновых

руд хибинских месторождений. Как показали исследования, они обладают свойствами, аналогичными природным минералам. Прекурсорами при синтезе являлись титановые соли СТМ и СТА, полученные при серноокислотной переработке сфенового и перовскитового концентратов. Возможно использование раствора четыреххлористого титана. Источником кремния был раствор силиката натрия. По одному из вариантов синтез проводили путем добавки в раствор титановой соли концентрации 1 моль·л⁻¹ по TiO₂ при перемешивании раствора силиката натрия с исходной концентрацией 0.5 моль·л⁻¹ по SiO₂. Далее в смесь последовательно вводили раствор натриевой щелочи и фторид калия и образовавшуюся гелеобразную массу с рН 11.5-12 помещали в лабораторный автоклав с фторопластовым вкладышем. Расход компонентов соответствовал их стехиометрическому содержанию в конечных продуктах. Время перемешивания в автоклаве 2 ч. Продолжительность гидротермального синтеза – 24-96 ч при температуре 200°С. Автоклав охлаждали и полученную суспензию фильтровали под вакуумом. Осадок отделяли фильтрованием, промывали его водой и сушили при 70-75°С.

На рис. 5 представлена кристаллическая структура иванюкита.

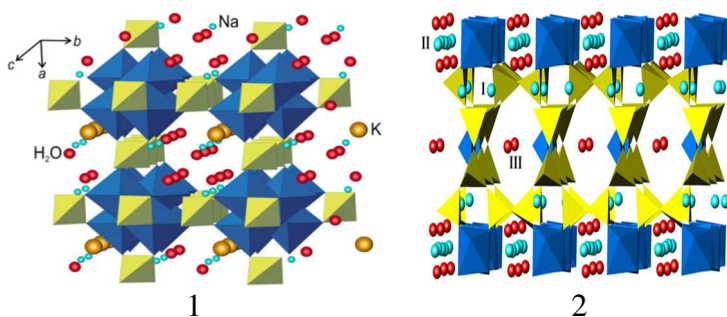


Рис. 5. Кристаллическая структура иванюкита (1) и зорита – ETS-4 (2)
Желтые – тетраэдры SiO₄,
Синие – октаэдры TiO₆

Показано, что каркасный наноропористый титаносиликат, известный под названием ETS-4, имеющий структуру природного минерала зорита, получается при использовании в качестве титанового компонента раствора СТА. Причем продолжительность гидротермального синтеза сокращается по сравнению с известными способами получения ETS-4 в два раза. На рис. 6-2 представлены СЭМ-изображение и рентгенограмма ETS-4.

При синтезе титаносиликата со структурой иванюкита Na-T, в состав которого входит титана больше, чем в титаносиликатах типа ETS, учитывался тот факт, что скорость формирования индивидуальной аморфной или слабокристаллизованной титановой фазы превышает скорость образования титаносиликатной матрицы. При реализации усовершенствованной методики удалось получить синтетический иванюкитNa-T тригональной структуры (рис. 6-1).

У титаносиликата ETS-4 общий объем пор значительно меньше, чем у иванюкитNa-T. Судя по размеру пор, выраженному величиной их среднего диаметра, можно констатировать, что они характеризуются у

ETS-4 как узкие мезапоры и как средние у иванюкитNa-T (табл. 5). В табл. 6 приведены показатели сорбции синтезированных титаносиликатов.

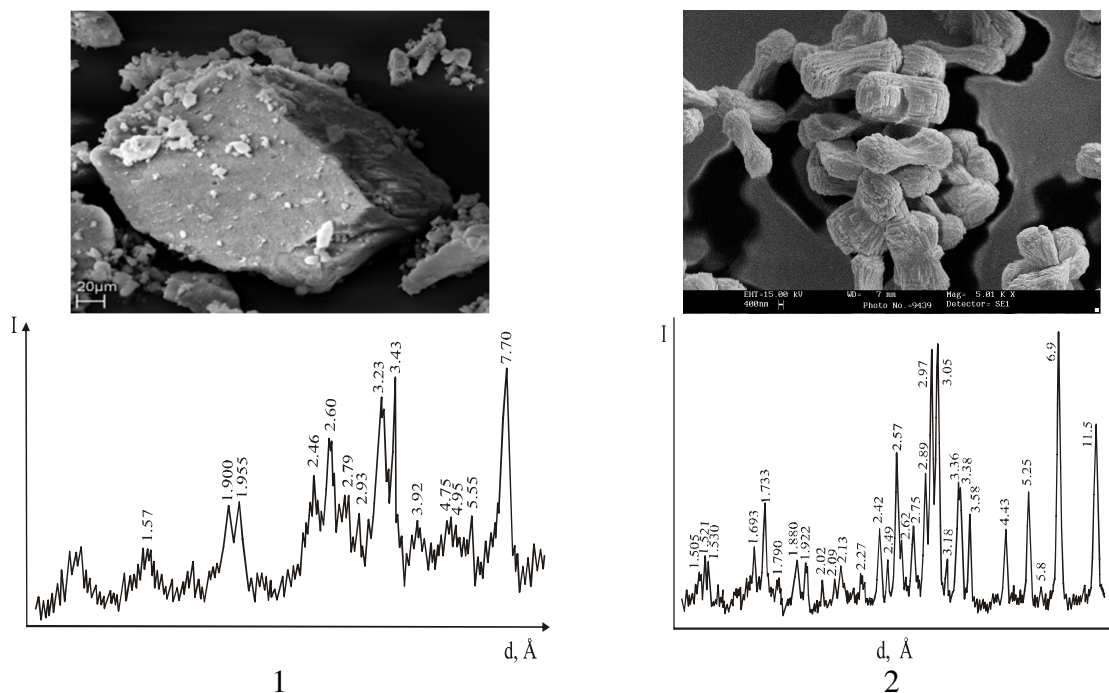


Рис. 6. СЭМ изображение:
1 – кристаллы иванюкита с рентгенограммой;
2 – кристаллы зорита (ETS-4) с рентгенограммой

Таблица 5

Характеристика поверхностных свойств титаносиликатов

Анализируемые осадки	Общий объем V пор, см ³ /г	D пор средний, Å
ETS-4	0.023	71.8
ИванюкитNa-T	0.205	123.2

Таблица 6

Сорбционная емкость титаносиликатов (стационарный режим)

№ пробы	S _{уд} , м ² /г	E, мг/г Cs ⁺ (исх. 1.09 г/л)	E, мг/г Sr ²⁺ (исх. 0.75 г/л)	E, мг/г Cu ²⁺ (исх. 0.35 г/л)
ETS-4	46.8	142.7	143.4	88.5
ИванюкитNa-T	103.4	292.5	155.0	96.0

Таким образом показано, что нетрадиционные виды кольского титано-редкометалльного сырья могут быть сырьевым источником не только крупнотоннажного производства титана, редких и редкоземельных элементов, но и инновационных функциональных материалов для разнообразных отраслей промышленности, направленных на дальнейшее развитие высокотехнологичных секторов отечественной экономики. Это свидетельствует об актуальности проводимых разработок и необходимости продвижения их в направлении реализации в укрупненном масштабе.

МЕСТОРОЖДЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ВЫСОКИХ ТЕХНОЛОГИЙ КОДАРО-УДОКАНСКОГО РУДНОГО РАЙОНА

Б.И. Гонгальский¹, Д.И. Кринов², Ю.В. Азарова³
1 – ИГЕМ РАН, г. Москва, 2 – Минмузей РАН, г. Москва,
3 – ГГМ РАН, г. Москва

Северное Забайкалье является одной из крупнейших металлогенических провинций в мире с разноформационными месторождениями мирового класса [2, 7, 26] осадочного, гидротермального и магматического происхождения (рис. 1, Удоканское Fe-Ag-Cu; Чинейские Ag-Au-PGE-Fe-Ti-V-Cu; Катугинское U-Ta-Nb-Zr-REE). Многочисленны также месторождения и рудопроявления других полезных ископаемых (платиновых металлов, серебра, золота, урана и др.). Все они были сформированы в западной части Алданского щита в палеопротерозое – наиболее продуктивной эпохе концентрирования многих металлов.

Кодаро-Удоканский рудный район (КУРР) расположен в пределах узкого клина западного окончания Алданского щита на юге Сибирской платформы между структурами Байкало-Муйского и Монголо-Охотского поясов [22]. На архейском основании образован Кодаро-Удоканский прогиб с карбонатно-терригенными отложениями, он совпадает со структурой I порядка – крупным гравитационным минимумом ($\Delta g_{\text{Рост}}$ – около 60 мГл), отражающим погружение блоков архейского фундамента [2]. В одноименном Кодаро-Удоканском рудном районе (РР) выделяются Удокан-Чинейский, Икабья-Читкандинский и Сюльбанский рудные узлы (РУ) с месторождениями мирового класса черных, цветных, благородных и радиоактивных металлов. В каждом из них присутствуют месторождения и рудопроявления стратегических металлов в осадочных (медистые песчаники) и магматических породах: в Удокан-Чинейском РУ это суперкрупное Удоканское и другие (Клюквенное, Сакинское, Правоингамакитское) месторождения, магматические месторождения Чинейского массива, рудопроявления Майлавского массива и др., в Икабья-Читкандинском РУ – Ункурское, Красное месторождения в осадочных породах, рудопроявления Луктурского массива, золото-урановые рудопроявления Читкандинское и др., в Сюльбанском РУ малые месторождения урана Мраморное, Хатанга и др.

Породы удоканского комплекса подразделяются на три серии (11 свит), в составе которых наряду с терригенными присутствуют и карбонатные образования. Меденосные горизонты установлены во всех трех сериях; в сакуканской свите расположен главный медный горизонт Удоканского месторождения медистых песчаников, в талаканской свите локализованы месторождения Ункур, Бурпала. В средней, чинейской, серии (читкандинская, александровская свиты), находятся Правоингамакитское, Красное и другие месторождения и рудопроявления. В кодарской серии известны

многочисленные пирротинизированные горизонты с пиритом, халькопиритом, содержащие Ag, Co, Ni [3].

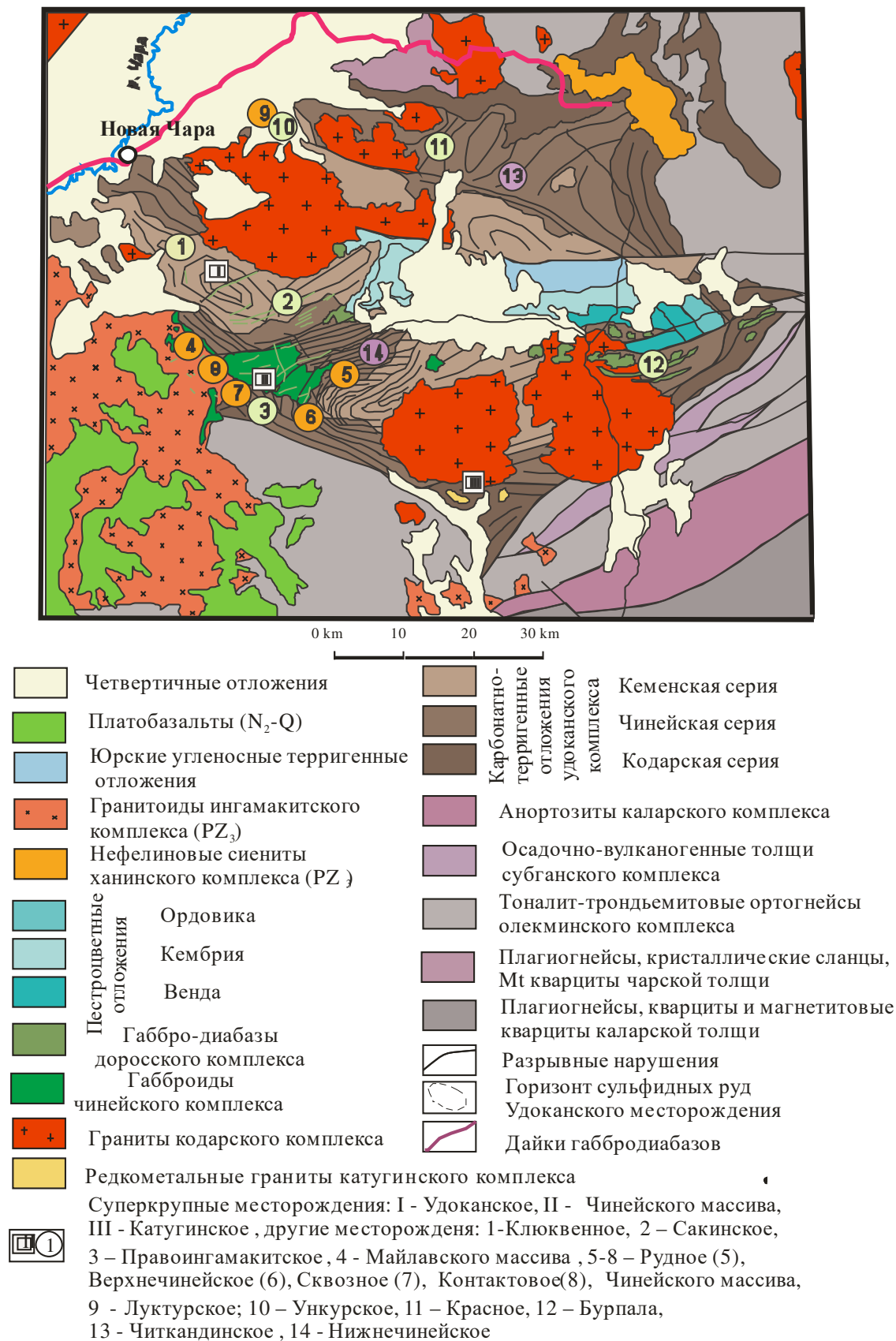


Рис. 1. Геологическая карта Удокан-Чинейского района [7]

Породы удоканского комплекса прорываются интрузивами нескольких комплексов: щелочными гранитами катугинского и гранитами кодарского комплекса. С габброидами чинейского комплекса ассоциируют месторождения различных металлов: ранне- и позднемагматические Fe-Ti-V руды (Этырко и Магнитное), позднемагматические Cu и ЭПГ (Рудное, Верхнечинейское, Сквозное, Контактное), а в его ближайшем обрамлении располагаются пневматолито-гидротермальные Fe-Cu-Au-Ag руды Правоингамакитского и Сакинского месторождений, а также гидротермально-метасоматические уран-редкоземельные Базальтовое и Гудымовское. В Sm-Nd системе возраст пород Чинейского массива составляет 1850 ± 90 [7], в U-Pb системе в цирконах различаются возрастные данные для высокотитанистых габброидов 2-й группы Чинейского массива (1858 ± 17 млн лет), для низкотитанистых 3-й группы – 1811 ± 27 млн лет [7]. Близкие цифры получены для пород краевых фаций Чинейского массива в U-Pb системе в цирконах – 1867 ± 3 млн лет [21] и в Ar/Ar системе в слюдах – 1880 ± 16 млн лет [20].

Чинейский массив по отчетливой расслоенности и ритмичности сопоставим по масштабам со Скаергаардским интрузивом, а по петрографическому составу – с Верхней зоной Бушвельда. Он содержит огромные запасы ванадия. В отличие от большинства других расслоенных ультрабазит-базитовых интрузивов региона, для Чинейского массива характерно преобладание высоких концентраций титаномагнетита, широкое развитие мономинеральных разновидностей пород (клинопироксениты, ортопироксениты, титаномагнетититы, анортозиты) и в совмещении в его пределах месторождений черных, цветных, благородных и радиоактивных металлов.

В строении Чинейского массива установлено четыре группы пород [7], отличающихся по составу и степени вторичных преобразований (рис. 2). Многочисленны ксенолиты и ксеноблоки карбонатных и терригенных пород, гранитов. К первой группе отнесены крупные ксеноблоки и ксенолиты пироксенитов, которые встречаются в центральных частях массива. Вторая группа пород включает габброиды, характеризующиеся повышенными содержаниями титаномагнетита и подразделяющиеся на титаномагнетит-габбровую и лейкогаббровую серии. Породы титаномагнетит-габбровой серии разобщены в пространстве, они установлены на западе и юго-востоке интрузива (Fe-Ti-V месторождения Этырко и Магнитное). Третью группу составляют нориты и габбронориты (норитовая серия), которые выходят на поверхность в южной части массива. Нориты и габбронориты проникают в виде апофиз и силлов в залегающие выше породы второй группы – титаномагнетитовые габбро. Наиболее поздними образованиями являются флюидно-магматические брекчии с лампрофировым и габброноритовым цементом. Они образуют силлы в приподошвенной части интрузива (мощностью первые метры), дайки и трубообразные тела внутри массива.

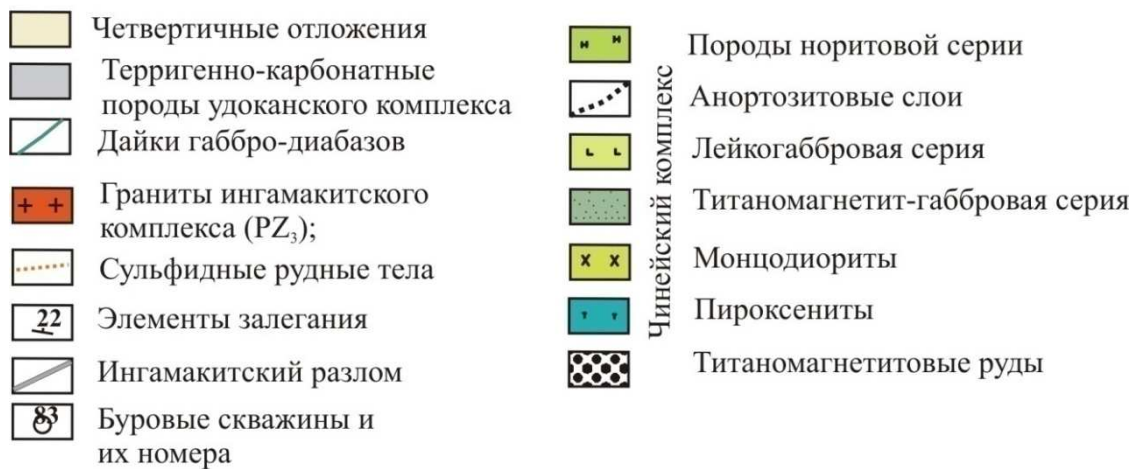
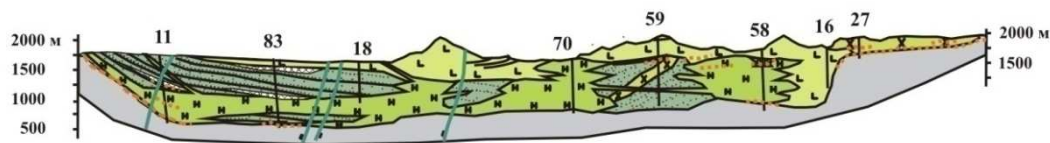
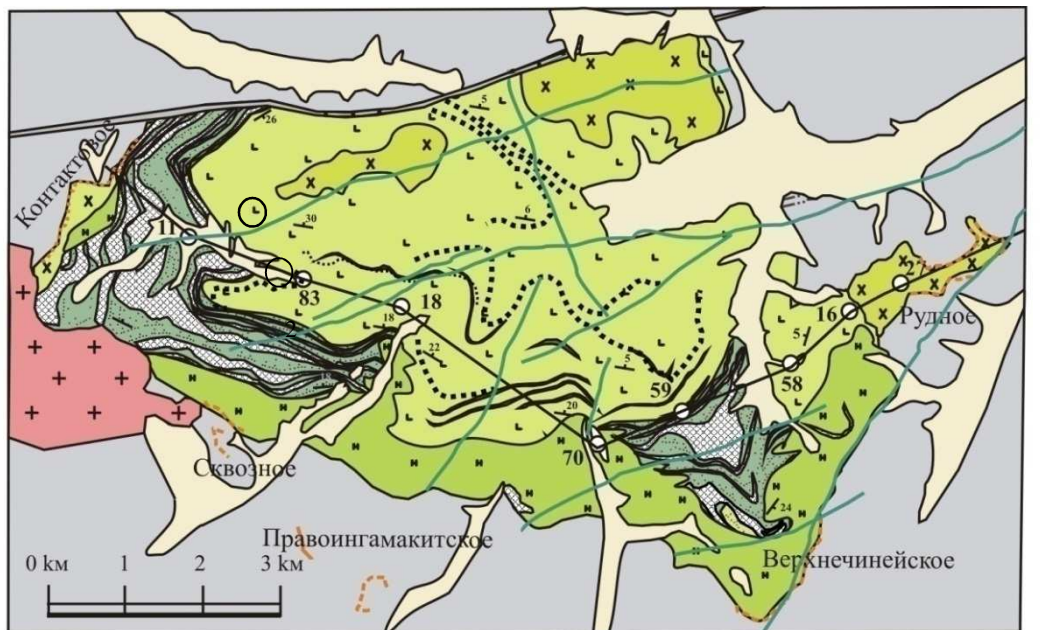


Рис. 2. Схематическая геологическая карта Чинейского массива (составлена с использованием материалов Удоканской экспедиции [7])

В породах второй и третьей групп отчетливо проявлена расслоенность и многоуровневая ритмичность, вызванная изменением состава пород снизу вверх от меланократовых разновидностей к лейкократовым, что характерно для многих расслоенных массивов мира. Серии состоят из макроритмов (пачки пород, первые сотни метров), ритмов (первые десятки метров) и микроритмов (сантиметры – первые дециметры). Сульфидные руды образуют промышленные рудные залежи в контактовых зонах (Рудное, Верхнечинейское, Сквозное, Контактное месторождения) как среди габброидов (эндоконтактовые руды), так и вмещающих терригенных пород,

а также образуют штокверки в ранее закристаллизованных габброидах. Эндоконтактовые руды на указанных месторождениях приурочены к разным типам пород в приподошвенной части массива: к лейкократовым габбро, кварцевым диоритам и монцодиоритам, где отмечается вкрапленность сульфидов, а также согласные с расслоенностью и секущие прожилки. Среди эндоконтактовых руд преобладают пирротин-халькопиритовые разновидности. В них также диагностированы титаномагнетит, магнетит, ильменит, а также сфалерит, галенит, пирит, пентландит, линнеит. Из минералов благородных металлов установлены золото самородное, кюстелит, сперрилит и минералы Pd (преимущественно теллуриды и арсениды) [12]. Экзоконтактовые руды преимущественно халькопиритового состава присутствуют на всех месторождениях, наиболее богатые из них установлены в юго-восточном обрамлении Чинейского массива (Рудное месторождение). Руды залегают в виде сплошных жил или линз, часто брекчированных тел. Они выполняют систему субгоризонтальных трещин в приподошвенной части массива, но встречаются и секущие жилы. Мощность жил достигает первых метров, протяженность – 30-40 м. На Рудном месторождении маломощные прерывистые прожилки халькопиритового состава с метасоматическими ореолами прослеживаются до 500 м вниз от контакта габброидов. Экзоконтактовые сульфидные руды Чинейского плутона имеют преимущественно медный состав. Это предопределило более высокие концентрации элементов платиновой группы в них, особенно Pd. Среди руд преобладают халькопиритовые, борнит- и миллерит-халькопиритовые разновидности, реже пирротин-халькопиритовые. В качестве редких минералов диагностированы арсеногаухекорнит, маухерит, никелин, гессит, кубанит, маккинавит, миллерит, никелин, кобальтин, герсдорфит, галенит, сфалерит, гюбнерит, сперрилит и многочисленные минералы Pd: соединения его с Bi, Te, Sb, Sn и As [12]. Вкрапленные и гнездово-вкрапленные руды присутствуют также в строении Луктурского и Майлавского массивов.

Удаленные от контактов массивов рудные тела в осадочных породах традиционно рассматриваются как аналоги медистых песчаников удоканского типа, хотя по составу руд и примесных элементов они более близки к экзоконтактовым рудам Чинейского массива (Правоингамакитское, Сакинское и др.).

Прерывистые рудные тела Правоингамакитского месторождения представлены: 1) жилами и линзами, сложенными молочно-белым сливным кварцем с прожилками и гнездами сульфидов пирит-халькопиритового состава и 2) кулисообразно залегающими залежами массивных сульфидов, окруженными вкрапленностью пирита и халькопирита. Протяженность прерывистых кварцевых жил по простиранию достигает первых десятков метров при мощности от 0,3 до 1 м, а сульфидных тел мощностью 3-5 м и протяженностью 300-440 м. По составу золото-палладиево-медные руды Правоингамакитского месторождения отличаются от медных руд Удокана и имеют черты сходства с экзоконтактовыми рудами месторождения Рудное

Чинейского массива. Пирит-халькопиритовые руды преобладают также на Сакинском месторождении.

Гидротермальные образования представлены также и на Удоканском Fe-Ag-Cu месторождении. На месторождении широко распространены послонные и секущие халькозин-борнитовые прожилки. Ф.П. Кренделев с соавторами [11] выделяли 4 их типа, связывая их образование с региональным или контактовым метаморфизмом. Такую же точку зрения приводят и другие исследователи Удоканского месторождения [3], рассматривая их приуроченность к косым слоям. В то же время П.П. Петровский показал, что рудные концентрации приурочены к слоям только определенной ориентировки и они связаны с тектоническими послонными подвижками вдоль этих направлений, образованием трещин и заполнением их гидротермальными растворами [19]. Нами на Удоканском месторождении (участки Западный, Озерный, Наминга) было установлено широкое распространение кулисообразных линзочек сульфидов с кварцем, а также секущих прожилков халькозин-борнитовых руд. Были также обнаружены зоны брекчированных вмещающих пород (песчаников, аргиллитов), сцементированных жильным кварцем с халькозином, борнитом и халькопиритом. Кварц-сульфидные прожилки окаймляются метасоматическим магнетитом, который отличается от магнетита осадочных слоев по морфологии и составу. В прожилках устанавливаются повышенные концентрации золота – до 0,3 г/т (в безрудных песчаниках их концентрации менее 0,01 г/т). В секущих прожилках определены повышенные концентрации U, Pb и низкие Ta, Nb, Ti [7].

Помимо сульфидных руд, в рассмотренных выше месторождениях Кодаро-Удоканского РР нередко присутствуют минералы редких земель, тория и урана. Например, на месторождении Ункур нами помимо минералов благородных металлов были обнаружены выделения U и Th-U минералов преимущественно в виде каемок вокруг халькопирита (рис. 3), реже – в виде изолированных мелких зерен среди силикатов. На Красном месторождении в альбитизированных песчаниках обнаружены зерна уранинита.

Рудопроявления и небольшие месторождения урана и других сопутствующих металлов известны в Кодаро-Удоканском РР и его ближайшем обрамлении с 40-х годов. Они были открыты и частично отработаны руды в Сюльбанском и Икабья-Читкандинском РУ.

В Удокан-Чинейском РУ было открыто крупное Удоканское месторождение медистых песчаников. Fe-Ag-Au-Cu месторождения в осадочных породах удоканского типа были обнаружены и в Икабья-Читкандинском (Ункур, Красное) и Сюльбанском РУ (Хадатканда). В них обнаружены более высокие концентрации золота, серебра и других металлов, чем на Удоканском месторождении. Значительные ресурсы урана, золота и сопутствующих металлов были позже установлены в юго-западном секторе Сибирского кратона: Эльконский рудный район на востоке, Ачитканский и Нечеро-Ничатский (Чарский) РР (рис. 4) [8, 14, 24].

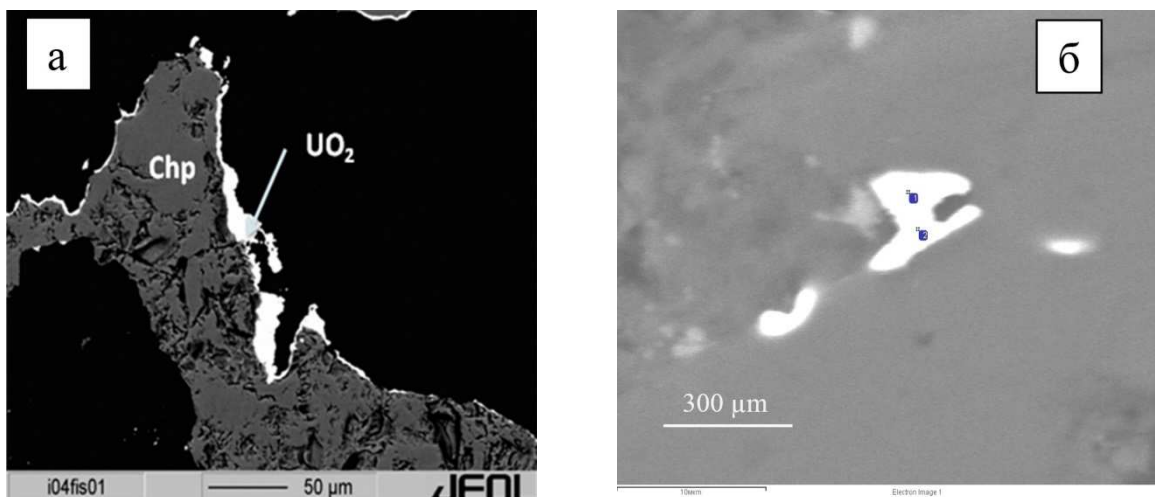


Рис. 3. Каймы урановых минералов вокруг халькопирита на месторождении Ункур (а):
 Вкрапленники уранинита на месторождении Красном (б): UO_2 – 79,39-77,45;
 PbO – 18,84-18,11; FeO – 1,68-1,55

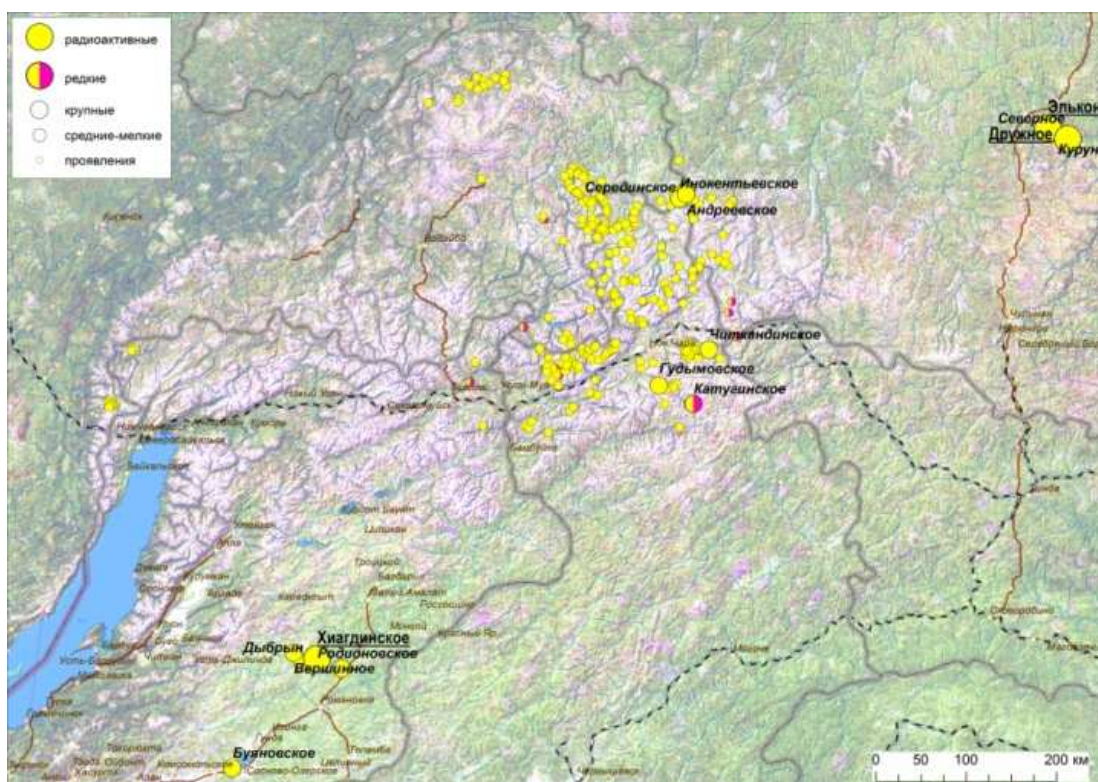


Рис. 4. Схема размещения месторождений и рудопроявлений урана и редких металлов.
 Составил А.Л. Галямов по материалам открытых источников

В процессе рекогносцировочного обследования Кодаро-Удоканского РР в одном из ледниковых каров хребта Кодар в 1948 г. выявлено месторождение урана Мраморное. Месторождение контактово-метасоматического типа в скарнах с богатым и контрастным уранинитовым оруденением. Выявление месторождения Мраморного послужило основанием для проведения в этом районе интенсивных поисковых работ. Месторождение Мраморное приурочено к контакту гранитоидов Кодарского массива с карбонатно-

терригенными породами удоканского комплекса и сосредоточено как в альбит-диопсид-актинолитовых скарноидах экзоконтакта, так и в метасоматических сиенитах и гранитах эндоконтакта. Рудные тела представлены линзами и прожилковыми зонами протяженностью до 10 м различной ориентировки, выполненными преимущественно уранинитом. Руды бедные, со средним содержанием урана по месторождению 0,067% [5]. Было добыто 1200 кг урана. После этого работы на Мраморном месторождении были прекращены и перемещены на Сюльбан, где проводилась детальная разведка с попутной отработкой. Рудные тела месторождения Хадатканда приурочены к оливин-карбонат-роговообманково-пироксеновым и альбитовым метасоматитам в зоне интенсивной трещиноватости и дробления субмеридионального направления вблизи контакта карбонатно-терригенных пород бутунской свиты удоканского комплекса с диоритами первой фазы ингамакитского комплекса. Форма рудных тел линзовидная, жилообразная, мощность 10-70 см, протяженность до 10 м. Оруденение вкрапленное, прожилково-вкрапленное, руды настуран-уранинитовые с браннеритом и вторичными урановыми слюдками. Среднее содержание урана по месторождению 0,1% (0,072-0,9 %). Установлены повышенные концентрации Bi, Ba, Co, Mo, Cu, Ag, Au. В строении месторождения Хадатканда принимают участие нижнепротерозойские терригенно-карбонатные породы чинейской серии удоканского комплекса (александровская и бутунская свиты), прорванными телами габброидов. В условиях регионального метаморфизма и полистадийного метасоматоза вмещающие осадочные породы, отчасти габброиды, превращены в разнообразные щелочные и субщелочные (железо-магнезиально-кальциевые) метасоматиты, интенсивно сульфидизированные на участках наложенного катаклаза и дробления [14]. Ряд исследователей относят золото-урановые месторождения к типу «несогласия» [4, 9, 17].

В Икабья-Читкандинском РУ в 1950 г. было открыто Читкандинское месторождение и многочисленные рудопроявления урана [6, 16], а в последующие годы в них установлены промышленные концентрации золота. Месторождение залегает среди осадочно-метаморфогенных пород читкандинской и александровской свит чинейской серии. Площадь месторождения рассечена двумя крупными зонами разломов субширотного и северо-западного простирания, присутствуют дайки габбро-диабазов.

Урановая минерализация ассоциирует с альбитизированными магнетитовыми и медистыми песчаниками, альбититами в тектонических зонах. Ураноносные магнетитовые песчаники слагают пласты или серии кулисообразных линзующихся жил протяженностью от десятков метров до нескольких сотен метров при мощности от 0,1 до 1,5 м. Магнетитовые песчаники в разрезе ассоциируют с пластами кварцитовидных песчаников. Песчаники испытали перекристаллизацию в ходе регионального метаморфизма и в значительной степени изменены процессом щелочного метасоматоза. Вторая группа ураноносных образований связана с альбититами тектонических зон. Альбититы располагаются среди

биотитизированных и слабоальбитизированных ураноносных песчаников. Собственно альбититы залегают в широких ореолах альбитизированных пород, образуя кулисообразно расположенные линзообразные тела протяжённостью в первые десятки метров и мощностью до 1,5-3,0 м.

Альбититы состоят на 75-80% из альбита, 5-25% кварца, рутила, реликтовых зёрен калишпата (1-2%), хлорита, карбоната, гематита, циркона, апатита и сульфидов. На месторождении выявлено 17 рудных зон: полосчатые магнетито-слюдистые (1) и альбит-слюдистые (2) руды с браннеритом, настураном, урановыми чернями и альбититовые руды (3), милонитизированные альбит-слюдистые породы с широко развитыми малахитом и урановыми чернями (4). Урановая минерализация в этих типах представлена в основном браннеритом и в небольшом количестве настураном и вторичными минералами урана – уранофаном, отенитом, метаторбернитом. Незначительно развиты сульфиды – халькопирит, борнит, ковеллин, галенит, ассоциирующие с настураном. Распределение урановых минералов в рудных телах неравномерное, вкрапленное, прожилковое (рис. 5в) и мелкогнездовое (рис. 5г). Руды бедные, средние содержания урана 0,043%, но в некоторых пробах достигают 0,6%. По отдельным пробам установлены высокие содержания молибдена – 3-5%.

Урановая минерализация установлена также в рудах месторождений Красное и Ункур (см. рис. 3), относимых к формации медистых песчаников, но существенно отличающихся от руд Удоканского месторождения.

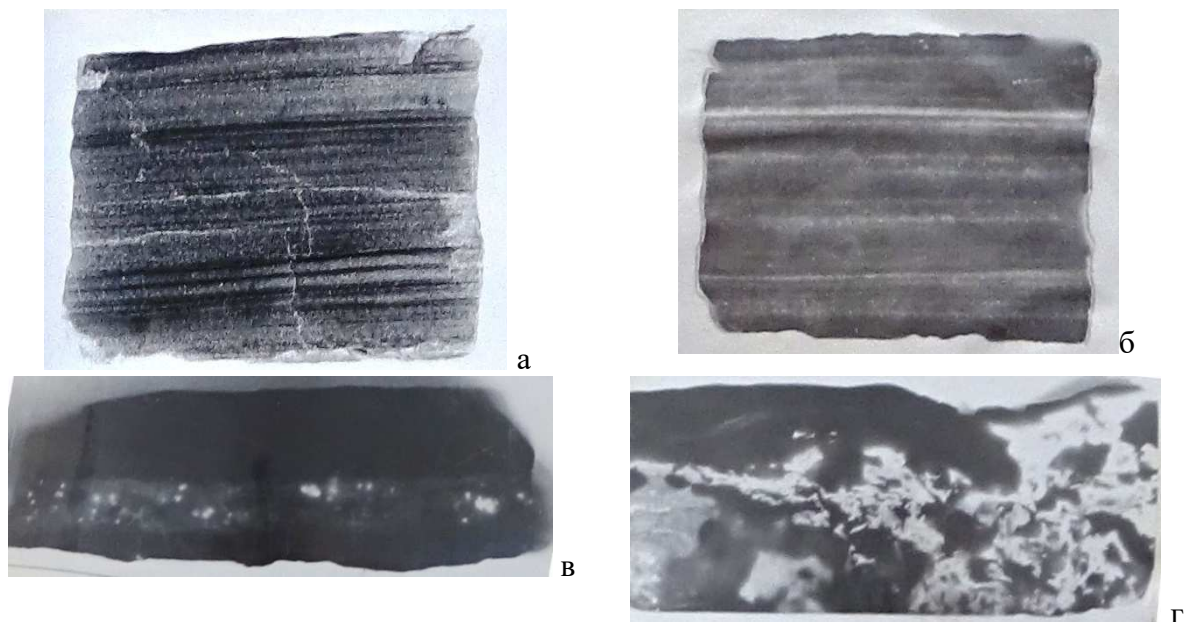


Рис. 5. Магнетитовый песчаник с тонкими слоями радиоактивных минералов: а) (участок Ивановский, б) радиография. Фото Розенцвит О.А.; в) Послойное обогащение гнездами урановых минералов участок Скалистый. Радиография. Фото Гладких И.Ф.; г) Обогащение цемента брекчий урановыми минералами. Участок Скалистый. Радиография. Фото Гладких И.Ф. [6]

В правом борту среднего течения р. Чина установлена зона восток-северо-восточного простирания протяженностью 9 км при ширине до 1,25 км [18]. Для пород характерен интенсивный динамометаморфизм с неоднократным проявлением натриевого, а впоследствии и калиевого метасоматоза. Массивные метасоматиты альбит-кварц-карбонатного состава преобладают в строении зон, широко развиты вторичные кварциты. Наблюдаются дайки габбро-диабазов мощностью 10 и 40 м, которые западнее пересекают Чинейский массив в его средней части. Состав метасоматитов варьирует от альбит-олигоклазового до доломитового, существенно кварцевого, реже биотитового (хлоритового). В альбититах средние содержания Na_2O и K_2O составляют 5,66 и 0,28 % по сравнению с исходными породами – 1,22 и 4,45% соответственно. Рудные минералы представлены уранинитом и браннеритом в хлорите, биотите, кварце, карбонате, иногда отмечается тонкая вкрапленность флюорита [18].

Канавами вскрыты зоны повышенной радиоактивности от 30 до 3000 мкр/час, мощностью 4-16 м, протяженностью от 70 до 250 м. Содержание урана в бороздовых пробах от 0,001 до 0,138%, в штуфах до 0,639%, золота – 1-5 г/т. Рудные минералы обнаружены также в цементе брекчий. В скважине в интервале 52-74 м максимальные значения радиоактивности по каротажу и керну (56 м) – 217 и 40 мкр/час соответственно [18].

В этой зоне установлена уран-палладий-редкометалльная минерализация с ЭПГ. Здесь развиты многочисленные тела альбититов, представляющие собой сближенные секущие линзы и жилы переменной мощности (до первых метров) и состава, имеющие постепенные взаимопереходы и нечеткие контакты с вмещающими тектонизированными и графитизированными алевропесчаниками александровской свиты [10]. В породах постоянно наблюдаются слюды (серицит, реже биотит) и хлорит. Последний чаще образует прожилки и шпирь, в которых концентрируются сульфидные минералы: халькопирит, пирит, арсенопирит, молибденит. Минералы урана представлены уранинитом и более поздним настураном в виде почковидных агрегатов. Обнаружено более десятка зерен палладиевых фаз, которые определены как соболевскит, фрудит, мертиит и паоловит, из благороднометалльных минералов обнаружены электрум и гессит, из сульфидов – халькопирит.

Максимальные концентрации свинца и соответствующие величины отношения Pb/U в уранинитах из разных проб оказались достаточно близкими: 0,344 – 0,349, что соответствует 1870–1900 млн лет. Ураниниты могли образоваться примерно 1,9 млрд лет назад в процессе становления осадочных и плутонических комплексов пород Кодаро-Удоканского РР. Зоны альбитизации установлены в экзоконтакте Чинейского массива. Возможно, процессы альбититизации с уран-редкоземельной минерализацией были синхронны образованию кодарского гранитоидного или чинейского мафит-ультрамафитового интрузива.

Рудопроявления урана в породах Чинейского массива. Развитие уранового оруденения приурочено к субпластовым зонам пропилитизации в породах титаномагнетит-габбровой серии Чинейского массива, приуроченных к контрастным пироксен-титаномагнетитовым рудным телам Fe-Ti-V месторождения Этырко (рис. 6) [14, 15]. Впервые браннерит был визуально определен Юрием Гудымой в 1983 г. (устное сообщение, погиб при переходе брода р. Нижний Ингамакит 18 июня 1983 г.).

При повторном каротаже скважин №№ 92, 95 (ПГО «Сосновгеология») была установлена промышленная урановая минерализация. Интенсивность аномалий 1200-1300 мкр/час. На поверхности геологами Удоканской экспедиции [18] и ВСЕГЕИ [8, 14] также были обнаружены радиоактивные аномалии интенсивностью более 700 мкр/час, в бороздовых пробах определены содержания урана около 0,06-0,1%, редких земель 1-1,75%.

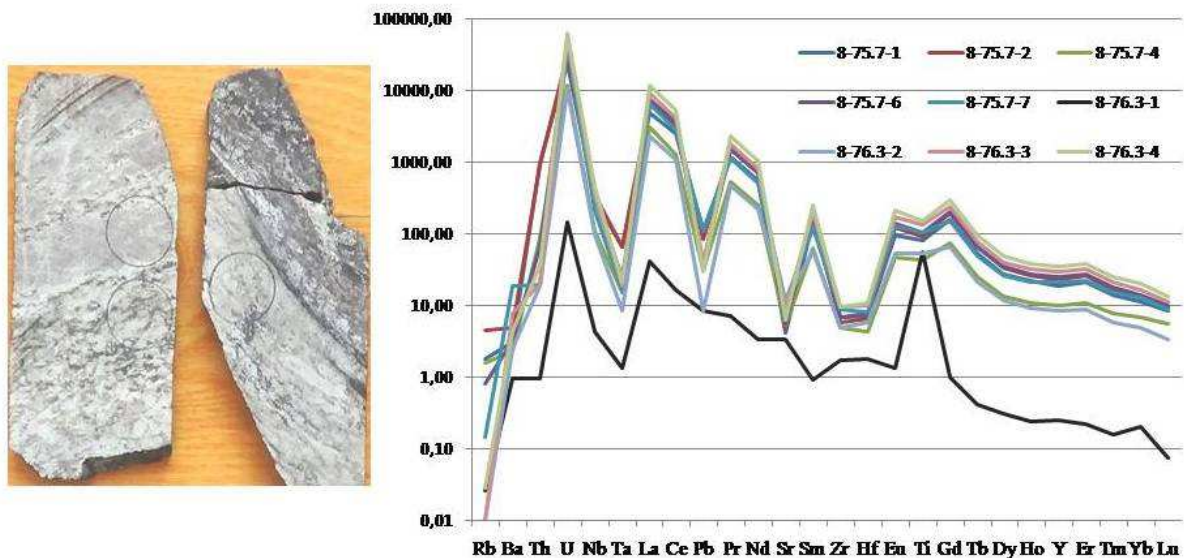


Рис. 6. Образцы руд по скв. 8 (глубина 75,7 и 76,3 м), спайдер-диаграмма пород

В альбититах в верхней части разреза чинейской серии удоканского комплекса [10] было обнаружено более десятка зерен палладиевых фаз (соболевскит, фрудит, мертиит и паоловит), золота (электрум и гессит) и урана. На Гудымовском рудопоявлении (рис. 7) выявлено также значительное количество урановых минералов с высоким содержанием PbO и H₂O и REE-карбонаты: кюрит(?) (рис. 8) – $Pb_{3+x}[(UO_2)_4O_{4+x}(OH)_{3-x}] \cdot 2 \cdot 2H_2O$ (UO₂ – 74,83-76,84%, PbO – 18,37-22,19, незначительная примесь FeO); фурмарьеррит(?) (рис. 8) (наиболее распространен) – $Pb_{1-x}O_{3-2x}(UO_2)_4(OH)_{4+2x} \cdot 4H_2O$ (UO₂ – 77,50-78,77%, PbO – 14,81-16,91); вандендрисшеит(?) (самый редкий) – $Pb_{1.6}(UO_2)_{10}O_6(OH)_{11} \cdot 11H_2O$ (UO₂ – 82,27-84,97%, PbO – 11,03-12,73%) (CamScan, аналитик Кринов Д.И.). Эти минералы сформированы, вероятно, при низкотемпературном гидротермальном изменении уранинита. Характерный карбонат-REE – синхизит-(Ce) $CaCe(CO_3)_2F$.

В пределах выделенных ураноносных зон установлены минералы урана в форме оксидов и титанатов – уранинитов и браннерита. Бесториевый уранинит характеризуется довольно «чистым» составом (UO_2 – 94,46-96,46%, PbO – 4,02-4,54%, FeO – 0,02-1,10%). На границе уранинитов с титанитом (сфеном) обнаружены минеральные формы переменного (U-Ti-Si) состава, обогащенные UO_2 (24,56-33-42%) и содержащие ThO_2 (2,21-6%) [14]. Браннерит ассоциирует с уранинитом, но чаще образует самостоятельные обособления среди титанита (сфена) (рис. 7, 8). Характеризуется составом (UO_2 – 43,91-47,03%, TiO_2 – 44,08-47,19%, CaO – 3,05-7,04, FeO – 0,19-1,44 (CamScan, аналитик Кринов Д.И.) [1].

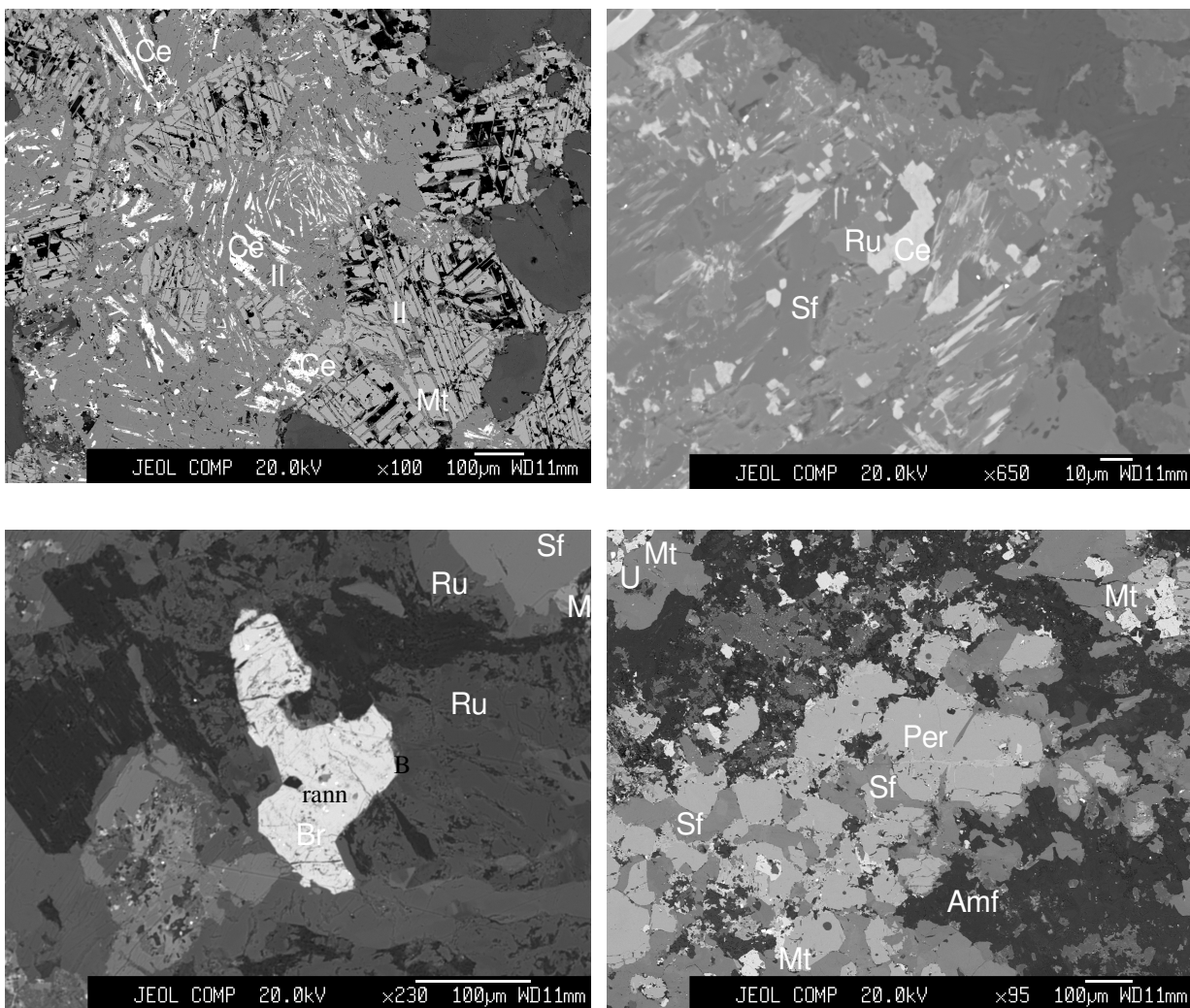


Рис. 7. Замещение титаномагнетита ильменитом и сфеном (а), выделения рутила и сфена (б), браннерита (в), перовскита, сфена, уранинита (г)

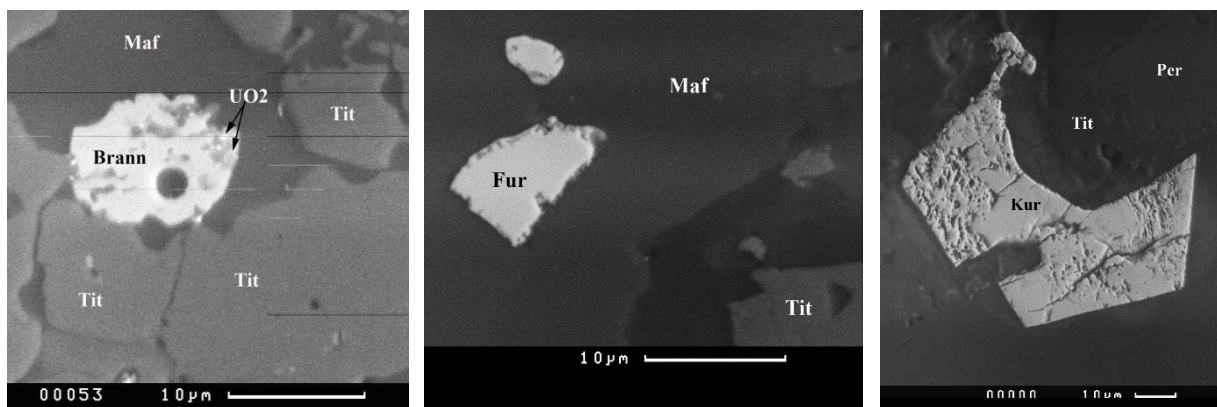


Рис. 8. Выделения браннерита среди скоплений титанита (Tit); фурмарьерит (Fur), кюрит (Kur) и сопутствующие минералы. CamScan, аналитик Кринов Д.И.

На Гудымовском рудопоявлении выявлено также значительное количество урановых минералов с высоким содержанием PbO и H₂O и REE-карбонаты: кюрит(?) (рис. 8) – $Pb_{3+x}[(UO_2)_4O_{4+x}(OH)_{3-x}] \cdot 2 \cdot 2H_2O$ (UO₂ – 74,83-76,84%, PbO – 18,37-22,19, незначительная примесь FeO); фурмарьерит(?) (рис. 8) (наиболее распространен) – $Pb_{1-x}O_{3-2x}(UO_2)_4(OH)_{4+2x} \cdot 4H_2O$ (UO₂ – 77,50-78,77%, PbO – 14,81-16,91); вандендрисшеит(?) (самый редкий) – $Pb_{1.6}(UO_2)_{10}O_6(OH)_{11} \cdot 11H_2O$ (UO₂ – 82,27-84,97%, PbO – 11,03-12,73%). Эти минералы сформированы, вероятно, при низкотемпературном гидротермальном изменении уранинита. Характерный карбонат-REE – синхизит-(Ce) $CaCe(CO_3)_2F$.

Весьма распространен также Ce-Ti минерал, который, возможно, является тонкой смесью синхизита-(Ce) и продуктов распада титанита, в ассоциации с которым (а также с ильменитом) он, как правило, наблюдается (состав: TiO₂ – 42,06-47,51, Ce₂O₃ – 21,61-25,97%, La₂O₃ – 3,94-6,07%, Nd₂O₃ – 0,13-0,67% Pr₂O₃ – 0,00-0,62, UO₂ – 0,76-1,62%, CaO-0,57-1,98%, FeO 0,04-1,15%). Характерными сопутствующими минералами уран-свинцовых гидроксидов являются титанит, перовскит, многочисленные сульфиды и арсениды (пирротин, халькопирит, галенит, леллингит).

Заключение

Изучение разноформационных месторождений Кодаро-Удоканского рудного района позволило установить последовательную смену формирования ранне- и позднемагматических Fe-Ti-V месторождений расслоенных массивов с позднемагматическими и гидротермальными Fe-Au-Ag-Cu рудами с Pt, Pd, и концентрированием редких и летучих элементов на заключительном этапе функционирования Удокан-Чинейской рудно-магматической системы с образованием уран-редкоземельных руд в альбититизированных песчаниках или пропицитизированных габброидах.

Множественность импульсов мафитового магматизма, разные виды расслоенности и многоуровневой ритмичности с последовательным

накоплением редких и летучих элементов приводила к телескопированию процессов рудоотложения, где на одном уровне находятся глубинные магматические, промежуточные гидротермальные и осадочные руды. Была разработана геолого-генетическая трехмерная модель полихронного формирования крупных и уникальных месторождений черных, цветных, благородных и редких металлов одной из крупнейших металлогенических провинций России – Кодаро-Удоканской (Северного Забайкалья).

На 3D модели глубинного строения Кодаро-Удоканского РР, построенной с использованием гравитационных и магнитных полей (программный комплекс CosCAD-3D, МГРИ-РГГРУ) показано, что изученные расслоенные мафит-ультрамафитовые массивы (Чинейский, Луктурский) представляют только верхние части вертикальных колонн тел высокой плотности [26]. Такие колонны представляют собой серию разноглубинных магматических камер, которые на глубине порядка 20 км могут представлять единую магматическую камеру, которая, в свою очередь, является промежуточной и питающей верхние камеры – расслоенные массивы.

Результаты моделирования условий образования рудных гигантов УЧРР (рис. 9) иллюстрируют этапы становления рудообразующих магматических и флюидно-магматических систем с Fe-Ti-V-Cu минерализацией (+Au, МПГ), аналогично общему тренду развития и обстановке образования месторождения Олимпик-Дэм в ЮВ Австралии (IOCG – Fe, Cu, Au, U) [17, 25].

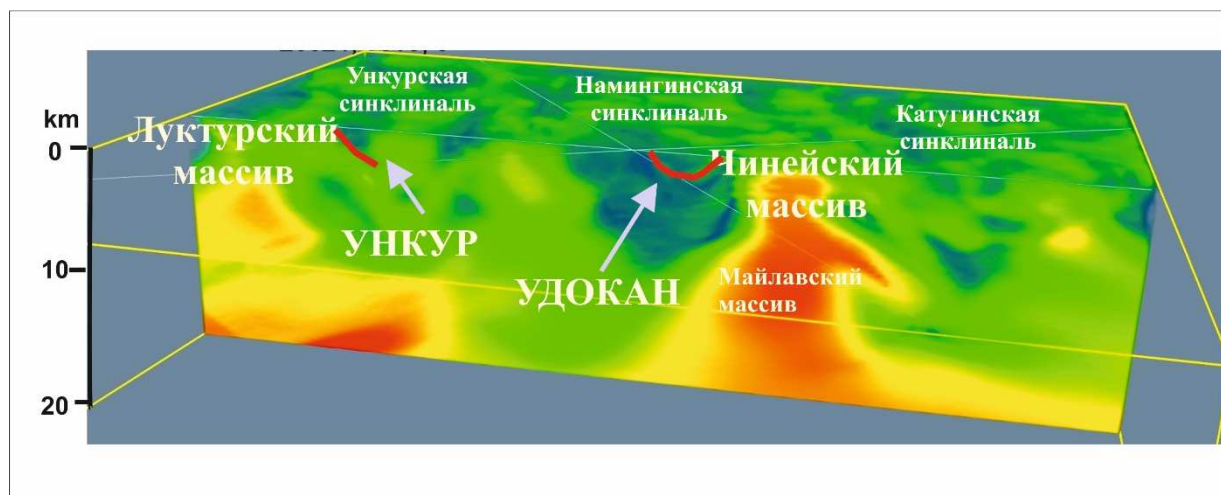


Рис. 9. Схематическая модель развития Удокан-Чинейского рудного района по результатам 3D моделирования: Чинейский и Луктурский массивы занимают верхние части высокоплотных пород и формируют антиклинальные структуры, в Намингинской и Ункурской синклиналях расположены Удоканское и Ункурское месторождения Fe-Ag-Au-Cu руд, соответственно [25]

Литература

1. Азарова Ю.В., Кринов Д.И., Гонгальский Б.И. О свинец-содержащих гидроксидах урана и редкоземельных минералов уран-редкоземельной минерализации месторождения Этырко (Чинейский комплекс). Материалы Юбилейного съезда Российского минералогического общества «200 лет РМО», СПб Казань, 2. 2017. С. 157-159.
2. Архангельская В.В., Быков Ю.В., Володин Р.Н. и др. Удоканское медное и Катугинское редкометалльное месторождения Читинской области России. Чита. 2004. 520 с.
3. Богданов Ю.В., Кочин Г.Г., Кутырев Э.И. и др. Медистые отложения Олекмо-Витимской горной страны. Л.: Недра. 1966. 386 с.
4. Будяк А.Е., Паршин А.В., Спиридонов А.М. и др. Геохимические особенности формирования Au-U месторождений типа “несогласия” (Северное Забайкалье). Геохимия, 2017, № 2, с. 149-160.
5. Богач Г.И., Еникеев Ф.И., Федчина В.А. и др. Государственная геологическая карта Российской Федерации масштаба 1:200 000. Изд. 2-е. Серия Удоканская. Лист О-50-XXVIII (Салликиит). Объясн. записка. М.: МФ ВСЕГЕИ, 2015.
6. Гладких И.Ф., Метцгер К.А., Агушев В.И. и др. Геологическое строение и ураноносные образования Икабья-Читкандинского района (Отчет партии №1 за 1953 г. Общая часть. Книга 1.
7. Гонгальский Б.И. Месторождения уникальной металлогенической провинции Северного Забайкалья. М.: ВИМС. 2015. 248 с.
8. Гонгальский Б.И., Макарьев Л.Б., Вояковский С.К. Мезо-кайнозойский магматизм Удокан-Чинейского района и урановое оруденение. Вулканизм и геодинамика. Петропавловск-Камчатский. 2009. С. 321-323.
9. Гребенкин Н.А. Геолого-генетические особенности гидротермально-метасоматических урановых концентраций в Чарском районе. Автореф. канд. дис. 2013. 24 с.
10. Кнауф В., Макарьев Л.Б., Ланда Э.А. Новый тип платиноносной минерализации в Кодаро-Удоканском прогибе. Докл. РАН. 2000. Т. 371. № 3. С. 347-350.
11. Кренделев Ф.П., Бакун Н.Н., Володин Р.Н. Медистые песчаники Удокана. М.: Наука. 1983. 248 с.
12. Криволицкая Н.А. Сульфидная минерализация Чинейского массива. Геология рудных месторождений. 1986. 5. с. 94-100.
13. Макарьев Л.Б., Былинская Л.В., Павлов М.В. и др. Нечеро-Ничатский урановорудный район (ведущие типы оруденения, обстановка локализации и перспективы). Мат. по геол. м-ний урана, редких и редкоземельных металлов. Вып. 150. М.: ВИМС. 2006. С. 5-17.
14. Макарьев Л.Б., Миронов Ю.Б., Вояковский С.К. и др. Перспективы выявления новых типов комплексного уранового оруденения в Кодаро-Удоканской минерагенической зоне (Чинейский массив) // В сб.: Мат-лы по геологии м-ний урана, редких и редкоземельных металлов. Вып. 152. М., 2008. С. 117-124.
15. Макарьев Ю.Б., Миронов С.К., Вояковский С.К. О перспективах выявления новых типов промышленных комплексных урановых месторождений в Кодаро-Удоканской зоне (Забайкальский край, Россия). Геология рудных месторождений. 2010. Т. 52. № 5. С.427-438.
16. Машковцев Г.А., Константинов А.К., Мигута А.К., Шумилин М.В., Щеточкин В.Н. Уран российских недр. М.: ВИМС. 2010. 850 с.
17. Миронов Ю.Б. Комплексные месторождения типа Олимпик-Дам. Материалы по геологии месторождений урана, редких и редкоземельных металлов. Инф. сб. Вып. 153. М. 2009. С 10-50.
18. Оверчук А.М., Травкин В.И., Сугрובה О.М. и др. Геологическое строение и полезные ископаемые центральной части Удоканского и Каларского хребтов. Отчет

Намингинской партии по геологической съемке, доизучению и поисках масштаба 1:50 000 за 1980-1987 гг. Книга 2. (текст). Чита. 1988. 1089 л.

19. Петровский П.П. Тектоно-магматический фактор рудогенеза на Удоканском месторождении медистых песчаников. Проблемы метасоматизма и рудообразования Забайкалья. Новосибирск: Наука. 1985. С. 66-73 .

20. Поляков Г.В., Изох А.Э., Кривенко А.П. Платиноносные ультрамафит-мафитовые формации подвижных поясов Центральной и Юго-Восточной Азии. Геология и геофизика. 2006. 47. № 12. С. 1227-1241.

21. Попов Н.В., Котов А.Б., Постников А.А. и др. Возраст и тектоническое положение Чинейского расслоенного массива (Алданский щит). Докл. РАН. 2009. Т.242. №4. С. 517-521.

22. Рыцк Е.Ю., Ковач В.П., Ярмолук В.В. и др. Изотопная структура и эволюция континентальной коры Восточно-Забайкальского сегмента Центрально-Азиатского складчатого пояса. Геотектоника. 2011. № 5. С. 17-51.

23. Томбасов И.А., Сверкунов В.С., Дроздов С.А. и др. Государственная геологическая карта Российской Федерации масштаба 1: 200 000. Изд. 2-е. Серия Удоканская. Лист О-50-XXXV. Объяснительная записка. СПб.: ВСЕГЕИ, 2004. 112 с.

24. Царук И.И. Ураноносность зоны предрифейского структурно-стратиграфического несогласия на юге Сибирской платформы. Мат. по геол. м-ний урана, редких и редкоземельных металлов. Вып.148. М. ВИМС. 2005. С. 88-105.

25. Gongalsky B. Deposits of the Udokan-Chineysky ore-magmatic system of Eastern Siberia. IOP Conference Series: Earth and Environmental Sciences. 2022.

26. Gongalsky B., Krivolutskaya N. World-Class Mineral Deposits of Northeastern Transbaikalia, Siberia, Russia. Springer. 2019. 321 p.

БАЛАНС ВНУТРЕННЕГО ПОТРЕБЛЕНИЯ КАК ФАКТОР РАЗВИТИЯ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ДЛЯ ПОДДЕРЖАНИЯ ДОСТАТОЧНОГО УРОВНЯ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

С.И. Гришаев

Минпромторг России, г. Москва

В своем движении в экономике сырье проходит ряд технологических переделов, заключительным из которых является высокотехнологичная продукция в виде машин (рис. 1). Для ее создания формируются производственно-технологические цепочки.

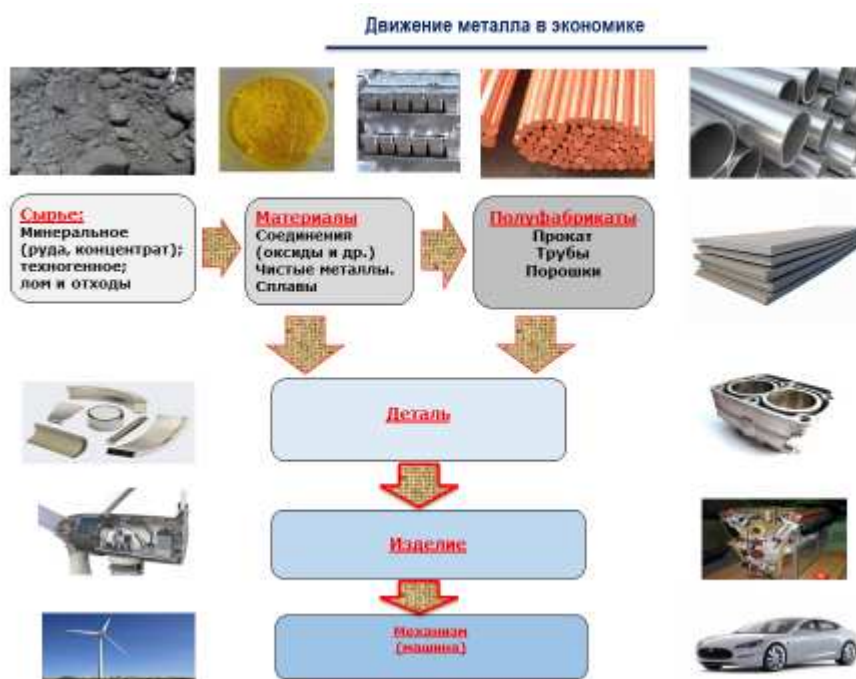


Рис. 1. Движение металла в экономике

Экономические системы, в рамках которых функционируют «длинные» и сложные производственно-технологические цепочки, позволяющие производить и реализовывать на рынке высокотехнологичную продукцию, являются более устойчивыми и эффективными по сравнению с экономическими системами, ориентированными на добычу и экспорт сырья.

В рамках производственно-технологических цепочек формируется не просто совокупность технологических переделов, а сложная система устойчивых производственных, технологических, организационных, управленческих процессов и отношений, направленных на наиболее эффективное производство продукции.

Производственно-технологические цепочки предполагают согласование политики качества продукции на всех переделах, единую информационную систему, единые стандарты управления, и в общем – согласование стратегий развития между предприятиями–звеньями цепочки. В рамках производственно-технологической цепочки должны существовать достаточно длительные, устойчивые отношения между предприятиями, продукция которых выступает технологическим сырьем для переделов более высокого уровня.

При формировании и развитии производственно-технологической цепочки сыграть стимулирующую роль может государство, выступив в том числе одним из ее участников (например, в лице государственной корпорации).

В настоящее время использование редких, включая редкоземельные, металлов (РМ и РЗМ) определяет научно-технический потенциал той или иной отрасли промышленности и стран в целом. Для эффективного производства редкометаллической продукции в России необходим развитый рынок потребления. Одним из важнейших условий, определяющих рост внутреннего потребления РМ и РЗМ, является достаточно высокая степень развитости отраслей, потребляющих указанные металлы с целью производства конечной продукции с высокой добавленной стоимостью. При этом следует отметить, что стоимость конечных изделий с добавками РМ и РЗМ на порядок-два выше стоимости самих металлов.

Основой для системного развития государственного стимулирования промышленного развития стал Федеральный закон «О промышленной политике в Российской Федерации» (Закон 488-ФЗ), принятый в 2014 году.

Были сформированы и внедрены механизмы специальных инвестиционных контрактов, фонды развития промышленности на федеральном и региональном уровнях, субсидиарные меры поддержки, ориентированные на привлечение частных инвестиций в промышленность, создана инфраструктура поддержки экспорта, развернута планомерная работа по определению понятия «российский продукт» и реализации соответствующей системы подтверждения.

Государственное участие в развитии промышленного производства строится на основе совокупности отраслевых стратегий. В настоящее время приняты и реализуются 20 отраслевых документов стратегического планирования (включая 4 экспортные стратегии), охватывающих подавляющее большинство отраслей обрабатывающей промышленности. Среди них стратегии наиболее металлопотребляющих отраслей – автомобильной, авиационной, судостроительной, станкоинструментальной, электронной.

Была разработана и готовилась к утверждению Стратегия развития промышленности редких и редкоземельных металлов. Но во исполнение распоряжения Правительства Российской Федерации от 08.07.2019 № 1484-р разработана Дорожная карта по развитию в Российской Федерации

высокотехнологичной области «Технологии новых материалов и веществ», утвержденная в Правительстве РФ в апреле 2020 года. В Дорожной карте представлено продуктивное направление «Редкие и редкоземельные металлы». Дорожная карта имеет характеристики стратегического документа, поэтому было принято решение не принимать Стратегию.

Исходя из отраслевых стратегий разрабатываются государственные программы, в которых проводимые мероприятия обеспечиваются необходимыми финансовыми ресурсами.

Минпромторг России реализует следующие государственные программы: «Развитие промышленности и повышение ее конкурентоспособности», «Развитие авиационной промышленности», «Развитие судостроения и техники для освоения шельфовых месторождений», «Развитие фармацевтической и медицинской промышленности», «Развитие оборонно-промышленного комплекса».

В последнее время принят еще ряд стратегических документов, касающихся развития электротранспорта и систем накопления энергии.

Распоряжением Правительства РФ от 23 августа 2021 г. № 2290-р утверждена Концепция по развитию производства и использования электрического автомобильного транспорта в РФ на период до 2030 года, на основе которой Минэкономразвития России разработан проект паспорта федерального проекта «Электроавтомобиль и водородный автомобиль».

В соответствии с концепцией в 2024 г. планируется произвести 17500 электромобилей, а к 2030 г. электромобили должны составлять 10% общего объема транспортных средств.

В 2022 г. планируется разработать механизм государственной поддержки (за счет средств Фонда национального благосостояния) строительства заводов по производству компонентов для электротранспорта (ячеек для тяговых аккумуляторных батарей, катодных и анодных материалов, электродвигателей, компонентов силовой и управляющей электроники).

В 2022 г. будут также внесены изменения в постановление Правительства РФ от 17 июля 2015 г. № 719 «О подтверждении производства промышленной продукции на территории Российской Федерации» в части расширения списка технологических операций и компонентов для производства электротранспортных средств (включая работающие на водороде с низким углеродным следом), а также накопителей энергии для электротранспортных средств (тяговых батарей) с целью углубления их локализации.

Минпромторгом России разработан План мероприятий развития отрасли систем накопления энергии в Российской Федерации на период до 2030 г., утвержденный в Правительстве РФ А. Новаком в ноябре 2021 года.

Пунктом 14 Плана предусмотрена разработка предложений по развитию сырьевой и компонентной базы перспективных СНЭ, литий-ионных аккумуляторов, проточных батарей, суперконденсаторов, натрий-

ионных аккумуляторов, твердотельных гравитационных накопителей, полупроводниковых преобразователей электрической энергии на основе современной элементной базы силовой электроники (кремний, карбид кремния, арсенид галлия) и иных.

В соответствии со статьей 4 Закона 488-ФЗ одной из задач промышленной политики является обеспечение технологической независимости национальной экономики.

В соответствии со статьей 18 этого же закона при осуществлении закупок товаров для обеспечения государственных и муниципальных нужд и закупок товаров отдельными видами юридических лиц, указанных в Федеральном законе от 18 июля 2011 года N 223-ФЗ «О закупках товаров, работ, услуг отдельными видами юридических лиц» (закон 223-ФЗ), устанавливается приоритет промышленной продукции, произведенной на территории РФ, перед промышленной продукцией, произведенной на территориях иностранных государств.

В июле 2020 года приняты федеральные законы, регулирующие процедуру квотирования закупок: от 31 июля 2020 г. № 249-ФЗ «О внесении изменений в Федеральный закон «О контрактной системе в сфере закупок товаров, работ, услуг для обеспечения государственных и муниципальных нужд» и от 31 июля 2020 г. № 250-ФЗ «О внесении изменений в статью 3 Федерального закона «О закупках товаров, работ, услуг отдельными видами юридических лиц».

В рамках федеральных законов Правительству РФ предоставлено право определять:

- размер минимальной доли закупок товаров российского происхождения, работ, услуг для выполнения, оказания которых поставляется товар российского происхождения (минимальная доля закупок);

- перечень товаров российского происхождения, работ, услуг для выполнения, оказания которых поставляется товар российского происхождения.

В развитие реализации федерального законодательства был принят ряд подзаконных актов – постановлений Правительства РФ: от 10 июля 2019 г. № 878, от 30 апреля 2020 г. № 616, от 30 апреля 2020 г. № 617, от 3 декабря 2020 г. № 2013, от 3 декабря 2020 г. № 2014.

В 2020 г. были выпущены единые акты по запретам и ограничениям при госзакупках – постановления Правительства РФ от 30 апреля 2020 г. № 616 «Об установлении запрета на допуск промышленных товаров, происходящих из иностранных государств, для целей осуществления закупок для государственных и муниципальных нужд, а также промышленных товаров, происходящих из иностранных государств, работ (услуг), выполняемых (оказываемых) иностранными лицами, для целей осуществления закупок для нужд обороны страны и безопасности государства» и от 30 апреля 2020 г. № 617 «Об ограничениях допуска отдельных видов промышленных товаров,

происходящих из иностранных государств, для целей осуществления закупок для обеспечения государственных и муниципальных нужд». Они охватили номенклатуру, заявленную к закупкам в рамках реализации национальных проектов, и распространяются на запрет в том числе в рамках услуг, запрет на смешивание лотов и замену продукта.

В соответствии с постановлением Правительства РФ от 30 апреля 2020 г. № 616 в Перечень промышленных товаров, происходящих из иностранных государств (за исключением государств – членов ЕАЭС), в отношении которых устанавливается запрет на допуск для целей осуществления закупок для государственных и муниципальных нужд, включены, например, магниты редкоземельные постоянные.

В развитие законов № 249-ФЗ и № 250-ФЗ Правительство РФ определило минимальную обязательную долю закупок российских товаров, в том числе товаров, поставляемых при выполнении закупаемых работ (оказании закупаемых услуг), и перечень таких товаров (постановления Правительства РФ от 3 декабря 2020 г. № 2013 «О минимальной доле закупок товаров российского происхождения» и от 3 декабря 2020 г. № 2014 «О минимальной обязательной доле закупок российских товаров и ее достижения заказчиком»).

Краеугольным камнем регулирования закупок отечественного производства является постановление Правительства РФ от 17 июля 2015 г. № 719 «О подтверждении производства промышленной продукции на территории Российской Федерации».

Подтверждение производства на территории РФ дает значительные преимущества производителям при ведении бизнеса в России, госзакупках, реализации программ импортозамещения, конкуренции с продукцией зарубежных производителей на внутреннем рынке, в том числе в рамках механизма запретов и ограничений по постановлению Правительства РФ № 616.

Требования к промышленной продукции, предъявляемой в целях ее отнесения к продукции, произведенной на территории Российской Федерации, определены приложением к постановлению Правительства РФ № 719.

Отнесение к продукции российского происхождения осуществляется на основе балльной системы.

Так, для производства **магнитов редкоземельных постоянных** на территории РФ должны быть осуществлены следующие технологические операции, представленные в табл. 1.

При этом продукция отрасли металлургии и материалов, классифицируемая кодом по ОК 034-2014 (КПЕС 2008) из 25.99.29.110 «Магниты редкоземельные постоянные», может быть отнесена к продукции, произведенной на территории РФ при условии достижения в совокупности следующего суммарного количества баллов за выполнение на территории РФ указанных выше операций (условий) для каждой

единицы продукции: до 1 января 2022 г. – 70 баллов, с 1 января 2022 г. – 270 баллов, с 1 июля 2023 г. – 900 баллов [1].

Таблица 1

№ п/п	Технологические операции	Количество баллов
1	Плавка	80
2	Помол	90
3	Прессование	100
4	Спекание и термообработка заготовок	240
5	Контроль магнитных параметров и химического состава	20
6	Механическая обработка заготовки	160
7	Нанесение гальванических и эпоксидного покрытий	40
8	Намагничивание	20
9	Маркировка	40
10	Проведение испытаний	10
	Соблюдение процентной доли стоимости использованных при производстве иностранных материалов (сырья) и комплектующих – не более 25% цены общего количества материалов (сырья) и комплектующих, необходимых для производства	200

Исходя из структуры стоимости сырья и комплектующих при производстве редкоземельного магнита можно предполагать, что в 2024 году редкоземельные магниты будут производиться из отечественного сырья.

При производстве **литий-ионных аккумуляторов** должна соблюдаться определенная процентная доля стоимости использованных иностранных товаров – не более 45% цены товара с 1 января 2020 года.

При этом в составе комплектующих изделий учитываются, в том числе:

- катод (включающий анодные активные материалы, электропроводные добавки катода, связующее катодной массы, коллектор (токоотвод) катода);

- анод (включающий анодные активные материалы, электропроводные добавки анода, связующее анодной массы, коллектор (токоотвод) анода);

- электролит;

- сепаратор;

- предохранительные элементы;

- корпус (оболочка блока электродов).

С 1 января 2018 г. на территории РФ должны осуществляться следующие технологические операции, формирующие (влияющие) на ключевые параметры продукции:

- изготовление электродов (или использование электродов российского производства);

- сборка блока электродов;

- сборка аккумулятора;

- формировка аккумулятора.

В приведенных требованиях невозможно определить, какие материалы будут использоваться отечественные, а какие иностранные, в какой пропорции, и соответственно нельзя спрогнозировать, например, потребление лития из отечественного сырья.

Принятые постановления – это одно из направлений повышения потребления отечественного сырья. Оно касается государственных и муниципальных закупок и распространяется на компании с государственным участием. И, естественно, не охватывает все остальные, частные предприятия, которых значительно больше.

Другое направление – заключение соглашений о взаимодействии между Минпромторгом России, производителями и потребителями редкометалльной продукции.

В настоящее время потребление РЗМ в виде разделенных оксидов и металлов в России незначительно, но при этом значительное их количество импортируется в составе конечных изделий.

Используются РЗМ обычно в малых количествах, но при объеме производства электронных мобильных и других устройств в миллионах экземпляров, где эти металлы применяют как добавки, объем потребления и, соответственно, производства РЗМ в мире превышает 200 тыс. тонн.

Движущей силой выхода компаний на рынки, в том числе РЗМ, является прибыль. Для производства РЗМ она будет определяться следующим образом:

$$R = \sum_{n=1}^{15} [P_n \times D_n - C_n \times Q_n], \quad (1)$$

где

R – прибыль;

P_n – цена n-го оксида РЗМ;

D_n – спрос на n-й оксид РЗМ;

C_n – себестоимость n-го оксида РЗМ;

Q_n – содержание n-го оксида РЗМ в сырье.

При этом существуют ограничения, обоснованные тем, что спрос на отдельные оксиды РЗМ меньше, чем их содержание в исходном сырье.

В этом случае возможно применение методов линейного программирования и создание математической модели экономической задачи [2].

Целевая функция будет иметь вид

$$R = \sum_{n=1}^{15} [P_n \times D_n - C_n \times Q_n] \rightarrow \max \quad (2)$$

При этом, кроме нахождения максимума прибыли при существующих ограничениях, может возникнуть необходимость рассмотрения следующих задач:

1) Определение прибыли/убытка при комплексном (полном) извлечении РЗМ в рамках только разделительного процесса или в рамках вертикально интегрированной компании с получением продукции следующих переделов;

2) Определение избытка РЗМ, получаемых при извлечении необходимого элемента;

3) Определение количества дефицитного РЗМ при извлечении других РЗМ, связанного с необходимостью технологического процесса, в соответствии со спросом.

У каждого из потенциальных российских производителей первичной продукции и разделенных РМ и РЗМ могут быть собственные представления о необходимом объеме производства с учетом безубыточности. Это, в свою очередь, может повлиять на внутренние цены, создать ненужную конкуренцию при выходе на внешний рынок. В этой ситуации необходима регулирующая роль государства. Влияя на развитие сырьевой и перерабатывающей баз, вкладывая средства и стимулируя развитие нисходящих звеньев высокотехнологичных производств до потребительской продукции, государство может создать устойчивую и эффективную вертикально интегрированную систему (не структуру).

В первую очередь с точки зрения интересов стратегической безопасности страны необходимо рассматривать извлечение критических РМ и РЗМ. Необходим обоснованный подход к очередности вовлечения в переработку сырьевых источников с учетом не только текущей рыночной ситуации, но и, прежде всего, замещения импорта в чувствительных для устойчивого существования и развития государства областях потребления РМ и РЗМ.

При этом необходимо рассматривать экспорт как магистральное направление развития промышленной политики в интересах решения задач по импортозамещению, несмотря на резкое усложнение условий конкуренции на внешнем рынке.

При этом Россия имеет все предпосылки и возможности для вхождения российских компаний в мировой рынок РМ и РЗМ на ресурсном и технологическом уровне (запасы и наличие собственных технологий).

Литература

1. Постановление Правительства Российской Федерации от 17 июля 2015 № 719 (ред. от 11.12.2021) «О подтверждении производства промышленной продукции на территории Российской Федерации» (с изм. и доп., вступ. в силу с 01.01.2022). <http://pravo.gov.ru>.

2. Гришаев С.И., Русяева Е.Ю. Учет особенностей редкоземельных металлов при планировании и мониторинге их обращения в экономике / Труды 14-й Международной конференции «Управление развитием крупномасштабных систем» (MLSD-2021). М.: ИПУ РАН, 2021. С. 1618-1624.

ПРОБЛЕМНЫЕ ВОПРОСЫ ДОБЫЧИ И ПРОИЗВОДСТВА РЕДКИХ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ

*Р.Р. Димухамедов, Е.А. Хромова
Ассоциация РМ и РЗМ, г. Москва*

От ностальгии к осмыслению настоящего

В настоящее время российская промышленность редких и редкоземельных металлов, утратившая конкурентоспособность после распада СССР, фактически только начинает формироваться.

Распределенные по всей территории СССР производственные мощности базировались на собственной сырьевой базе, позволяли выпускать широкую номенклатуру РЗМ-продукции высокого качества и, главным образом, имели востребованность и рынки сбыта.

Вектор развития промышленности ускоренными темпами был задан необходимостью обеспечения производств советской эпохи требующимся сырьем и комплектующими.

Безусловно, все определяется действующими мировой и внутригосударственной политикой. Работая в рамках плановой экономики, мировой рынок являлся лишь ориентиром для совершенствования отечественных технологий. Сегодня же Россия жестко встраивается в глобальный рынок. Как экспортные, так и внутренние цены на редкие и редкоземельные металлы должны выдерживать мировую конкуренцию.

Для Российской Федерации, как и для каждой страны, важен уровень участия в глобальной цепочке создания стоимости.

Ностальгия в современных условиях по утраченным производственным возможностям, как правило, бессмысленна и неконструктивна.

Осознание неприменимости прошлого формата, разбор существующих проблемных вопросов позволит перейти к осмыслению настоящего и создать основу для дальнейшей плодотворной деятельности.

Какие проблемы добычи и производства можно рассматривать в качестве основных, затрудняющих ускоренное развитие промышленности редких и редкоземельных металлов в стране?

Это сырьевая база, уровень спроса, инфраструктура, частные инвестиции, меры государственной поддержки.

Рациональный подход к извлечению полезных компонентов

Минерально-сырьевой потенциал России определяет место страны в мировой экономике.

В целом сырьевая база Российской Федерации конкурентоспособна в мировом масштабе, позволяет сформировать на собственной территории отрасль полного технологического цикла от добычи сырья до конечных изделий.

Многие страны не обладают такой возможностью ввиду зависимости от внешних поставок первичных ресурсов.

Формируя политику по восстановлению российской отрасли редких и редкоземельных металлов, необходимо задуматься об устойчивости и рациональном использовании ресурсов.

В стремлении к одновременному освоению опережающими темпами всех источников минерального сырья, содержащих редкие металлы, нет необходимости.

Не все рудные месторождения являются одинаково качественными источниками для получения некоторых редких металлов, а затраты на их извлечение и доведение до товарного продукта являются в большинстве своем экономически неэффективными. Возможность новых игроков занять свою нишу на рынке в условиях конкуренции с мировыми производителями малодостижима; кроме того, создание заведомо убыточных производств не представляет интереса для бизнеса, который на сегодняшний день не испытывает значимой финансовой поддержки со стороны государства в развитие сложных и капиталоемких редкометалльных проектов.

Разнообразие сырьевых источников, которые необходимо рассматривать в качестве базы для извлечения полезных компонентов, позволит достигнуть баланса, а также снизить риск оказаться в критической зависимости от недостаточности ресурсов в будущем.

В частности, вовлечение в оборот техногенных образований, не требующих дополнительных финансовых ресурсов на геологоразведку, не облагаемых налогом на добычу полезных ископаемых, может и должно рассматриваться в качестве существующего сырьевого потенциала России и одной из составляющих основ для устойчивого формирования отрасли, в том числе в рамках государственной политики, направленной на ее поддержку и развитие.

Сочетание надежных уже действующих производственных мощностей, создание производств на базе крупных месторождений и техногенных источников, таких, как фосфогипс, позволит достичь оптимального сценария по решению проблем освоения минерально-сырьевой базы России.

Конъюнктура рынка определяет

Российский рынок гражданских отраслей промышленности, который мог бы сформировать масштабный внутренний спрос на редкие и редкоземельные металлы, сегодня остается уязвимым звеном, что, в свою очередь, ограничивает привлечение частных инвестиций в реализацию проектов редкометалльной отрасли и замедляет темп ее развития.

Весь российский спрос на РЗМ составляет около 1000 тонн в год. Такой его незначительный уровень связан с низким потреблением РЗМ в форме оксидов. Основной объем потребления сфокусирован на конечных изделиях с использованием РЗМ. Прогнозируется рост еще на 1000 тонн,

но неравномерный, вырастет лишь спрос на дефицитные неодим и празеодим, но не изменится на массовые лантан и церий.

Вместе с тем, ни один сырьевой источник не может обеспечить оптимального соотношения состава источника сырья к структуре потребления. РЗМ, как правило, содержатся в качестве попутных, а не основного компонента в руде. В большинстве коммерчески успешных РЗМ-производств основу экономики составляют не РЗМ, а ликвидные попутные редкие металлы и другие полезные ископаемые; вследствие этого предложение РЗМ регулируется рынками соответствующих базовых продуктов (железа, апатита, гипса и т.д.).

На ближайшую перспективу развитие альтернативной энергетики в Российской Федерации рассматривается в качестве основного драйвера для роста потребления РЗМ (увеличение потребления при производстве постоянных редкоземельных магнитов).

Однако в целом прогноз по увеличению спроса на РЗМ для изготовления постоянных магнитов имеет позитивную направленность в Российской Федерации в краткосрочной перспективе. Строительство ветропарков и оборудования для ветроэнергетических установок ограничено сроками и объемами.

Растущий медленными темпами внутренний спрос, а также необходимые временные рамки для приобретения новыми игроками «доверия» российских потребителей определяют логистику создаваемых редкометалльных производств, где экспортоориентированность является основой для выгодного ведения данного бизнеса.

Стоит отметить, что следствием наращивания объемов переработки сырья и извлечения РЗМ, необходимых для производства магнитов и катализаторов, будет являться перепроизводство целого ряда РЗМ легкой группы.

Такое неравномерное соотношение неизбежно отразится на ценах, которые производитель вынужден будет повышать на востребованное на рынке сырье с целью поддержания рентабельности.

Инфраструктура

Месторождения не всегда расположены в географически выгодных условиях, в основном при отсутствии необходимой инфраструктуры (дороги, ЛЭП, ж/д пути), создание которой требует колоссальных временных и финансовых затрат.

Более того, взявшие на себя обязательства инвесторы в период реализации таких крупных проектов сталкиваются с жесткими регуляторными требованиями, связанными, к примеру, с ограничением доступа к осуществлению добычи полезных ископаемых на землях лесного фонда.

В данном случае создание производств на базе техногенных образований находится в выигрышной позиции по сравнению с удаленными регионами без соответствующей инфраструктуры.

Базирование производств в местах локализации крупнотоннажных отходов исключает необходимость строительства многокилометровых ЛЭП, железнодорожных путей, автодорог и населенных пунктов, необходимость проведения геологоразведки, что представляется перспективным для бизнеса и целесообразным к реализации в качестве одного из звеньев, которые могут реанимировать промышленность.

Частные инвестиции и государственная поддержка

Важно отметить, что решить задачу по освоению месторождений и строительству заводов с учетом большой конкуренции по ценам – одна из трудоемких задач, стоящих перед инвесторами, реализующими проекты в данной сфере.

Каждый проект можно отнести к категории низкоприбыльных и высокорискованных: близкая к нулевой ликвидность активов, сложность производства и сложность сбыта, длинный срок окупаемости инвестиций, фактически закрытый рынок банковского проектного финансирования. Под выдачу кредитов требуется поручительство, обеспеченное залогом реальных прибыльных активов, а также наличие жестких оффтейк контрактов.

Бизнес не может гарантировать исполнение обязательств в срок по объективным причинам: технология может давать сбои на первых этапах, получить гарантии потребителя на начальной стадии реализации проекта практически не представляется возможным, соответственно, требования по оффтейк контрактам заведомо невыполнимы. Потенциально заинтересованным покупателям продукции приоритетно сотрудничество с компаниями-производителями, уже стабильно осуществляющими свою деятельность или готовыми к запуску производства в краткосрочной перспективе. Типичный же жизненный цикл добычного российского проекта от момента лицензирования месторождения до физического пуска и ввода в эксплуатацию завода составляет не менее 10 лет.

Дополнительную неустойчивость вносит волатильность цен на редкие и редкоземельные металлы.

Стоимость редкометалльных проектов измеряется десятками миллиардов рублей, в этих условиях российские горнорудные холдинги инвестируют в более выгодные проекты по добыче золота, платины, меди и т.д.

Приведённое ниже изображение (рис. 1) наглядно иллюстрирует ключевые виды барьеров, с которыми сталкиваются компании, реализующие проекты в сфере редких и редкоземельных металлов. Влияние со стороны внешнего окружения повышает уязвимость проектов, а каждый из барьеров определенно служит фактором риска для инвестирования.

Могут ли действующие механизмы государственной поддержки повысить рентабельность проектов и укрепить уверенность инвесторов в их реализации?



Рис. 1. Влияние внешних факторов на проекты

Действующая нормативно-правовая база, установленные законами нормы и правила не позволяют перейти к активной фазе создания предприятий по добыче, переработке редких и редкоземельных металлов и в ускоренном темпе создать промышленность полного производственного цикла.

Спектр механизмов поддержки ограничен налоговыми преференциями, которые, в то же время, имеют ряд отсекающих критериев в их применимости к частным проектам.

В приоритете финансирование строительства инфраструктуры из средств федерального бюджета или бюджета региона, имеющей социальную значимость, а не только используемую в целях реализации отдельного проекта.

Обращаясь к зарубежному опыту, можно отметить, что подход к решению проблем воспроизводства РЗМ характеризуется высоким долевым участием государства в финансировании соответствующих программ.

Долгосрочное кредитование сложных горнорудных проектов под государственные гарантии может значительно повысить уровень их инвестиционной привлекательности.

В отсутствие доходности создание малотоннажных производств, имеющих стратегическое значение (бериллий, рений), также рентабельно только в условиях финансовой поддержки со стороны государства.

Для развития отечественных импортозамещающих РЗМ-проектов необходимо формировать полномасштабные производства начальных переделов – для выпуска стандартизованных продуктов с приемлемой себестоимостью за счет эффекта масштаба (как следствие – ориентированных большей частью на экспорт), а в дополнение к ним создавать относительно небольшие опытно-промышленные производства верхних переделов (ориентированных, в первую очередь, на удовлетворение потребностей предприятий оборонно-промышленного комплекса).

Ведь если у страны, только создающей запасы, нет перерабатывающих мощностей, накопление редких металлов, хоть и диктуемое благими намерениями – бесполезно.

Требуется выпуск не только РЗМ в виде продуктов начальных переделов (коллективные карбонаты, индивидуальные оксиды) – нужны продукты высоких переделов, достаточно широкой номенклатуры (лигатуры и сплавы различного состава и чистоты, магнитные порошки и готовые магниты, люминофоры, керамики и т.д.). Из-за малого масштаба производств стоимость РЗМ-продуктов может быть существенно выше текущих цен китайских производителей, в связи с чем для успешной реализации проектов целесообразно применение соответствующих мер государственной поддержки (регулируемое ценообразование, целевые субсидии, налоговые льготы и т.д.).

Для того, чтобы реанимировать промышленность редких и редкоземельных металлов, требуется объединение усилий бизнеса и государства, направленных на решение следующих аспектов, частично уже реализуемых в настоящее время:

1) Обеспечить учет и контроль реализации проектов отрасли. Данная работа уже ведется в рамках «Дорожной карты» развития высокотехнологичной области «Технологии новых материалов и веществ» с перечнем перспективных проектов.

2) Формировать требуемые меры государственной поддержки под конкретные проекты и совершенствовать существующие системные механизмы.

3) Решить вопрос финансирования (софинансирования) проектов.

4) Осуществлять контроль дальнейшего функционирования создаваемых производств с точки зрения содействия в сбыте и достижения их плановых показателей.

Обоюдное принятие рисков со стороны государства и бизнеса в процессе формирования устойчивой среды для развития и цепочки поставок редких и редкоземельных металлов сулит экономические и геополитические выгоды.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ ПРИ ОТРАБОТКЕ КОМПЛЕКСНЫХ ЖЕЛЕЗО-РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ РУД ЗАПАДНО – СИБИРСКОГО ЖЕЛЕЗОРУДНОГО ПОЯСА НА ПРИМЕРЕ БАКЧАРСКОГО РУДНОГО УЗЛА

В.А. Домаренко¹, О.Г. Савичев², Е.В. Перегудина², Б.К. Кенесбаев²
1 – ЗСФ РАЕН, г. Томск, 2 – ТПУ, г. Томск

Огромнейшие отвалы вскрышных работ при открытых горных работах, терриконы и отвалы при шахтной добыче, нарушения топографии земной поверхности – все это буквально уродует поверхность Земли. При открытых разработках часто происходит осушение больших пространств поверхности Земли, прилегающих к карьерам, и вследствие этого – вывод из сельскохозяйственного оборота значительных площадей пахотных земель. Особенно остро эта проблема стоит при добыче и переработке руд черных металлов и в первую очередь железа, так как здесь экологические проблемы возникают как на стадии добычи руд, что усугубляет большие её масштабы, так и на стадии переработки, обогащения руд, металлургического передела [1-4].

Безотходная технологическая система представляет собой такое отдельное производство, в результате практической деятельности которого не происходит отрицательного воздействия на окружающую среду. Понятие безотходной технологии в некоторой степени условно, поскольку в ряде случаев она не может быть реализована полностью, но с развитием техники и технологии производства металла непрерывно совершенствуется.

Безотходная технология имеет несколько аспектов, важнейшие из которых следующие: экологический, ресурсный, технологический и технический, экономический и организационный.

Экологический аспект безотходной технологии состоит в том, что геохимическая деятельность человека значительно переросла рекреационную способность природы по созданию лесов, вод и других природных ресурсов. Предприятия черной металлургии, например, ежегодно выбрасывают в окружающую среду (тыс. т): 0,07 кадмия, 5,9 меди, 1,2 никеля, 50 свинца, 35 цинка. Отвалы горных работ занимают более 60 тыс. га, так как на 1 т товарной руды в среднем приходится 7,4 т горной массы.

Ресурсный аспект безотходной технологии состоит в том, что в отличие от восполняемых природных минеральные ресурсы не восстанавливаются. Поэтому по мере увеличения объемов добычи происходит истощение запасов и ухудшается качество минеральных ресурсов. В эксплуатацию вовлекаются месторождения со все более худшими технологическими свойствами сырья и сложными горно-геологическими и горнотехническими условиями освоения, в результате чего себестоимость и капитальные вложения на единицу готового продукта возрастают. При снижении содержания полезных компонентов в сырье для

получения того же количества продукции требуется перерабатывать больше горной массы, что обуславливает образование большего количества отходов. Так, за последние 25 лет объем добычи сырой железной руды увеличился в 4 раза, а производство товарной железной руды – лишь в 2,4 раза. За счет этого доля вскрышных пород, отходов обогащения возросла с 0,35 до 1,2 т на 1 т товарной руды. Такая эволюция в железорудной промышленности, с одной стороны, вызвала необходимость увеличения добычи сырой руды, а с другой – значительно увеличила ресурсы для комплексного и рационального использования руд [1-6].

Технологический и технический аспекты безотходной технологии включают понятия возможности полного или максимально возможного использования сырья. В этом случае производство основной продукции должно сопровождаться выпуском попутной продукции. Для этих целей, как правило, применяют комбинированные схемы переработки сырья. Так, например, на Ковдорском горно-обогатительном комбинате наряду с железорудным концентратом выпускают апатитовый и бадделейтовый. На Оленегорском горно-обогатительном комбинате отходы обогащения гематит-магнетитовых руд в виде кварца используют для производства кирпича. Однако успешное применение комбинированной технологии зависит от наличия достаточно совершенных технологических процессов для извлечения всех полезных компонентов.

Экономические и организационные аспекты безотходной технологии состоят в том, что существующая методология оценки этой технологии в основном базируется на отраслевом экономическом эффекте освоения месторождения, при определении которого не всегда учитываются все факторы, оказывающие влияние на работу народного хозяйства страны в целом и на окружающую среду. Один из таких факторов – отсутствие цены на разведанные полезные ископаемые и на земли, отчуждаемые под горные работы и строительство предприятий по переработке полезных ископаемых. Часто применяется несовершенная технология переработки руд.

Метод подземного выщелачивания железных руд имеет большие преимущества перед шахтным или карьерным способами их разработки. Это прежде всего отсутствие отвалов. Практически не нарушается земная поверхность. Трубопроводы и скважины, нарушающие ландшафт в период эксплуатации месторождения, легко ликвидируются после окончания работ и не оставляют следов на земной поверхности. Но могут возникнуть новые проблемы, которые надо предвидеть заранее и найти способы их предотвращения [12].

В конкретных условиях Бакчарского рудного узла Западно-Сибирского пояса железные руды практически будут не выщелачиваться, а растворяться, так как рудные минералы занимают до 70-75% объема руды. Одни из рудных минералов будут растворяться практически полностью (сидерит, гидрогётит и другие окислы), а из алюмосиликатов железо будет выщелачиваться, оставляя кремнезем и часть алюминия. Это дает основание утверждать, что в результате

химического извлечения железа, алюминия, фосфора объем руды уменьшится приблизительно на 50%, что может привести к проседанию поверхности, т.к. при мощности рудной толщи 40-50 м это равносильно ее уменьшению до 20-25 м. Но произойдет ли это проседание? Возможно, что на глубине 200-250 м подземные воды, находящиеся под давлением, окажут сопротивление проседанию? Этот вопрос может быть решен специалистами как чисто теоретически, расчетным путем, так и требует экспериментальной проверки, путем точных топографических измерений во время эксплуатации месторождения.

На опыте отработки урановых месторождений [7-11] методом подземного выщелачивания отмечено, что во всем цикле работ имеется одно слабое звено, которое в практике эксплуатации месторождений может приводить иногда и приводит к загрязнению почвенного покрова. Связано это обстоятельство с нарушением технологического регламента при закачке и откачке технологических растворов. При этом в устьях эксплуатационных скважин случаются разливы технологических растворов по различным причинам: заиливание и кольматация фильтров и прифильтровой зоны скважин, разрушение фильтров и обсадных труб, нарушение герметичности соединений трубопроводов в устьях технологических скважин. Отмечены случаи прорыва и нарушения герметичности трубопроводов закачных и продуктивных растворов, вследствие чего часть растворов разливается на поверхности почвы по трассе трубопроводов.

До принятия специальных мер по предотвращению указанных загрязнений почвенного покрова отдельными радиоактивными веществами в местах частых разливов вблизи устья скважин к концу эксплуатации ряда (ячейки) уровень радиоактивного загрязнения превышал фоновые значения в 4-15 раз и в отдельных случаях превосходило допустимый уровень.

Естественно, что разливы технологических растворов должны всячески пресекаться и не допускаться. В условиях Бакчарского рудного узла продуктивные растворы не представляют экологической опасности, так как не содержат вредных веществ. При разливе продуктивных растворов, содержащих железо, фосфор, ванадий, алюминий они легко могут быть собраны путем сорбции их торфом, да и сами элементы не являются токсичными, а относятся к разряду биогенных элементов. К тому же железо и алюминий при соприкосновении с кислородом воздуха выпадут в осадок в виде гидроокисей, сорбируя при этом другие элементы и микроэлементы.

В случае разлива кислых рабочих растворов, идущих на выщелачивание, необходимо также отметить, что они не представляют собой опасности из-за низкой концентрации кислоты (10-15%), а во-вторых, они легко нейтрализуются щелочью или обыкновенным известняком (мелом), превращаясь в простые соли.

Если же разлив происходит во вмещающие породы в случае прорыва обсадных труб, то скважина подвергается цементации и вместо нее бурится новая.

Все это указывает на то, что способы борьбы с разливом технологических растворов на железорудных месторождениях просты и не представляют такой опасности, как это имеет место на урановых месторождениях.

Необходимо отметить, что предлагаемая методика разработки железных руд Бакчара основана на одновременной комплексной эксплуатации двух крупнейших месторождений: железных руд и торфяных месторождений. В результате разработки и рекультивации торфяных месторождений будет создаваться новый плодородный почвенный слой, отвечающий всем экологическим требованиям, способный производить значительные объемы сельскохозяйственной продукции. Возможно, что ценность (стоимость) новых земель превысит стоимость добытых полезных ископаемых, так как они будут использоваться человеком и после отработки железорудных месторождений,

Остановимся на экологических проблемах наземной переработки продуктивных растворов. Выделение железа из продуктивных растворов с помощью сорбции на торфе и паровом гидролизе не представляет никакой экологической опасности, так как совершается в полностью изолированных объемах и трубопроводах. При этом получается торфорудный концентрат и регенерированный рабочий раствор, который после доукрепления направляется в очередной цикл выщелачивания.

Торфорудный концентрат направляется на внедоменное восстановление железа во вращающихся печах. В результате получают порошковое железо и золу, а также дегти/смолу и горючие газы. Экологические проблемы могут возникнуть в связи с использованием при выщелачивании подсмольных вод, которые наносят существенный вред окружающей природе из-за присутствия в них фенолов. Очистка этих вод связана с большими трудностями, поэтому их сброс в речную сеть категорически запрещен, если не произведена соответствующая очистка. В нашем случае эти воды после соответствующей их подготовки (выделение полезных компонентов: аммиака, метилового спирта, водорастворимых смол) будут направляться на выщелачивание железных руд в качестве восстановителя и таким образом снова возвращаться в технологический цикл. Сброс фенольных вод в речную сеть будет практически исключен полностью. Но если такая необходимость возникнет, то они могут быть практически полностью очищены от фенолов с помощью фильтрации через торф, двадцатисантиметровый слой которого полностью поглощает фенолы и дополнительно через активированный уголь, который в больших объемах будет производиться на комбинате из грубой (пеньковой) фракции торфа именно для целей использования фенолов в качестве продуктов при изготовлении фенолформальдегидных пластмасс.

Все продукты, входящие в состав веществ, выделяемых при внедоменном восстановлении железа и сухой перегонке торфа (газы,

подсмольные воды, смолы и дегти) будут полностью перерабатываться и потребляться, не загрязняя окружающую атмосферу и почвы.

Еще одним источником экологической опасности могут быть электростанции, которые вначале, по всей вероятности, будут работать на торфе, затем переведены на горючие газы, получаемые при внедоменном восстановлении железа. Но опыт эксплуатации электростанций, работающих на торфе, большой и поэтому меры экологической безопасности могут быть сразу предусмотрены в проекте.

Что касается участка приготовления рабочих растворов, то многие вопросы экологической безопасности отработаны на действующих предприятиях по производству соляной, серной и азотной кислот. Кроме этого, предусматривается получение слабых 10-20% растворов, которые сразу направляются на использование. Приготовление таких растворов значительно более безопасно в экологическом отношении, чем получение концентрированных кислот.

Все перечисленное свидетельствует о том, что работы по подземному выщелачиванию железа, алюминия, ванадия, фосфора могут быть организованы таким образом, что они не будут представлять экологической опасности для окружающей природы и, более того, они преследуют цель создания первых островков культурного ландшафта среди безбрежного болотного ландшафта Васюганья.

Может естественно возникнуть вопрос – а не приведет ли осушение болот к появлению засухи? Можно твердо ответить, что нет. Даже если будет отработана вся площадь Бакчарского рудного узла, осушенная площадь вряд ли превысит 1-2% от общей площади Васюганья. Ясно, что такие масштабы осушения болот вряд ли смогут существенно повлиять на климатические особенности региона. Тем не менее, генеральный план совместной разработки железорудных и торфяных месторождений несомненно требуется. Запасы воды в торфах настолько велики, что требуется точно знать гидродинамику торфяных вод, направление их течения, чтобы места отработки торфа не превратились в пространства, занятые водой.

Метод скважинной гидродобычи. При использовании метода скважинной гидродобычи отсутствуют вскрышные работы, что позволяет сохранить в целостности культурный слой почвы. Достоинством метода СГД является и то, что он предусматривает замкнутую схему водоснабжения, вследствие чего потребление воды будет невысоким и не будут загрязняться поверхностные и подземные воды.

Отсутствие взрывных и погрузочных работ и автомобильной откатки практически исключает запыленность и загазованность атмосферы и полностью снимает вопрос вентиляции, как при разработке месторождения глубокими карьерами или шахтами; тем самым обеспечиваются комфортные условия труда.

При СГД в ряде случаев можно осуществлять попутное обогащение руд вблизи добычной скважины, а хвосты обогащения сбрасывать в отработанные камеры.

Хотелось бы отметить, что процесс рекультивации при применении метода СГД сводится к ликвидации добычных и разведочных скважин, планировке территории и передаче земли, отведенной под рудник, в народно-хозяйственное пользование.

Таким образом, общая схема метода скважинной гидродобычи может предусматривать возврат хвостов обогащения с оборотной водой на добычной участок для закладки ими отработанных камер. Это позволит избежать устройства хвостохранилищ.

Если же подойти к методу СГД с экономической точки зрения, то простота основного оборудования предопределяет небольшие капитальные вложения. Дорогостоящие вскрышные работы заменяются бурением добычных скважин. С увеличением глубины разработки затраты на отработку месторождения возрастают незначительно. Попутное обогащение в процессе гидродобычи и гидротранспорта сокращает расходы на переработку руды и улучшает качество концентрата.

Автоматизация поточного гидравлического процесса добычи, доставки, подъема позволяет осуществлять полную автоматизацию производственного процесса, что полностью исключает получение травм рабочим персоналом.

Предварительные выводы

Экологические проблемы при применении метода подземного выщелачивания и скважинной гидродобычи совершенно несравнимы по масштабам с теми, которые появляются при карьерном способе добычи железных руд.

Предлагаемая технология добычи железных руд, возможно, смело названа безотходной, но отходы если и будут, то это обезвреженные воды, большая часть которых не будет сбрасываться в речные или замкнутые водоемы, а будет консервироваться в отработанных рудных пластах.

Литература

1. Бочевская Е.Г., Каршигина З.Б., Саргелова Э.А., Абишева З.С. Технология комплексной переработки высококремнистой и труднообогатимой минеральной с получением концентрата РЗМ и высокодисперсного диоксида кремния руды // Труды Казахского национального исследовательского технического ун-та им. К.И. Сатпаева, г. Алматы, Республика Казахстан, 2019.

2. Быховский Л.З., Ануфриева С.И., Тигунов Л.П. Реальные сырьевые источники редкоземельного сырья // Тез. докл. конф. «Актуальные вопросы получения и применения РЗМ». М.: «ГИНЦВЕТМЕТ», 2014. С. 33-38.

3. Горюхин Е.Я. Материалы к изучению редких и рассеянных элементов на месторождениях бурых углей, железных руд и других полезных ископаемых в Томской области. Отчет о работах Томской ревизионной опробовательской партии в 1960-1961 гг. Томск, 1962. ТомТФГИ.

4. Домаренко В.А., Савичев О.Г., Перегудина Е.В. Возможные изменения состояния водных объектов при разработке Бакчарского железорудного узла (Томская область). РиОН, 2018, № 2, с. 46-49.
5. Домаренко В.А., Кенесбаев Б.К., Перегудина Е.В. Оценка ресурсного потенциала комплексных железо-редкоземельных руд Бакчарского рудного узла на основе компьютерного моделирования (Томская область). В сб. «Материалы VI международной конференции «Радиоактивность и радиоактивные элементы в среде обитания человека». Томск, 2021, с. 173-182.
6. Домаренко В.А., Савичев О.Г., Перегудина Е.В. Особенности распределения химических элементов в болотных экосистемах Восточного Васюганья. РиОН, 2017, № 8, с. 50-54.
7. Кассир А.М. Записка по результатам изучения вещественного состава и обогатимости пробы № 11 оолитовой железной руды Бакчарского месторождения. г. Сталинск, 1959. ЗСГУ.
8. Найманбаев М., Бектурганов Н., Лохова Н., Балтабекова Ж. Технологии для редкоземельной индустрии // Горно-металлургическая промышленность, 2015. № 7. С. 56-61.
9. Савичев О.Г., Домаренко В.А. и др. Оценка допустимого воздействия на водные объекты при разработке осадочных железных руд Бакчарского рудного узла (Томская область). Геоинформатика, № 3, с. 56-63.
10. Савичев О.Г., Гусева Н.В., Домаренко В.А. и др. Прогноз изменения макрокомпонентного состава болотных вод при добыче железных руд в Томской области. География и природные ресурсы, 2016, № 1, стр. 94-102.
11. Тепляков И.М., Домаренко В.А., Молчанов В.И. Геотехнологические методы разработки железорудных месторождений Западно-Сибирского бассейна // Геология и минеральные ресурсы Центральной Сибири. Красноярск, КНИИГиМС, 2001, вып. 2, с. 169-175.

КОНЦЕПЦИЯ СОЗДАНИЯ РОССИЙСКОГО БЕРИЛЛИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА

А.Н. Дьяченко
РТУ МИРЭА, г. Москва

Бериллий удивительный металл. Он в 1,5 раза легче алюминия и в 9 раз его твёрже, а изделия из бериллия меньше в 15 раз аналогичных изделий из алюминия. Металлический бериллий является т.н. стратегическим металлом, без которого невозможно развитие авиации, космической, лазерной, рентгеновской и атомной техники. Однако в этих областях применяется не более 10% произведённого бериллия. 80% бериллия идёт на производство сплавов с медью, ещё 10% – сплавы с алюминием и керамика из оксида бериллия. Добавка 1,5-2% бериллия в медь позволяет создать уникальный сплав – т.н. бериллиевую бронзу. Это основной коммерческий продукт потребления бериллия. Такого сочетания высокой упругости, высокой коррозионной стойкости и хорошей электропроводности не имеет больше ни один из промышленных сплавов. Они применяются при изготовлении неискрящих инструментов для использования во взрывоопасных средах. Пружинные и рессорные механизмы из бериллиевой бронзы обладают 1000-кратным ресурсом актов сжатия-разжатия относительно аналогичных стальных. Мировой рынок изделий из бериллиевой бронзы составляет около 2 млрд долларов.

Всего в мире из первичного сырья производится около 300 тонн бериллия в год, с учётом рециклинга вторичного сырья – около 450 тонн в год. Только три государства в мире имеют бериллиевое производство: США, Казахстан и Китай.

США – основной производитель бериллия, имеют долю на рынке около 70% (200 тонн) и полностью обеспечивают своё производство собственным сырьём. В 2011 году американский производитель бериллия Materion полностью обновил своё производство и запустил новый бериллиевый цех производительностью около 70 т/г. Площадь пятна застройки 4 750 м², площадь помещений 11 000 м². Капитальные вложения оцениваются в сумму до 100 млн долларов, доля государственного участия – 75%.

Китай имеет долю производства бериллия около 10% (30 т/г). В 2005 году Китай полностью модернизировал своё производство и построил новый завод производительностью до 50 т/г бериллия (с учётом переработки рециклинга). Капитальные вложения в новое производство оцениваются в 60 млн долларов, доля государственного участия – 100%. Завод был построен компанией Fuyun Hengsheng Beryllium Industry Co., Ltd., являющейся совместным предприятием компаний Nonferrous Metals Industry Group, Xinjiang Henghe Investment Co., Ltd. и Xinjiang Nonferrous Metals Industry Group Nonferrous Metals Co.

Казахстан – один из трёх стран производителей бериллия, имеет долю на мировом рынке до 20%. Производство полного цикла от переработки сырья до выплавки лигатуры реализовано на Ульбинском металлургическом заводе (АО «УМЗ», НАК Казатомпром). Основной проблемой казахстанского производства является отсутствие собственной минерально-сырьевой базы. До настоящего времени АО «УМЗ» пользуется остатками сырья, поставленными ещё в конце 80-х годов с Ермаковского месторождения (Республика Бурятия).

Важная технологическая особенность бериллиевого производства на АО «УМЗ» – потребность в двух видах сырья: фторидного и оксидного. Технология основана на т.н. сернокислотном способе производства, разработанном фирмой Materion для бертрандита и усовершенствованном ВНИИХТ в 60-х годах XX века под российское фенакит-флюоритовое сырьё. Недостатки сернокислотного способа при переработке флюорит-фенакит-бертрандитового концентрата (ФФБК): невозможность использовать только высокофтористое сырьё; проблема утилизации фторсодержащих газов SiF_4 ; необходимость предварительной высокотемпературной обработки 1700°C ; многостадийная очистка; невозможность коммерческого выделения флюорита CaF_2 .

Для решения этих проблем высокофтористое ермаковское сырьё шихтуют с оксидным сырьём Малышевского месторождения. В настоящее время особые проблемы возникают именно с поставками оксидного сырья.

Поскольку после распада СССР Казахстан пользовался огромными запасами уже поставленного сырья, то и добыча нового сырья на Ермаковском месторождении была прекращена, обогатительная фабрика ликвидирована. В настоящее время лицензией на недропользование владеет ГРК «Озёрная», однако добыча руды не ведётся по причине нерентабельности. Для производства 100 т/г бериллия (30% мирового рынка) необходима добыча всего около 30 000 т/г руды. Столь малое добычное предприятие не представляет интереса для бизнеса.

Основным стоп-фактором развития бериллиевого производства является разрыв бизнес-цепочки между добычным и металлургическим переделом. Производить отдельно руду (1% BeO) убыточно, производить рудный бериллиевый концентрат (1% BeO) нерентабельно. Чтобы создать полный цикл производства, необходимо или недропользователю вложить около 80 млн долларов инвестиций в металлургическое производство, или металлургам купить бериллиевое месторождение. Договориться не удастся. Недропользователь владеет уникальным и лучшим в мире бериллиевым месторождением (Ермаковское), но стоимость этого месторождения можно оценить только из стоимости бериллиевой руды, которая формируется из расчёта 5 долларов за килограмм оксида бериллия в руде. Стартовую стоимость месторождения можно оценить из учета добычи руды за 1 год в пересчёте на металл в количестве 100 тонн

бериллия по стоимости 5 долл/кг оксида бериллия в руде. Рассчитанная по таким правилам стоимость добытой руды за 1 год составит 500 000 долларов. При этом нужно понимать, что максимальная добыча руды не должна превышать эквивалент 100 т/г по бериллию, что составляет всего около 30 000 тонн руды в год. Малая производительность по руде делает добычу малорентабельной с высокой неконкурентной стоимостью полученного концентрата. Оставшиеся запасы бериллиевой руды в Ермаковском месторождении огромны. При добыче 100 т/г по бериллию (30 000 по руде) – время эксплуатации рудника не менее 20 лет только по запасам С₁. Рассматривался проект ускоренной добычи всего объёма руды категории С₁ и производства бериллиевого концентрата в течение 2-3 лет, но реализация концентрата в РФ в таком объёме невозможна. Продажа всего добытого сырья за рубеж приведёт к полной потере бериллиевой сырьевой базы в РФ.

Параллельно с планами развития Ермаковского месторождения в РФ существуют планы развития Малышевского месторождения. ГК Ростех презентовала в августе 2019 года проект «Создание производства металлического бериллия на АО «Мариинский прииск». Однако информации о дальнейшем развитии этого проекта нет, возможная остановка проекта связана с низким содержанием бериллия – до 0,1% в Малышевском месторождении по сравнению с 1,2% содержания оксида бериллия в Ермаковском месторождении. Общие затраты на реализацию этого проекта оценивались в 22 млрд руб. с дисконтированным сроком окупаемости 26 лет.

Выгодный бизнес можно создать только при полном цикле от добычи руды до производства металла. Этому способствует мировая конъюнктура цен на бериллиевую продукцию, где на каждом новом переделе цена на бериллий в продукте увеличивается многократно:

- 5 долл/кг – бериллий в руде;
- 20 долл/кг – бериллий в концентрате;
- 320 долл/кг – стоимость бериллия в гидроксиде;
- 500 долл/кг – стоимость бериллия в металле;
- 900 долл/кг – стоимость бериллия в бронзе.

Первый рентабельный передел: производство фторобериллата или оксида(гидроксида) бериллия.

В 2013-2016 гг. в рамках Подпрограммы «Развитие промышленности редких и редкоземельных металлов» Минпромторгом была профинансирована НИОКР «Разработка промышленной технологии переработки бериллиевых концентратов» (Шифр «ЦОРМ», госконтракт № 13411.0924800.05.022 от 18.11.2013 г.).

Был разработан т.н. фтороаммонийный способ переработки концентрата Ермаковского месторождения, включающий следующие стадии:

- 1) вскрытие бериллиевого концентрата фторидом аммония;
- 2) выщелачивание бериллия в раствор;
- 3) очистка раствора;

- 4) получение тетрафторобериллата аммония;
- 5) дополнительная очистка;
- 6) получение фторида бериллия;
- 7) получение металла или гидроксида бериллия.

Фторидная технология позволяет перерабатывать высокофтористые руды и производить синтетический флюорит. Технологическая схема (рис. 1) отработана в лаборатории и на полупромышленном участке.

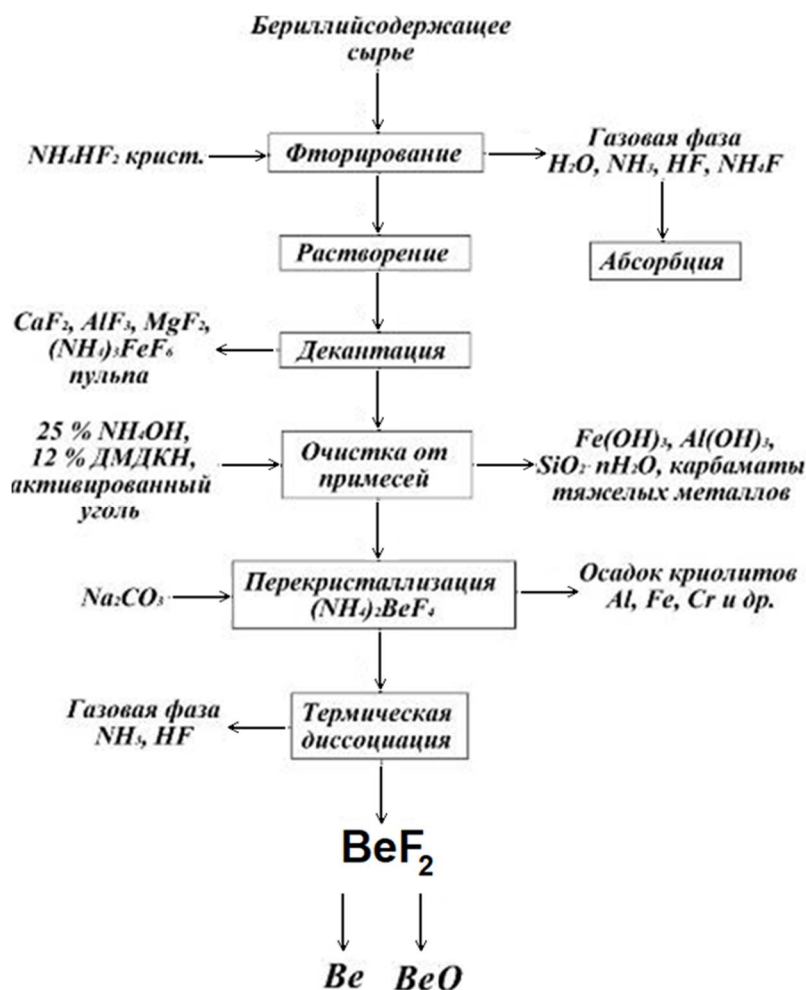


Рис. 1. Технологическая схема производства фторобериллата аммония

К сожалению, результаты работы «легли на полку» из-за отсутствия программы развития бериллиевого производства. Однако на основе российских разработок за рубежом начали активно публиковаться работы по новой технологии переработки бериллиевых концентратов, началась гонка за внедрение новой технологии.

Необходимо отметить, что ГК Росатом имеет все необходимые компетенции для создания гидрометаллургической переработки сырья на площадке ПАО «ППГХО» в г. Краснокаменск. Интересы ГК Росатом в этом вопросе многогранны: это решение стратегической задачи по обеспечению РФ собственной бериллиевой продукцией; собственное производство фторида кальция, который сейчас импортируется; создание

около 500 первичных рабочих мест в г. Краснокаменск; развитие забайкальского региона; получение прибыли до 20 млн долл/год только на производстве фторобериллата или гидроксида или до 90 млн долл/год при полном цикле производства бериллиевой бронзы.

Необходимо отметить перспективность кооперации с АО «УМЗ» (Казахстан). Первичное производство фторобериллата аммония возможно организовать в РФ на площадке ПАО «ППГХО», а производство металла и лигатуры осуществлять на АО «УМЗ» (Рис. 2). Такая кооперация позволит значительно снизить капитальные затраты для российской стороны и решить проблемы первичного передела для Казахстана. Взаимовыгодное сотрудничество очевидно. Остаётся договориться о цене фторобериллата.



Рис. 2. Схема интеграции российского и казахского производства

В настоящее время казахские партнёры заинтересованы в приобретении у РФ бериллиевого концентрата. Однако при заявленной стоимости бериллиевого концентрата 20 долларов за килограмм оксида бериллия в концентрате такой бизнес для российской стороны невыгоден. Мы рискуем продать всю российскую минерально-сырьевую базу бериллия, что не соответствует нашей стратегической безопасности.

Российский рынок в настоящее время не может потребить более 40 т/г бериллия (в виде бронзы), однако производство, ориентированное только на российского потребителя, будет экономически нецелесообразно. Зарубежные партнёры готовы покупать у нас не только концентрат, но и бериллиевый полупродукт (фторобериллат аммония или гидроксид). Это позволит не

нарушить мировой баланс бериллиевого бизнеса. В настоящее время готовность сотрудничать в этом вопросе выразили Minmetals (Китай) и NGK (Япония), также необходимо налаживать связи с мировым лидером Materion (США). Сотрудничество будет выгодно как российскому производителю полуфабриката, так и конечному зарубежному потребителю, никакие политические разногласия не помешают найти взаимную выгоду в бизнесе. В итоге Россия сможет решить стратегические цели обеспечения специальных отраслей металлическим бериллием и решить проблему бериллиевого импортозамещения в народном хозяйстве (безискровой инструмент, токоразъемы, пружины). Общую бизнес-схему (рис. 3) можно реализовать только с привлечением зарубежных рынков сбыта бериллиевого полупродукта (фторобериллата аммония или гидроксид).

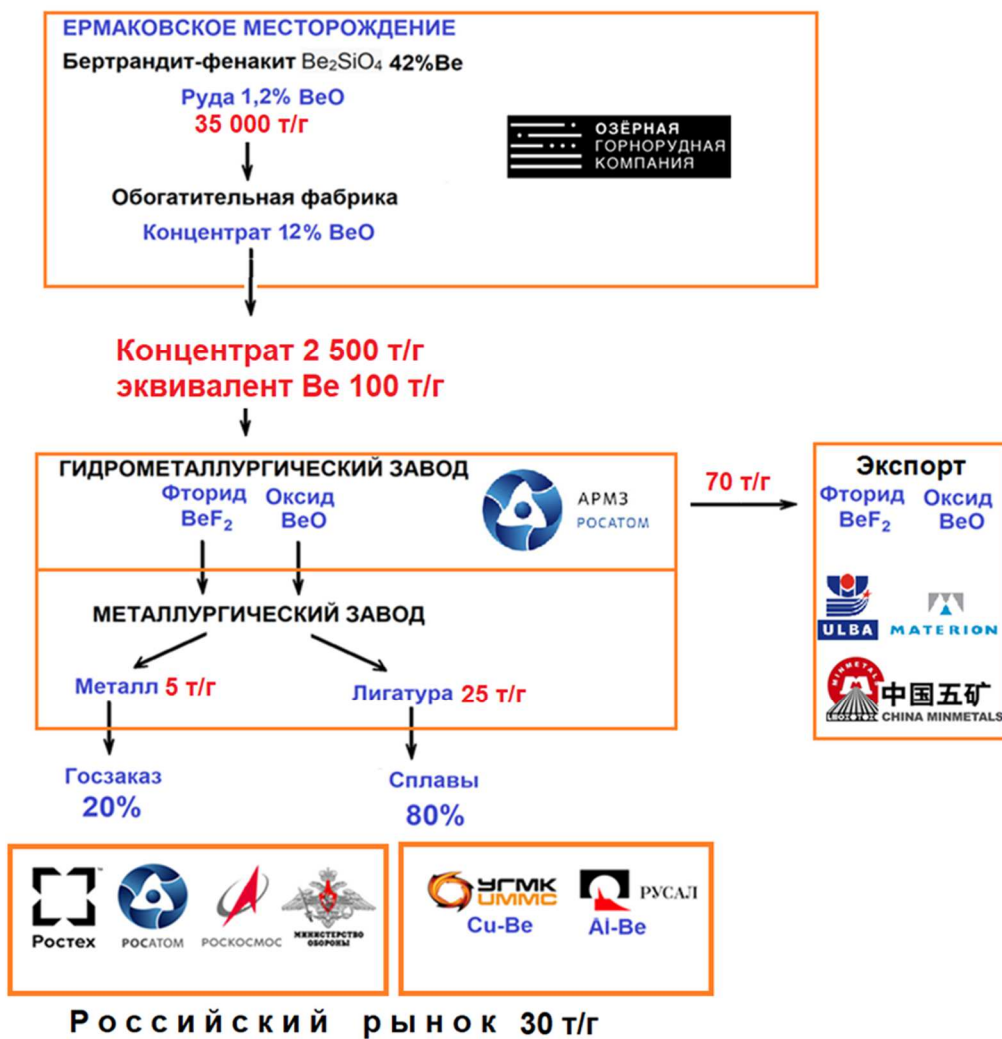


Рис. 3. Бизнес-схема бериллиевых переделов

Предварительный анализ прибылей и убытков (табл. 1) на всём бериллиевом переделе показывает необходимость создания непрерывного бериллиевого бизнеса. Предварительные расчёты показывают, что производство концентрата неприбыльное, производство фторобериллата

или гидроксида возможно организовать с прибыльностью до 15 млн долл./год при капитальных затратах (с учётом первичной добычи и обогащения) до 60 млн долл./год. Фактически производство полупродуктов уже является весьма прибыльным, а дальнейшие переделы ещё более экономически привлекательны.

Несмотря на исключительную потребность в бериллии атомной и космической техники нужно признать, что невозможно создать прибыльное производство бериллия только для нужд оборонно-промышленного комплекса. Потребность ВПК в бериллии оценивается в единицы тонн в год. При этом общее скрытое потребление бериллия в РФ оценивается в объёме около 40 тонн в год. Бериллий ввозится в РФ уже в виде готовых изделий: рессорное оборудование, высокотокковые контактные элементы, бесискровой инструмент и др. Необходимо определиться: или мы создаём планово-убыточное производство только для нужд ВПК или экономически обоснованное производство полного цикла включая прокат бериллиевой бронзы и изделия из него для нужд гражданской экономики.

Таблица 1

Анализ прибылей и убытков по бериллиевым переделам

Стадии	1	1а	2	3	4	5	6
Наименование передела	Добыча	Перевозка руды	Обогащение	Гидрометаллургия	Производство металла	Лигатура	Бронза
Предприятие	Ермаковское	РЖД	ППГХО	ППГХО	УМЗ	УМЗ	УГМК или РЕНОВА
Продукт	Руда	Руда	Концентрат	Гидроксид, фторид	Металл	Лигатура Cu-Be10	Бронза
Содержание Be, %	0,43		4,3	36	100	10	2
Объём производства, Эквивалент 100 т	35 000		2 500	280	100	1 000	5 000
Стоимость бериллия в материале, долл/кг	5		20	320	500	700	900
Стоимость продукции, экв 100 тонн в год	750 000		2 150 000	32 000 000	50 000 000	70 000 000	90 000 000 (без меди)
Прибыль, долл/год	-750 000	- 500 000	0	15 000 000	10 000 000	10 000 000	10 000 000

Для реализации российского бериллиевого проекта в стратегию необходимо заложить четыре ключевых концепции:

1. Производство и продажа рудного бериллиевого концентрата нерентабельны и ведёт к полной потере РФ бериллиевого сырья.

2. Создание бериллиевого производства только для обеспечения ВПК нерентабельно.

3. Промышленность должна создать полный комплексный цикл от добычи руды до выпуска медно-бериллиевой бронзы и изделий.

4. Федеральные органы власти (Минпромторг России) должны реализовать программу импортозамещения бериллийсодержащей продукции в машиностроении и электротехнике. Отечественную промышленность необходимо вернуть к потреблению бериллия.

Литература

1. Подпрограмма «Развитие промышленности редких и редкоземельных металлов Государственной программы «Развитие промышленности и повышение её конкурентоспособности» / Постановление Правительства Российской Федерации от 15 апреля 2014 года № 328.
2. Обзор рынка бериллия в России, СНГ и мире / ООО «ИГ «Инфолайн», 2019, 64 с.
3. Презентация проекта «Создание производства металлического бериллия на АО «Мариинский прииск» / ГК Ростех, Москва, август 2019 г.
4. Бериллий. Технология и производство / Матясова В.Е. М.: АО «ВНИИХТ», 2020, 320 с.
5. Способ получения металлического бериллия / Дьяченко А.Н., Крайденко Р.И., Малютин Л.Н., Петлин И.В. Патент RU 2613267, 2017.
6. Способ получения оксида бериллия и металлического бериллия. Дьяченко А.Н., Крайденко Р.И., Малютин Л.Н., Нечаев Ю.Ю., Петлин И.В. Патент RU 2624749, 2017.
7. Способ получения металлического бериллия. Дьяченко А.Н., Крайденко Р.И., Малютин Л.Н., Нечаев Ю.Ю. Патент RU 2599478. 2016.
8. Fluorination of beryllium concentrates with ammonium fluorides/ A.A. Andreev, A.N. Dyachenko, R.I. Kraydenko. // Russian Journal of Applied Chemistry. 2008. V. 81. № 2. P. 178-182.
9. Extraction equilibrium of beryllium and aluminium and recovery of beryllium from Egyptian beryl solution using CYANEX 921/ E.E. Zaki, Z.H. Ismail, J.A. Daoud, H.F. Aly. Hydrometallurgy. 2009. № 80. P. 221-231.
10. Extraction of beryllium from Indian beryl by ammonium hydrofluoride/ D.D. Thorat, B.M. Tripathi, D. Sathiyamoorthy. Hydrometallurgy. 2011. № 109.
11. The research of $(\text{NH}_4)_2\text{BeF}_4$ solution purification effectiveness / Dyachenko A.N., Kraydenko R.I., Petlin I.V., Malutin L.N. Prosedia Engineering. 2016. T.152. C. 51-58.

НОВЫЙ ПОДХОД К КОМПЛЕКСНОМУ ИСПОЛЬЗОВАНИЮ ТИТАНОВОГО СЫРЬЯ С ВЫСОКИМ СОДЕРЖАНИЕМ КВАРЦА ЯРЕГСКОГО И ПИЖЕМСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ПОЛУЧЕНИЕМ ИСКУССТВЕННОГО РУТИЛА И СИНТЕТИЧЕСКОГО ВОЛЛАСТОНИТА

*Ю.В. Заблоцкая, Г.Б. Садыхов, К.Г. Анисонян, А.С. Тужилин
ИМЕТ РАН, г. Москва*

Подтвержденные запасы титана в мире составляют 799,15 млн т TiO_2 . Около 17,3% всех разведанных запасов приходится на Россию, занимающую второе место в мире после Китая. Основная часть запасов в РФ связана с рудами коренных месторождений: на долю 10 коренных месторождений приходится 93,4% (отн.) балансовых запасов, на долю 10 россыпных – 6,6% (отн.). Месторождения представлены следующими основными промышленными типами: ильменит-титаномагнетитовые руды (Медведевское, Куранахское, Кручининское), кварц-лейкоксеновые песчаники (Ярегское и Пижемское), титаномагнетитовые руды (Подлысанское, Чинейское), лопаритовые руды (Ловозерское), апатит-нефелиновые руды с титаномагнетитом и сфеном (Юкспорское, Кукисвумчоррское), циркон-рутил-ильменитовые россыпи (Лукояновское, Туганское, Георгиевское), ильменитоносные песчаники (Тулунское). Несмотря на представленное разнообразие, проблема сырья для производства титана и его пигментного диоксида является крайне актуальной для России, т.к. действующие российские титановые предприятия (Березниковский титано-магниевого комбинат, ЧАО "Крымский титан") работают на импортном титановом сырье.

В 1994 г. в РФ была принята стратегия по охране окружающей среды и обеспечению устойчивого развития. Для минерального сырья это выразилось в необходимости вовлечения в сырьевые источники комплексных руд сложного состава и создания инновационных технологий их переработки, которые обеспечивали максимальное извлечение ценных компонентов и производство из единицы объема рудного вещества наибольшего многообразия продуктов при меньшей нагрузке на окружающую среду [1]. В связи с этим в разработках ИМЕТ РАН одним из приоритетных направлений является повышение комплексности использования руд и создание малоотходных схем их переработки, используя комбинированные обогатительные, химические, гидро- и пирометаллургические ресурсосберегающие технологии. Следует отметить, что месторождения титана в РФ отличаются от мировых нестандартным составом руды, в результате чего значительно затрудняется их переработка по известным классическим схемам и требуется разработка новых подходов к решению использования отечественного титанового сырья.

Около 50% отечественного сырья представлены титановыми древними россыпями, которые располагаются в средней и южной части Тимана

Республики Коми. Южнотиманские россыпи объединены в Ярегское месторождение и титан в основном представлен лейкоксенном. Следует отметить – уникальность данного месторождения в том, что оно является также коллектором нефти или асфальтитов. На Среднем Тимане находится Пижемское месторождение с ильменит-лейкоксеновыми рудами. Пижемское месторождение представляет собой титановые песчаники, состоящие из продуктов выветривания ильменита – псевдорутила, лейкоксена, рутила, сидерита и гётита. Эти песчаники отличаются высоким содержанием железа (до 20%), которое также фиксируется в виде налета или включений на свободных зернах кварца [2, 3]. Общая отличительная особенность этих месторождений Тимана – их сложный полиминеральный состав и высокое содержание кремнезема (до 40% в обогащенных концентратах), также присутствуют редкие (Nb, Ta, Zr) и редкоземельные металлы (Y, Nd, Gd, Sm, Eu). Переработка такого сложного высококремнистого сырья связана со значительными трудностями.

В ИМЕТ РАН предложен новый комплексный подход к данному вопросу переработки высококремнистых титановых концентратов, в котором предусматривается безотходное использование кремнезема в качестве сырья для попутного синтеза силикатной продукции. В результате в качестве конечных продуктов получают не только титаносодержащий продукт – искусственный рутил, но и синтетический ксонотлит ($\text{Ca}_6\text{Si}_6\text{O}_{17}(\text{OH})_2$) и волластонит (CaSiO_3). Предложенный способ заключается в автоклавном выщелачивании кремнисто-титанового концентрата при повышенных температурах и давлениях, соответствующих давлению насыщенного пара, известковым молоком в присутствии NaOH, выступающей только в качестве инициатора реакций. В процессе происходит растворение кремнезема с образованием гидрата метасиликата кальция ($6\text{CaO}\cdot 6\text{SiO}_2\cdot \text{H}_2\text{O}$), который при последующем прокаливании при 1050-1100°C кристаллизуется в продукт со структурой β -волластонита и характеризующийся игольчатым габитусом. В результате такого гидрометаллургического обогащения высококремнистых титановых концентратов степень обескремнивания составляет 90-96%. Полученный конечный продукт содержит до 92% TiO_2 и 2% остаточного SiO_2 . По содержанию TiO_2 этот продукт является искусственным рутилом и представляет собой ценное сырье для производства титана и пигментного TiO_2 хлорным способом. В нем концентрируются содержащиеся в лейкоксеновом концентрате редкие и редкоземельные элементы.

Литература

1. Резниченко В.А., Садыхов Г.Б., Карязин И.А. и др. Решение проблем технологии комплексных руд – важнейшее требование экологии // Институту металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова 60 лет. Сб. науч. тр. – М.: ЭЛИЗ, 1998. 524с.
2. Игнатъев В.Д., Бурцев И.Н. Лейкоксен Тимана. СПб., Наука, 1997. 216 с.
3. Садыхов Г.Б., Макеев А.Б., Копьев Д.Ю. и др. Минералого-технологические особенности титаносных песчаников Пижемского месторождения // Металлы. – 2021. № 5. – С. 17-29.

ОСНОВНЫЕ ЗАДАЧИ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ НА «МЕТАЛЛЫ ВЫСОКИХ ТЕХНОЛОГИЙ»

О.В. Казанов, А.М. Лаптева, А.А. Фатеева
ФГБУ «ВИМС», г. Москва

Понятие «металлы высоких технологий», несмотря на частое употребление, остается термином свободного пользования, а отнесение тех или иных твёрдых полезных ископаемых (ТПИ) к этой категории в целом условно. В настоящее время отсутствует и вряд ли когда-нибудь появится согласованный и общепризнанный список металлов или иных видов полезных ископаемых, которые следует относить к этой категории. Причина кроется в самой сути высоких технологий, изменчивости их сырьевых потребностей, а также в том, что по факту любой металл в той или иной мере востребован в высокотехнологичных отраслях. Тем не менее, есть такие из них, с которыми высокие технологии напрямую ассоциируются. Если в прошлом таковыми были редкие металлы (включая редкоземельные), то сейчас, в условиях глобальной энергетической трансформации, все больший интерес вызывают цветные (никель, кобальт, медь и др.) и черные (марганец и ванадий) металлы. Причем темпы роста спроса на них со стороны сектора высоких технологий столь высоки, что происходит заметное изменение структуры их потребления.

Наше внимание будет сфокусировано на ситуации с металлами высоких технологий (МВТ), сложившейся в России. При этом в рамках одной статьи невозможно рассмотреть все металлы, которые могут быть отнесены к этой категории. Поэтому мы остановили свой выбор только на меди, никеле, кобальте, титане, вольфраме, металлах платиновой группы (МПП) и литии; далее по тексту именно они будут фигурировать как компоненты условной группы «МВТ». Эти металлы также входят в перечень стратегически важных для России видов полезных ископаемых. При этом, несмотря на их важность и для инновационного развития отечественной промышленности, и для экономической безопасности страны, активность в сфере использования и развития сырьевых баз этих металлов неравномерна и, по нашему мнению, не соответствует их значимости.

Подтверждением этого является активность геологоразведочных работ (ГРР), проводимых в России на металлы группы «МВТ». Как наглядно демонстрирует рис. 1, в последние 10 лет инвестиции на эти цели за счет всех источников финансирования составляли всего 9,2–16,2% общих затрат на твердые полезные ископаемые, причем в последние 5 лет доля затрат на МВТ сократилась по сравнению с предыдущей пятилеткой (рис. 1). Для страны, декларирующей цели инновационного развития, это крайне мало.

Если рассматривать распределение затрат между конкретными металлами группы, то их основным направлением окажутся работы на медь, причем за последние три года эти затраты выросли в 2,6 раза и составили 66% затрат на все МВТ (рис. 2). Второе место по размеру вложений занимают никель и кобальт, третье – МПГ. Работы на остальные МВТ ведутся в пренебрежимо малых объемах: в результате в последние 10 лет их доля в расходах на работы на все металлы группы варьировала от 2 до 8,9%.



Рис. 1. Доля металлов высоких технологий в общей структуре затрат на геологоразведочные работы на твердые полезные ископаемые, млрд руб.

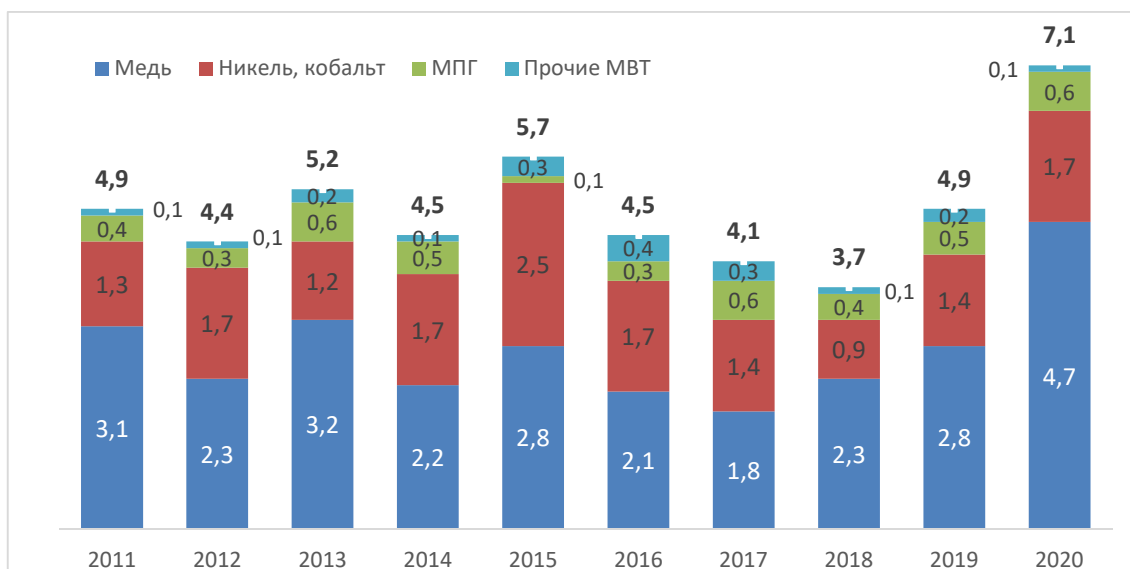


Рис. 2. Распределение затрат на геологоразведочные работы на конкретные металлы высоких технологий, млрд руб.

Рассмотрим более детально ситуацию с конкретными металлами условной группы «МВТ».

Медь

Как показывает рис. 2, медь – самый финансируемый металл из группы «МВТ». По консенсус-прогнозу ВИМС, подготовленному в 2019 г. [1, 2], даже при успешном вводе в эксплуатацию всех реализуемых в настоящее время проектов освоения новых медных месторождений, в 2028–2030 гг. на мировом рынке может сформироваться значительный дефицит металла. Причем при условии отставания ввода новых мощностей от потребностей мировой экономики дефицит может проявиться уже в ближайшие годы. Это создает предпосылки для уверенного продолжительного роста цен, что, в свою очередь, создает комфортные условия для работы недропользователей: они имеют перспективы длительного периода реализации продукции по высоким ценам.

В России финансирование ГРП на медь в последние 10 лет демонстрировало волнообразную динамику. Только в 2018 г. начался устойчивый рост инвестиций в работы на медь, которые в 2020 г. продемонстрировали скачок: вложенные средства увеличились по сравнению с предыдущим годом в 1,7 раза. Этот скачок сопровождался резким увеличением числа объектов, на которых велись работы – с 43 в 2019 г. до 65. При этом анализ данных о проводимых ГРП показывает, что объемы финансирования не всегда напрямую зависят от количества объектов. Их размер в значительной степени обусловлен реализацией финансово емких проектов, характеризующихся аномальными (на общем фоне) инвестициями. Два крупнейших объекта ГРП последних десяти лет – Баимская площадь в Чукотском АО и Малмыжское рудное поле в Хабаровском крае – потребовали затрат в размере 11,3 млрд руб. (из них 5,5 млрд руб. – за 2019–2020 гг.).

Концентрация работ на крупных и сверхкрупных объектах вообще является особенностью современного этапа развития МСБ. В России эта глобальная тенденция распространяется в первую очередь на медь. В стране либо недавно введены, либо вводятся, либо будут введены в течение ближайших трех-четырех лет крупные и сверхкрупные объекты с проектной мощностью по добыче руды 15–40 млн т. Текущий вариант проекта горного предприятия на базе Малмыжского месторождения уже предусматривает ежегодную добычу руды в количестве 100 млн т. Причем каждая последующая переоценка объекта, сопровождающаяся подготовкой нового ТЭО, приводит к увеличению производительности будущего предприятия. Столь гигантские объемы добычи, обеспеченные возможностями открытой отработки, позволяют эффективно разрабатывать месторождения с бедными рудами.

Российская МСБ меди включает объекты целого ряда геолого-промышленных типов, таких, как сульфидный медно-никелевый, колчеданный, медистых песчаников и сланцев и др. При этом наибольший интерес в настоящее время обращен на объекты медно-порфирирового типа, содержащие большие количества комплексных по составу руд, доступных

для открытой крупномасштабной отработки, что компенсирует низкие содержания меди и других полезных компонентов (в первую очередь золота). Именно они обеспечивают и основной прирост запасов, и основной прирост добывающих мощностей.

Как показала практика реализуемых в настоящее время проектов развития медно-порфировых объектов (рис. 3), они обеспечивают создание инфраструктуры в районах расположения и провоцируют появление «вторичных» сырьевых объектов, выявление которых обеспечивается изучением флангов и глубоких горизонтов изначально выявленного оруденения. Таким образом, гигантские медно-порфировые (и не только) объекты являются будущими горнопромышленными «хабами», вокруг которых концентрируются новые поисковые площади. Так, Баимская площадь окружена Бургахчанскими лицензиями, вокруг Малмыжского рудного поля «появились» Понийская, Хаджарская, Анаджаканская, Болонская и еще несколько площадей поисковых и оценочных работ. Таким образом закладывается база для формирования сверхкрупных центров будущей добычи и переработки.



Рис. 3. Основные объекты геологоразведочных работ на медь в России

Никель и кобальт

Глобальная ситуация с никелем и кобальтом подобна ситуации с медью. Уже в ближайшие годы можно ожидать, что спрос на эти металлы превысит их производство даже при условии реализации всех развиваемых в настоящее время проектов освоения месторождений в разных регионах мира [1, 2]. Это создает предпосылки для роста цен, что обеспечит комфортную ситуацию для недропользователей. При этом следует отметить одну ключевую особенность производства кобальта: в связи с тем, что подавляющая часть кобальта добывается попутно с медью и никелем, объемы его производства практически не

регулируются; они находятся в прямой зависимости от производительности по основному компоненту руд.

Говоря о результативности ГРР на никель и попутный с ним кобальт, мы вынуждены констатировать, что за последние 10 лет их МСБ практически не изменилась – достаточно крупными объектами, поставленными на государственный учет за этот период, являются лишь объекты силикатных никель-кобальтовых руд Куликовской группы в Челябинской области и Ёлкинское и Еланское месторождения сульфидных медно-никелевых руд в Воронежской области. В то же время значительные приросты запасов никеля и кобальта были обеспечены работами, проводившимися на разрабатываемых или подготавливаемых к эксплуатации месторождениях, таких, как Кингашское, Верхнекингашское, Масловское, Норильск I, Кун-Манье и др. (рис. 4). Все эти объекты содержат сульфидные руды.



Рис. 4. Основные объекты геологоразведочных работ на никель и кобальт в России

Основные усилия недропользователей, ориентированных на никель и кобальт, сосредоточены на реализации проектов по созданию новых добывающих мощностей; все они также будут базироваться на объектах сульфидных руд. В ближайшие годы ожидается начало промышленной эксплуатации месторождений Кингашское и Верхнекингашское, Черногорское и Кун-Манье. В период до 2030 г. список новых разрабатываемых объектов могут пополнить южная часть месторождения Норильск I, Еланское, Ёлкинское и Масловское месторождения. В результате добыча никеля может вырасти почти на 240 тыс. т (для сравнения: в 2020 г. из недр России было добыто 307 тыс. т металла), кобальта – почти на 9 тыс. т (добыча в 2020 г. составила 13,3 тыс. т).

Отдельно следует остановиться на силикатных кобальт-никелевых объектах Урала, которые с 2017 г. полностью выведены из эксплуатации из-за отсутствия технологии, обеспечивающей рациональное использование запасов с получением конкурентоспособной продукции (заметим: в мире объекты этого типа обеспечивают более половины производства никеля, но кобальт из них по технологическим причинам извлекается в ограниченном количестве). В последние годы предпринимаются усилия по возобновлению их эксплуатации – на Буруктальском месторождении в Оренбургской области проведены технологические исследования, результаты которых позволяют ожидать возобновление его эксплуатации.

Металлы платиновой группы

Развитие электротранспорта создает некоторую нервность на рынках металлов платиновой группы. Основное направление использования платины, палладия и родия – каталитические конвертеры для нейтрализации вредных веществ выхлопных газов автомобилей: сегодня производство автокатализаторов обеспечивает 82% потребления палладия (используется в нейтрализаторах выхлопных газов бензиновых двигателей) и 34% потребления платины (используется в нейтрализаторах выхлопных газов дизельных двигателей, а также может также частично заменять палладий в катализаторах для бензиновых двигателей). Очевидно, что отказ от автомобилей с двигателями внутреннего сгорания может в значительной степени сократить спрос на эти металлы, причем палладий может быть затронут в принципиально большей степени, чем платина. В связи с этим существует неопределенность и с будущими ценами на МПГ. В результате уже сейчас некоторые производители МПГ начинают задумываться об инвестициях в развитие альтернативных направлений деятельности, например, в литиевое. По сути, это способ хеджировать риски, связанные с потенциальным перепроизводством МПГ (прежде всего палладия) и падением цен на них.

В России главнейшим источником МПГ служат месторождения сульфидных платиноидно-медно-никелевых руд Норильского рудного района, где сосредоточено около 94% их запасов и более 99% добычи (рис. 5). С норильскими объектами связаны и основные ожидаемые приросты добычи: ввод в эксплуатацию уже упоминавшихся Черногорского и Масловского месторождений и южной части месторождения Норильск I обеспечит извлечение из недр еще 169,4 т МПГ в год (для справки: в 2020 г. добыча платиноидов в России в целом составила 148,7 т).

Играющий важную роль в мире малосульфидный тип платиноидных руд в России получил развитие только на северо-западе страны – в Мурманской области и Республике Карелия. По сравнению с колоссальной сырьевой базой Норильского района он имеет второстепенное значение. Однако для альтернативных (по отношению к ПАО «ГМК «Норильский никель») недропользователей он может быть перспективным.

Так, в Мурманской области находится ряд объектов с запасами от средних до крупных, которые могут быть объединены в горнорудные кластеры (рис. 5). Возможно, именно так они и будут развиваться. Но здесь критически важное значение приобретает вопрос, в принципе не связанный с геологоразведкой: «что делать с получаемыми концентратами?». Из имеющихся в регионе руд достаточно легко получают концентраты с содержанием 90-150 г/т МПГ. Дальнейшая переработка по сложившимся представлениям требует создания пирометаллургической переработки. Однако, по предварительным оценкам, чтобы такая переработка была рентабельной, необходима концентрация запасов в одном центре переработки («хабе») в количестве порядка 800–900 т МПГ. То есть отдельные недропользователи должны будут объединяться для создания общего для всех производства, что, как правило, приводит к конфликтам хозяйствующих субъектов. В результате имеющаяся МСБ может оказаться невостребованной.

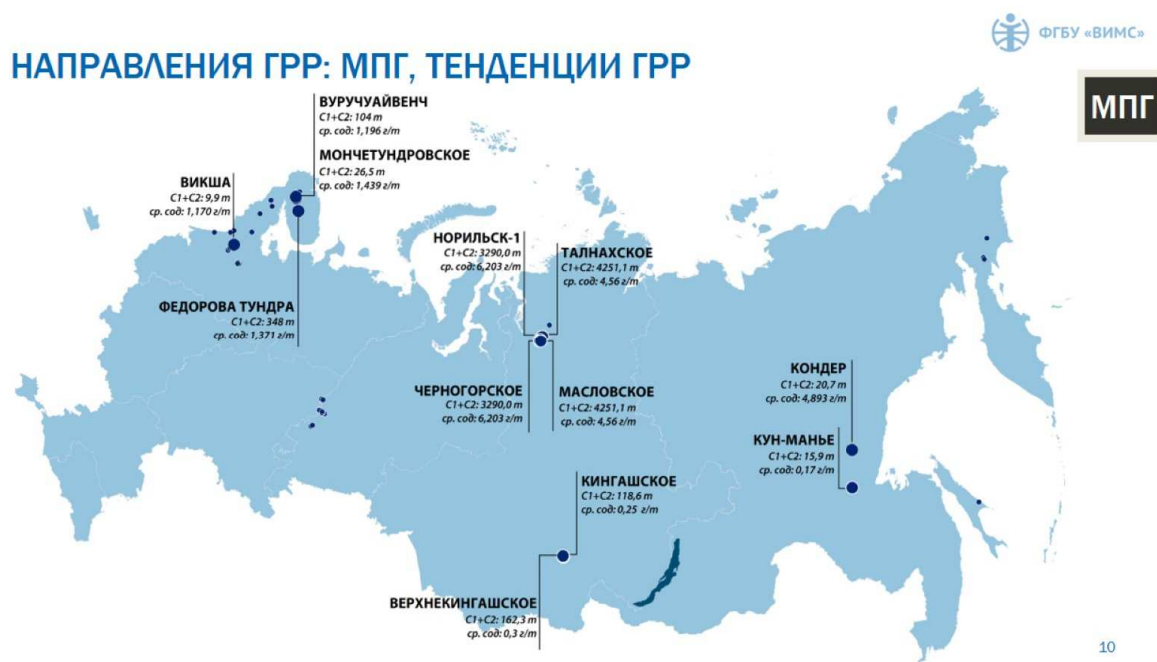


Рис. 5. Основные объекты сырьевой базы МПГ России

Однако есть один путь решения данной проблемы: отказаться от плохо масштабируемой пирометаллургии в пользу гидрометаллургических технологий типа PLATSOL, которые сравнительно легко масштабируются и могут быть адаптированы к производственным возможностям конкретного, даже не самого крупного предприятия. В ФГБУ «ВИМС» были проведены эксперименты по тестированию гидрометаллургической технологии переработки малосульфидных платинометалльных руд. На пробирочном уровне это получается. По-видимому, нужно переходить на испытания более крупного масштаба.

Вольфрам

Согласно зарубежным промышленным классификациям, вольфрам относится к так называемым малым металлам (minor metals). Это практически не используемое в России понятие объединяет металлы, объемы производства которых невелики по сравнению с основными промышленными цветными металлами (base metals), а сферы конечного использования сравнительно ограничены и специфичны. Если рассматривать малые металлы и вольфрам в том числе именно с позиций их использования, то это, безусловно, металлы, использование которых требует достаточно высокого уровня развития техники и технологий.

Текущие объемы мирового производства вольфрама в концентратах составляют порядка 110 тыс. т в пересчете на WO_3 , из которых более 83% получено в Китае (он уже более 20 лет стабильно обеспечивает не менее 80% мирового производства этого металла). В силу доминирования Китая ситуация на рынке вольфрама находится в высокой зависимости от действий властей страны в отношении регулирования отрасли (включая объемы экспорта вольфрамовой продукции). Такое положение дел мало устраивает потребителей вольфрама за пределами КНР, что создает достаточно благоприятную среду для альтернативных производителей – с большой долей вероятности их продукция будет ликвидной. Это также является стимулом для развития новых проектов освоения вольфрамовых месторождений за пределами Китая.

Говоря о новых предприятиях по добыче и переработке вольфрамовых руд, следует отметить тенденцию к переходу от традиционных месторождений жильного типа, содержащих достаточно богатые руды (0,5-1% WO_3 и более) к месторождениям так называемого «порфинового» типа. Применительно к вольфраму под этим термином подразумеваются крупные и сверхкрупные месторождения, связанные с интрузивными и субвулканическими телами кислого состава и заключающие от десятков до сотен миллионов тонн руды (до миллиона тонн и более в пересчете на WO_3). Причем помимо собственно порфинового прожилково-вкрапленного оруденения такие месторождения часто включают скарновые залежи (отнесение конкретного объекта к порфировому или скарновому типу во многом зависит от преобладания того или иного типа оруденения). И хотя содержания вольфрама в рудах таких объектов в ряде случаев характеризуются крайне низкими показателями (менее 0,1% WO_3), их отработка оказывается рентабельной в силу доступности для открытой отработки и возможности создания горных предприятий с высокой (в миллионы тонн руды в год) производительностью. Такие месторождения прежде всего известны в Китае, а также в Канаде. В Китае они успешно разрабатываются, в Канаде готовится к эксплуатации первый такой объект – Сиссон (Sisson), где будет создано предприятие с проектной производительностью 10,5 млн т руды в год.

По-видимому, Россию ждет аналогичный процесс: акцент поисковых работ смещается с объектов традиционного для нас скарнового типа и гидротермальных жильных месторождений на объекты порфирирового типа, расположенных в Приморском крае и Кавказском регионе (рис. 6).

При этом в России неосвоенным остается уникальное для страны Агылкинское скарновое месторождение, находящееся в Республике Саха (Якутия) и содержащее богатое медно-вольфрамовое оруденение (1,27% WO₃, 2,7% Cu) с попутными золотом и серебром. В этом случае возникает вопрос к государственной стратегии развития МСБ: «почему уделяется мало внимания работе с объектами нераспределенного фонда недр?». С нашей точки зрения, в России следовало бы обратиться к модели работ, реализуемой в Казахстане, когда на избранных объектах нераспределенного фонда недр, в освоении которых заинтересовано государство, за счет бюджетного финансирования проводятся подготовка актуального ТЭО разведочных кондиций, учитывающего текущие экономические и технико-технологические реалии, и переоценка запасов. И уже потом такие объекты предлагаются инвесторам. Нам представляется целесообразным в частных ситуациях на отдельных перспективных объектах пойти по этому пути. Агылкинское месторождение могло бы выступить в качестве пионерного проекта.



Рис. 6. Основные объекты сырьевой базы вольфрама России

Титан

В России сложилась парадоксальная ситуация с освоением сырьевой базы титана. С одной стороны, страна располагает одной из крупнейших в мире минерально-сырьевых баз (на ее долю приходится порядка 15% мировых запасов). А с другой стороны потребности отечественных

предприятий в титановом сырье (ильменитовых и рутиловых концентратах) практически полностью удовлетворяются за счет импорта (в 2020 г. на его долю пришлось около 96% видимого внутреннего потребления), главнейшим источником которого являются месторождения Украины.

В России до конца 2021 г. действовало единственное предприятие, выпускавшее уникальный титаносодержащий продукт – лопаритовый концентрат – Ловозерский ГОК, эксплуатирующий одноименное месторождение комплексных редкометалльных лопаритовых руд в Мурманской области. Работая на полную мощность, предприятие способно производить 13 тыс. т концентрата при том, что совокупные текущие потребности экономики составляют около 365 тыс. т. А после 2035 г. (с учетом планов по развитию предприятий-потребителей) они могут вырасти до 800 тыс. т. Импортозависимость по титану несколько снизит введенный в эксплуатацию в последние дни 2021 г. Туганский ГОК в Томской области (базируется на одноименном россыпном циркон-рутил-ильменитовом месторождении), но даже текущие потребности полностью закрыть он не сможет (рис. 7).



Рис. 7. Основные объекты сырьевой базы титана России

Ситуация с самообеспечением титановым сырьем усугубляется технологическим фактором – предприятия титановой отрасли предъявляют достаточно жесткие требования к качеству концентратов.

В связи с этим Федеральным агентством по недропользованию поставлена задача по подготовке титановых объектов заданного технологического типа. Под заданным технологическим типом (мы условно называем его «высокотитанистые руды») имеются ввиду объекты

ильменит-магнетитового типа (а не ильменит-титаномагнетитового), из руд которых будет производиться концентрат сульфатного типа, соответствующий требованиям потребителей. Именно потребности в таких концентратах удовлетворяются импортом из Украины. Вторым продуктом, получаемым из таких руд, станет магнетитовый концентрат с содержанием титана ниже 5%, имеющий спрос внутри страны (титаномагнетитовые концентраты, получаемые из ильменит-титаномагнетитовых руд, не востребованы из-за отсутствия технологий их переработки).

Задача выявления объекта ильменит-магнетитовых руд решается проведением работ за счет средств федерального бюджета на Куроптевском проявлении на Кольском полуострове (см. рис. 7).

Литий

Образцовым примером высокотехнологического металла является литий, спрос на который, движимый производителями литий-ионных батарей, демонстрирует высочайший рост. И темпы этого роста, согласно имеющимся прогнозам, останутся высокими в перспективе. Прогнозировать, каким образом будут себя вести цены на этот металл, затруднительно: их динамика зависит не только от реального баланса спроса и предложения, но и от настроений рыночных игроков, их ожиданий, опасений или даже паник. Обратимся к ретроспективе: среднемесячная цена на карбонат лития батарейного качества от китайских производителей в декабре 2021 г. превысила показатель января в 4,15 раза (составила 39 250 против 9 450 долл./т), а в январе 2022 г. она достигла 54 725 долл./т, т.е. всего за месяц она выросла в 1,4 раза.

Столь стремительный рост трудно объяснить только с позиций рыночного баланса. И это создает большие риски для производителей – очень легко попасть под влияние таких ценовых «бонусов», которые очень быстро (и неожиданно) могут исчезнуть. Достаточно вспомнить ситуацию на рынке кобальта в конце 2016 – первой половине 2019 гг.: среднегодовая цена на металл в 2018 г. превысила уровень 2016 г. в 2,7 раза (72,9 против 26,7 тыс. долл./т), но показатель 2019 г. уже оказался в 2,2 раза ниже (33,3 тыс. долл./т). Тем не менее, по всему миру наблюдается активизация работ на литий, источником которого служат коренные месторождения сподуменовых руд и месторождения гидрометаллургического сырья (солары). Извлечение лития из последних характеризуется существенно более низкой себестоимостью.

В сырьевой базе России главную роль играют месторождения сподуменового типа, некоторые из которых являются объектами мирового класса по количеству запасов. Руды всех без исключения месторождений имеют комплексный состав; в зависимости от геолого-промышленного типа они содержат тантал, ниобий, бериллий, цезий и др. При этом по содержанию Li_2O отечественные руды в среднем беднее основных зарубежных объектов. Главными центрами сосредоточения российских

запасов лития являются Мурманская и Иркутская область (рис. 8). Можно ожидать, что первыми объектами, которые будут вовлечены в освоение, станут месторождения Кольского полуострова – они характеризуются более высоким качеством руд и находятся в более благоприятной инфраструктурной обстановке.

В то же время в России имеются существенные ресурсы гидроминерального сырья. В Иркутской области оценены комплексные литийсодержащие рассолы рудных полей Ангаро-Ленского бассейна: Балаганкинского, Балыхтинского, Рудовского и Верхоленинского. Там апробированы незначительные пока прогнозные ресурсы лития категорий P_1 (11,7 тыс. т с содержаниями Li_2O от 80 до 350 мг/л) и P_2 (46,8 тыс. т с содержанием Li_2O от 70 до 458 мг/л). В Республике Саха (Якутия) прогнозные ресурсы оксида лития категории P_2 оценены в рассолах алмазоносной трубки «Удачная» в количестве 197 тыс. т (см. рис. 7).



Рис. 8. Основные объекты сырьевой базы лития России

В результате возникает неопределенность в отношении дальнейшего направления работ на литий. В основе этой неопределенности – появление технологий прямого извлечения лития из растворов. За рубежом декларируется, что эти технологии весьма эффективны и позволяют извлекать литий из растворов с любыми содержаниями. Только в Европе сейчас реализуется 14 проектов освоения гидроминерального лития, ориентированных на технологии прямого извлечения лития из растворов. Возможно, это будущее отрасли, и тогда мы несколько опоздали с освоением коренных объектов. В прогнозах развития отрасли это необходимо учитывать.

Выводы

Итак, приведенные нами примеры показывают, что, несмотря на многообразие и масштабность отечественной МСБ, по ряду принципиально важных видов сырья существуют разноплановые проблемы ее развития и освоения. Пути их решения также различны. С нашей точки зрения, их можно разделить на две ключевые группы.

1. Необходимо адаптировать МСБ под требования промышленности к качеству сырья:

- целенаправленно готовить к освоению объекты дефицитных и стратегических видов ТПИ с заданными технологическими свойствами;
- разрабатывать технологии переработки минерального сырья с приоритетом гидрометаллургических технологий и технологий прямого извлечения компонентов из растворов.

2. Необходимо направить усилия государственного сектора геологоразведки на:

- изучение крупных и уникальных месторождений нераспределенного фонда недр с целью подготовки их к передаче недропользователю;
- обеспечить техническую базу, формировать и решать задачи по разработке прорывных технологий обогащения и переработки минерального сырья в отношении нетрадиционных видов ТПИ и упорных руд.

Литература

1. Государственный доклад о состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2020 году. Гл. редактор Петров Е.И. М.: Роснедра. 2021. 569 с.

2. Лаптева А.М., Мустафа Т.С., Смольникова А.В., Чернова А.Д. Оценка перспектив рационального освоения ресурсов железомарганцевых конкреций дна Мирового океана в контексте эволюции мировых рынков меди, никеля, кобальта и марганца. Руды и металлы. 2021. № 1. С. 6–25. DOI: 10.47765/0869-5997-2021-10001.

3. Lapteva A., Chernova A., Khodina M., Mustafa T., Mustafina F., Smolnikova A. Study of the Potential Impact of Polymetallic Nodules Production from the Area on the Economies of Developing Land-based Producers of those Metals which are Likely to be Most Seriously Affected. Report to the International Seabed Authority // International Seabed Authority. – 2020. – URL: <https://www.isa.org.jm/files/documents/impactstudy.pdf> (дата обращения: 10.02.2022).

ПРОРЫВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРЯМОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЛИТИЯ ИЗ ГИДРОМИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

А.В. Курков, М.Ю. Мамошин, С.И. Ануфриева, А.А. Рогожин
ФГБУ «ВИМС», г. Москва

Литий – критически важный элемент в секторе возобновляемой энергетики, поскольку на его основе создаются приборы и технологии, способные обеспечить большие ресурсы для накопления энергии. Он является необходимым компонентом для многих видов аккумуляторов благодаря низкой плотности и уникальной способности его катионов к ионной проводимости.

В альтернативном направлении зеленой энергетики – водородной энергетике – литий также сохраняет важнейшие позиции, где основной задачей является безопасное хранение водорода. Соединения лития – гидрид LiH , смешанные гидриды лития и переходных элементов LiAlH_4 , LiBH_4 и другие, а также фазы на основе амида лития LiNH_2 – наиболее перспективные носители водорода, имеющие наибольшую удельную емкость по водороду.

Из всех видов аккумуляторов литий-ионные – наилучший вариант для использования в зеленой энергетике по энергоемкости, сроку службы, номинальному напряжению, удельной мощности и стоимости.

- Для хранения 1 кВт-ч электроэнергии необходимо ~0,15 кг Li.
- Стандартный электромобильный аккумулятор содержит ~4 кг Li.

Кроме того, литий служит весьма важной легирующей добавкой при производстве легких сплавов для аэрокосмической промышленности, в том числе для изготовления ответственных узлов и деталей космических аппаратов. Следует упомянуть также и другие важные области применения лития – производство высокоэффективных смазочных материалов, термостойких стекол и керамики для специальных областей применения.

Таким образом, литий является одним из главных металлов высоких технологий, критически важным элементом по многим направлениям развития экономики будущего. В ближайшие годы прогнозируется лавинообразное увеличение спроса на Li. Уже к 2025 г. объем мирового спроса на литий увеличится в 2,7 раза (рис. 1).

Длительные сроки строительства предприятий по добыче и производству Li, использующих традиционные технологии переработки сырья, и весьма высокая продолжительность производственного цикла на таких объектах делает трудноосуществимым быстрое наращивание производственных мощностей традиционной литийдобывающей промышленности для удовлетворения потребностей мировой экономики в Li и его соединениях в ближайшие годы.

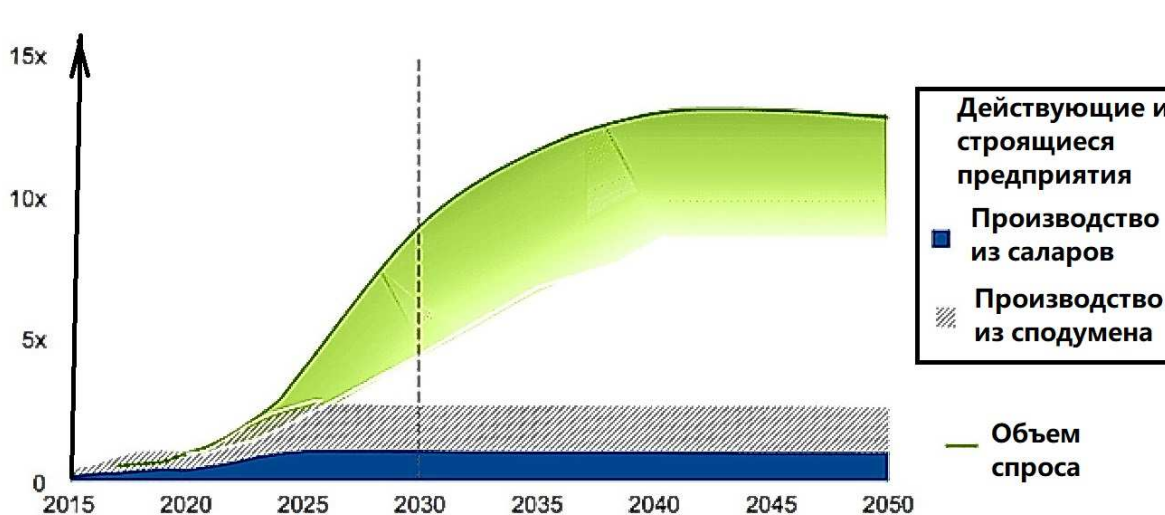


Рис. 1. Прогноз мирового соотношения производства лития традиционными методами и его спроса до 2050 г. Единица измерения – величина спроса на литий в 2020 г. (в эквиваленте карбоната лития) [1]

1. Технологии прямого извлечения лития (технологии DLE): основные особенности и преимущества

Решение проблемы ресурсообеспечения по литию идет по пути разработки и коммерциализации семейства новых технологий, известных как технологии DLE (Direct Lithium Extraction – прямое извлечение лития). Технологии DLE – новая стратегия, позволяющая осуществлять быстрое извлечение Li непосредственно из любого гидроминерального сырья (саларов, гидротермальных рассолов, пластовых вод нефте- и газодобывающей промышленности, продуктивных растворов выщелачивания традиционного литийсодержащего сырья) с получением концентратов (элюатов) лития, которые могут быть переработаны на месте в товарные продукты.

Главное преимущество технологий DLE – возможность селективного извлечения лития из растворов всех типов, из чего вытекают и другие преимущества: отказ от использования прудов-испарителей; компактность предприятий (рис. 2), резкое сокращение продолжительности производственного цикла; возможность рентабельной переработки бедного гидроминерального сырья; расширение ресурсной базы лития; нечувствительность к ионному составу исходных рассолов; исключение затратных операций осаждения примесей; легкость масштабирования; независимость от географического фактора (литиевый суверенитет); вовлечение в переработку новых видов гидроминеральных ресурсов; низкий уровень воздействия на окружающую среду.

На рис. 2 показаны три площади, занимаемые предприятием по переработке рассолов салара месторождения Salar de Atacama (Чили) (верх, слева), предприятием по добыче и переработке коренных сподуменовых пегматитовых руд месторождения Greenbushes (Австралия) (верх, справа)

и строящимся предприятием DLE Kachi (Чили) по добыче и переработке подземного гидроминерального сырья (нижнее фото). Необходимо подчеркнуть, что объемы производства соединений Li на трех предприятиях находятся на близком уровне [2], в то время как их площади отличаются во многие десятки раз.



Рис. 2. Вариации площадей предприятий по добыче и переработке литиевого сырья

2. Основные процессы семейства DLE

К процессам семейства DLE относятся:

- сорбционные (катионообменная сорбция Li);
- экстракционные (жидкостная экстракция Li);
- мембранные (селективное выделение и концентрирование Li).

Товарными продуктами процессов DLE являются соединения лития аккумуляторной чистоты (карбонат лития Li_2CO_3 и моногидрат гидроксида лития $\text{LiOH}\cdot\text{H}_2\text{O}$, 99,0 – 99,9 % по основному веществу) [3].

2.1. Сорбционные процессы – наиболее перспективный тип технологий DLE. Они отличаются максимальной простотой и экологической безопасностью по сравнению с другими методами извлечения Li.

Специфические свойства катиона лития (наименьший ионный радиус среди всех катионов металлов в сочетании с весьма высокой подвижностью) делают селективную сорбцию Li на традиционные катиониты невозможной [4]. Причина неспособности традиционных сорбентов и экстрагентов обеспечить селективное извлечение Li из многокомпонентных растворов – Li не образует анионов и не склонен к образованию соединений хелатного типа. При этом поведение катионов Li в водных растворах не отличается от поведения катионов других щелочных металлов.

В сорбционных процессах DLE используются сорбенты нового поколения – неорганические сорбенты с эффектом ионного сита и иониты с эффектом молекулярного распознавания (ИМР).

Неорганические сорбенты с эффектом ионного сита

Селективная сорбция Li возможна только путем селекции по размеру (эффект ионного сита), что лежит в основе действия Li-селективных неорганических сорбентов, органических экстрагентов на основе краун-эфиров, а также ионитов молекулярного распознавания (ИМР).

Уникальной особенностью Li является то, что катион Li⁺ обладает наименьшим радиусом из всех существующих катионов металлов (0,068 нм). Это обуславливает его весьма высокую мобильность и способность к быстрому внедрению (интеркаляции) в различные кристаллические структуры [5].

Эффект ионного сита. Внедрение катионов Li⁺ в кристаллическую решетку смешанных литий-металлооксидных соединений состава Li_xMe_(n-x)O_y (где x, n и y – целые числа, Me=Al, Ti, Mn) носит обратимый характер: они легко покидают занятые позиции в структуре «соединение-хозяин» под воздействием наложения электрического потенциала или контакта с кислотными средами с замещением катионов Li⁺ катионами H⁺, имеющими еще меньший диаметр. Только катионы H⁺ способны замещать Li в кристаллической решетке смешанных оксидов. Это обеспечивает селективность таких сорбентов к Li. Такие соединения и называются литий-селективными сорбентами с эффектом ионного сита (ЛИС-сорбентами). В ЛИС-сорбентах катионы Li способны обратимо удаляться со своих кристаллических позиций с сохранением образующихся вакансий в кристаллической структуре и внедряться обратно в эти вакансии (процесс интеркаляции-деинтеркаляции). Из всех известных катионов только катионы H⁺ способны заполнить данные вакансии («просеивание» по размеру с катионов). ЛИС-сорбенты способны селективно сорбировать катионы Li из растворов со сложным ионным составом. Катионы-примеси при этом способны сорбироваться только по межзеренным границам, микротрещинам, а также в дефектных позициях кристаллической структуры ЛИС-сорбентов [6]. Процесс синтеза данных сорбентов и графическое представление эффекта ионного сита проиллюстрированы на рис 3.

Синтез всех неорганических сорбентов для извлечения Li включает следующие основные стадии:

– смешивание оксида (гидроксида) металла с водным раствором соли лития для интеркаляции катионов-затравок Li⁺ в вакантные позиции кристаллической структуры;

– отмывка полученного продукта от катионов-затравок Li⁺ с последующим прокаливанием;

– гранулирование продукта прокаливания с полимерными связующими агентами.

Практический интерес в качестве неорганических сорбентов для Li представляют три типа соединений: литий-алюминатные сорбенты (LDH-сорбенты), литий-манганатные сорбенты (ОЛМ-сорбенты) и литий-титанатные сорбенты (ОЛТ-сорбенты). Большая часть данных сорбентов характеризуется кристаллической структурой шпинели. Часть LDH-сорбентов и ОЛТ-сорбентов обладает слоистой структурой. Эти соединения дешевы, нетоксичны и высокоселективны к Li.

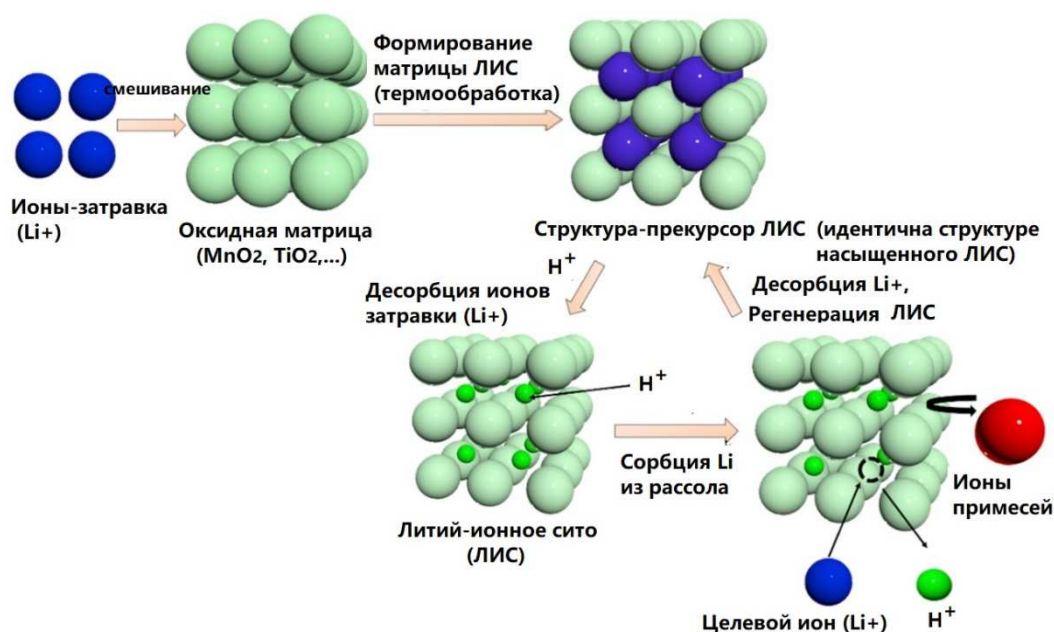


Рис. 3. Схема синтеза металлооксидных сорбентов с эффектом ионного сита (ЛИС-сорбентов) и графическое изображение эффекта ионного сита [6]

Литий-алюминатные сорбенты (LDH-сорбенты, Layered double hydroxide-chloride sorbents, двухслойные хлорид-гидроксидные сорбенты со слоистой структурой) обладают такими преимуществами, как невысокая стоимость, экологичность и легкость регенерации. LDH-сорбенты имеют общую формулу $[\text{LiAl}_2(\text{OH})_6]^+ \text{Cl}^- \cdot n\text{H}_2\text{O}$ и обладают гексагональной кристаллической решеткой, где катионы Li^+ находятся в вакантных октаэдрических позициях слоистой структуры гидроксида алюминия ($\text{Al}(\text{OH})_3$). Слои $[\text{LiAl}_2(\text{OH})_6]^+$ разделены между собой молекулами воды и гидроксид-анионами. Крупные катионы (Na, K, Ca и Mg) не способны проникнуть в межслоевое пространство структурной матрицы сорбента [7].

LDH-сорбенты способны сорбировать не менее 90 % лития, присутствующего в исходных растворах. Наилучшую полноту извлечения показал LDH-сорбент состава $\text{LiCl} \cdot 2 \text{Al}(\text{OH})_3 \cdot x\text{H}_2\text{O}$.

Синтез LDH-сорбентов выполняется путем интеркалирования катионов Li^+ в структуру природных минералов гиббсита ($\alpha\text{-Al}(\text{OH})_3$) или байерита ($\epsilon\text{-Al}(\text{OH})_3$) путем простой выдержки данных минералов в растворах солей лития до насыщения по Li. Полученный сорбент промывается водой для удаления избытка катионов Li^+ [8].

Литий-алюминатные сорбенты наиболее дешевы из всех неорганических сорбентов для Li. Их недостаток – сравнительно низкая кислотостойкость при десорбции Li [8].

Литий-манганатные сорбенты (ОЛМ-сорбенты). Известны три группы ОЛМ-сорбентов состава LiMn_2O_4 , $\text{Li}_{1,33}\text{Mn}_{1,67}\text{O}_4$ ($\text{Li}_4\text{Mn}_5\text{O}_{12}$) и $\text{Li}_{1,6}\text{Mn}_{1,6}\text{O}_4$ ($\text{Li}_2\text{Mn}_2\text{O}_5$). ОЛМ-сорбенты сравнительно дешевы и устойчивы в широком диапазоне температур.

Механизмом сорбции и десорбции Li ОЛМ-сорбентами является ионный обмен Li^+/H^+ , при котором Li^+ может интеркалироваться и деинтеркалироваться в октаэдрических пустотах кристаллической структуры шпинели. Сорбция Li протекает при $\text{pH} \geq 7$ путем вытеснения катионами Li^+ протонов (H^+) из вакансий кристаллической решетки сорбентов, а десорбция Li – обратный процесс вытеснения катионов Li^+ протонами. Основными соединениями-прекурсорами для синтеза ОЛМ-сорбентов являются $\lambda\text{-MnO}_2$ и его гидратированные разновидности [7]. Емкость насыщения ОЛМ-сорбентов составляет 10,5–40,0 кг Li/т [9].

ОЛМ-сорбенты высокоперспективны для промышленного использования высокой сорбционной емкости и селективности к Li^+ . Недостаток ОЛМ-сорбентов – частичное растворение Mn-оксидной матрицы при кислотной десорбции Li [7].

Литий-титанатные сорбенты (ОЛТ-сорбенты) отличаются меньшей скоростью сорбции Li при весьма высокой кислотостойкости. Соединениями-прекурсорами для синтеза ОЛТ-сорбентов являются метатитановая кислота (H_2TiO_3) и метатитанат лития Li_2TiO_3 . Емкость насыщения ОЛТ-сорбентов составляет 27,4–94,5 кг Li/т [7].

Сорбция лития на иониты молекулярного распознавания (ИМР). ИМР – сорбенты хелатного действия, имеющие в своей структуре сорбционно-активные полости или молекулярные циклы, размеры и пространственная конфигурация которых идентичны (комплементарны) размерам и пространственной конфигурации молекулы (иона) целевого элемента. Захват и удержание ионов в этих полостях осуществляются за счет взаимодействия хелатообразующего соединения (лиганда или макроцикла), встроенного в структуру сорбента, с ионом целевого элемента (взаимодействие по типу «ключа и замка») [9].

Гибридные ИМР для сорбции лития (МО-ИМР – металлооксидные сорбенты в матрице ИМР) представляют собой принципиально новый тип ИМР, сочетающий собственно ИМР (полимерную матрицу) и гранулы неорганических сорбентов (ОЛМ-сорбенты) с эффектом ионного сита, встроенные в нее. Сорбент продемонстрировал высокую скорость сорбции Li из гидротермальных рассолов при 70 °С. Достигнутая емкость насыщения по Li составила 16,2 кг Li/т при высокой селективности к Li. Сорбент обладает высокой износостойкостью и термоустойчивостью [10].

Сорбционная технология извлечения лития из различных типов гидроминерального сырья является наиболее перспективной технологией

DLE. Она проста в аппаратном оформлении и отличается минимальной степенью воздействия на окружающую среду. Неорганические сорбенты с эффектами ионного сита (ЛИС-сорбенты) и сорбенты с эффектом молекулярного распознавания (ИМР) способны селективно извлекать литий из всех видов гидроминерального сырья.

На большинстве проектов DLE, сооружаемых за рубежом, для извлечения лития будут использованы сорбционные технологии.

Большая часть литий-селективных сорбентов (например, литий-алюминатные сорбенты компаний Dow Chemical Inc. (США) [7], Simbol Inc. (США) [7], Terralithium LLC (США) [11], а также российский сорбент AXIONIT Li-sorb [12]) находятся на стадии разработки и недоступны на рынках. Единственным из них, находящимся в свободной продаже, является сорбент Seplite LI-10A компании Sunresin New Materials Co. Ltd (КНР) [13].

2.2. Экстракционные процессы DLE

Ни один из традиционных экстрагентов не обладает селективностью к Li [4]. Компанией Solvay в 2020 г. был синтезирован и успешно испытан фосфорорганический экстрагент CYANEX 936P, селективный к Li. Продолжительность технологического цикла не превышает нескольких часов. Экстрагент CYANEX 936P обеспечивает извлечение до 99 % Li из исходных рассолов при селективности не менее 99 %. Компания Solvay предоставляет данные о составе и свойствах экстрагента CYANEX 936P только по специальным запросам [14].

Основные недостатки процессов жидкостной экстракции Li – потери экстрагента с рафинатами экстракции, пожароопасность органических разбавителей и высокая стоимость экстрагентов. Коммерциализация жидкостной экстракции рассматривается только на одном из 14 проектируемых зарубежных предприятий DLE [15].

2.3. Мембранные процессы DLE

Мембранные технологии (MT) – третья группа процессов DLE, привлекающая внимание в силу таких особенностей, как проведение процесса при обычной температуре, отсутствие необходимости применения каких-либо химреагентов и возможность получения чистых литийсодержащих растворов в режиме реального времени. Все MT основаны на использовании физических, а не химических процессов. Они могут быть использованы как для концентрирования Li, так и для его извлечения из гидроминерального сырья различных типов. По причине специфических свойств катиона Li⁺ мембраны обычных типов (в том числе наномембраны) неспособны к селективному извлечению лития. Они могут использоваться только для отделения катионов металлов, не являющихся щелочными [16].

Число мембранных технологий DLE быстро увеличивается. Наиболее перспективными из них являются гиперселективная нанофильтрация с использованием наномембран с гибридной матрицей (LiTAS-технология, 2020 г., Австралия-США-КНР) и селективное

мембранное концентрирование Li с использованием мембран на основе ионных сверхпроводников (ionic superconductors или hyperionic conductors), (Саудовская Аравия, 2021 г.). Подробный обзор и анализ мембранных технологий селективного извлечения лития содержится в монографии, изданной в ВИМС [5].

LiTAS-технология основана на использовании гиперселективных наномембран с гибридной матрицей, обладающих высокой ионной проводимостью по катионам Li^+ на наноуровне. Данные мембраны характеризуются контролируемой неоднородностью структуры на наноуровне, что впервые позволило приблизиться к показателям эффективности биологических наноканалов. В качестве гиперселективных ионных фильтров, пропускающих только катионы Li^+ , используются так называемые металлоорганические структуры (MOF (Metal Organic Frameworks) – циклические металлоорганические соединения, через внутренний диаметр кольца которых проходят только катионы лития. Молекулы MOF встроены в зауженную часть наноканалов параболической формы, ориентированных параллельно направлению потока ионов и перпендикулярно плоскости мембраны. За счет распределенного поверхностного заряда стенок данных каналов проход всех крупных гидратированных катионов замедляется, и только катионы Li^+ легко дегидратируются и проходят через кольцо молекул MOF в раствор по другую сторону мембраны. Процесс мембранной фильтрации протекает при $pH \geq 7$ [5].

3. Коммерциализация технологий DLE

Подробная информация об основных зарубежных проектах освоения различных типов ресурсов лития с использованием технологий DLE приведена в монографии [5].

В настоящее время известны 14 основных зарубежных проектов DLE, находящихся на этапах проектирования, строительства и опытно-промышленных испытаний в США, Канаде, ФРГ, Чили, Аргентине и некоторых других странах. На 11 из 14 из них будут использоваться сорбционные технологии DLE, на 2 – мембранные технологии, на одном – экстракционная технология DLE.

Основные предприятия DLE, сооружаемые в США, расположены в геотермальном бассейне Salton Sea (штат Калифорния). Сырьем для извлечения лития будут служить отработанные рассолы многочисленных геотермальных электростанций, эксплуатируемых или сооружаемых в данном районе. На всех предприятиях для извлечения лития будет применен сорбционный процесс с использованием различных сорбентов с эффектом ионного сита, а также ионитов молекулярного распознавания (ИМР). Обезметаленные рассолы будут закачиваться обратно в исходные геотермальные горизонты. Это – проекты Geolithic Corp. (компания 6th Wave Innovation Corp и TriLateral Energy, LLC) [17], Salton Sea (компания

Berkshire Hathaway Energy Renewables (мультимиллиардера Уоррена Баффетта) [18], Simbol Materials (компания Simbol Materials, Inc) [19] и Hell's Kitchen (компания Lilac Solutions, Inc, Controlled Thermal Resources (Австралия) и Berkshire Hathaway Energy (последняя финансируется инвестиционным фондом Билла Гейтса и Майкла Блумберга [20]). На данных предприятиях предусматривается переработка отработанных рассолов геотермальных электростанций с очисткой от соединений Fe и Si с последующей сорбцией Li на литий-алюминатные сорбенты с извлечением не менее 95 % Li при селективности ≥ 99 %. Десорбция Li будет выполняться путем простой промывки водой; готовой продукцией станут хлорид, гидроксид и карбонат лития аккумуляторной чистоты [19]. Запуск предприятий в работу запланирован на 2023–2025 г. Годовой объем выпуска продукции на предприятии Hell's Kitchen составит 17 350 т Li_2CO_3 с удвоением к 2025 г. [21] при плановом сроке работы предприятия, составляющем 30 лет [20].

Весьма интересен проект Smackover Lithium (штат Арканзас, США), реализуемый компаниями Standard Lithium (США) и Lanxess AG (ФРГ). В отличие от геотермальных проектов DLE, реализуемых в Калифорнии, на предприятии Smackover Lithium добычу лития планируют осуществлять из рассолов нефтегазовых месторождений. Извлечение Li будет вестись путем сорбции на ИМП в каскаде чанов агитации. Продолжительность полного производственного цикла – не более 24 ч. Готовой продукцией станут хлорид, карбонат и гидроксид Li аккумуляторной чистоты. Проектная производительность предприятия Smackover Lithium – 20 900 т Li_2CO_3 /год, срок работы – 25 лет, степень извлечения Li из рассолов – не менее 90 % [22].

Литийсодержащие рассолы будут перерабатываться также на вновь сооружаемом предприятии Alberta Lithium (Канада, компания E3 Metals (Канада) и Livent Corp. (США). Исходным сырьем для переработки послужат пластовые воды отработанных нефтегазовых месторождений формации Leduc (провинция Альберта), совокупный объем ресурсов которой составляет 1,26 млн т Li. Предусмотрено сорбционное извлечение Li на ИМП (степень извлечения Li – не менее 90 %). Товарной продукцией будет карбонат лития аккумуляторной чистоты. Проектная мощность промышленного предприятия составит 20 000 т Li/год (в пересчете на металл) [23].

Переработка рассолов месторождений-саларов с использованием технологий DLE изучается как вариант освоения нескольких крупных саларов «литиевого треугольника». В наиболее продвинутой стадии из них находится проект Kachi (Чили/Аргентина), реализуемый компанией Lake Resources (Австралия) при участии инвестиционного фонда Билла Гейтса. Для извлечения лития предусматривается использование сорбционных технологий с использованием ИМП (разработчик – компания Lilac Solutions, Inc (США). Исходный рассол с концентрацией Li ~ 300 мг/л

будет поступать на переработку из откачных скважин, а маточные растворы сорбции – закачиваться обратно в сэллар. Товарной продукцией предприятия станет карбонат лития особо высокой чистоты (не менее 99,9 %. Проектный срок работы предприятия – 25 лет при плановой мощности, составляющей 25 500 т/год Li_2CO_3 , величина исчисленных ресурсов месторождения (indicated resources) – 189 800 т Li. Проектная себестоимость товарной продукции: 4178 долл. США/т Li_2CO_3 . Запуск предприятия в работу ожидается в 2022-2023 гг. [2].

Большой интерес представляет серия проектов по прямому извлечению лития из геотермальных ресурсов стран Западной Европы (Великобритания, ФРГ и Франция). Наряду со сравнительно небольшими проектами Grimmer-Saravia (Технологический институт Карлсруэ (KIT), ФРГ) [24] и EuGeLi (ФРГ–Франция, консорциум компаний Electricité de Strasbourg-Géothermie, BASF, BRGM и IFP Energies Nouvelles; координатор проекта – организация Eramet (ЕС) [25]), реализуются два крупномасштабных проекта Vulcan (ФРГ) и Cornish Lithium (Великобритания). Как и в случае вышеописанных проектов DLE США, Канады и Латинской Америки, все европейские предприятия будут основаны на использовании сорбционных процессов.

Проект Vulcan (ФРГ) – крупнейший проект DLE в Европе и один из крупнейших в мире. Проект реализуется компаниями Vulcan Energy Resources (Австралия) и Pfalzwerke Geofuture GmbH (ФРГ). Li будет извлекаться путем селективной сорбции на ИМР из отработанных рассолов геотермальных электростанций бассейна Верхнего Рейна. Товарной продукцией предприятия будет гидроксид лития аккумуляторной чистоты, потребителями – предприятия автомобильных концернов ФРГ и Южной Кореи.

Блок-схема процесса переработки геотермальных рассолов на предприятии Vulcan представлена на рис. 4.

Добыча и первичная переработка рассолов будет осуществляться на лицензионных участках: Ortenau, расположенном близ г. Штутгарт, и Таго, находящемся в окрестностях г. Мангейм (ФРГ). Минерализация в рассолах прослеживается на глубинах до 4000 м при средней концентрации Li 181 мг/л. Объем ресурсов лития на участке Ortenau составляет 2,48 млн т Li. На каждом из 6 сооружаемых предприятий первичной добычи будет производиться хлорид лития с последующим направлением на главный завод для производства $\text{LiOH}\cdot\text{H}_2\text{O}$ аккумуляторной чистоты [26]. Запуск промышленного производства запланирован на 2023 г. Объем производства $\text{LiOH}\cdot\text{H}_2\text{O}$ составит 39 400 т/год (эквивалентно 6 520 т Li/год) с удвоением после 2026 г., проектный срок работы предприятия – 30 лет [26,27].

Проект Cornish Lithium (Великобритания) реализуется компаниями Cornish Lithium Inc и Geothermal Engineering Ltd. Сооружаемое предприятие будет перерабатывать геотермальные рассолы, приуроченные к

литийсодержащим гранитам графства Корнуолл (Великобритания). Рассолы залегают на глубинах от 600 м до 5,2 км, средняя концентрация лития в них составляет ~ 220 мг/л при весьма низкой концентрации Ca и Mg [29].

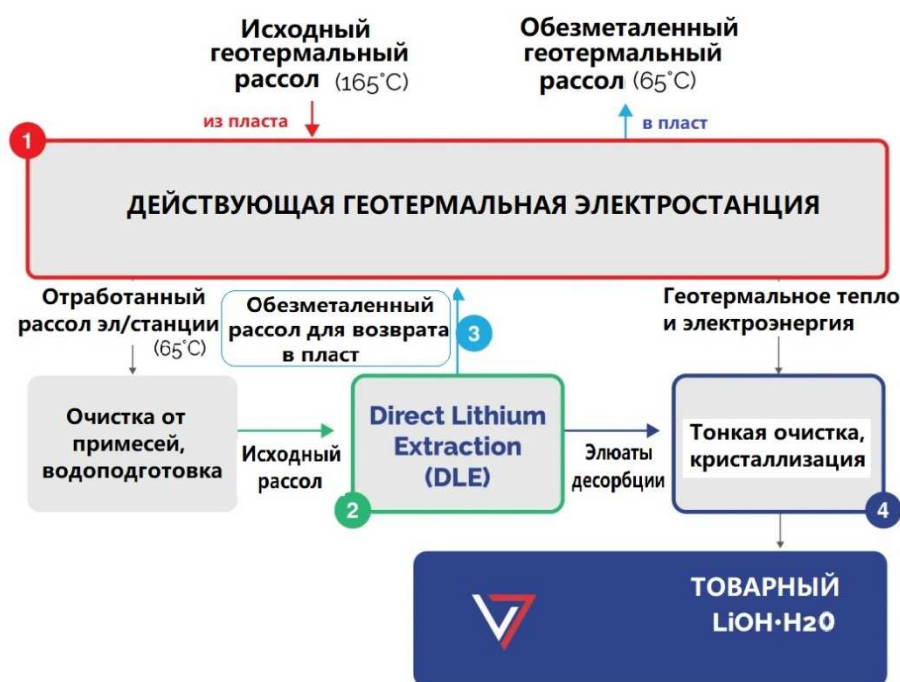


Рис. 4. Блок-схема процесса переработки геотермальных рассолов на предприятиях проекта Vulcan (ФРГ) [28]

На 2022 г. запланировано сооружение опытно-промышленной установки по переработке рассолов геотермальной электростанции United Downs. Запуск предприятия намечен на 2023-2025 гг. После этого предусмотрено сооружение цехов по производству Co и Mn, а также аккумуляторного завода. Для извлечения Li будет использован один из сорбционных процессов DLE [29]. Конечная цель проекта Cornish Lithium – вывод Великобритании на передовые позиции в мире в сфере разработки, производства и экспорта литиевых аккумуляторов [30].

Концепция проектируемого промышленного узла приведена на рис. 5.

Единственное проектируемое предприятие DLE, где для извлечения Li планируется использовать экстракционные технологии – проект Tenova (компания Tenova Advanced Technologies (Италия) по извлечению лития из рассолов Мертвого моря (Израиль) с помощью экстрагента CYANEX 936P (компания Solvay, Франция). Технические данные проекта недоступны [15].

Мембранные технологии DLE будут реализованы на нескольких планируемых проектах компании EnergyX (Energy Exploration Technologies, Inc., США). Компания EnergyX планирует использовать технологию гиперселективного извлечения лития с использованием гибридных MOF-наномембран (технология LiTAS) для переработки скважинных рассолов нефтегазовых месторождений транснациональной

группы Total в штате Техас, США. Наномембраны для компании EnergyX будут производиться компанией SUEZ (Франция). Запланировано сооружение опытно-промышленных установок LiTAS на объектах литийдобывающих компаний Albemarle, Livent и YLB. На 2023-2025 г. предусмотрено сооружение крупного предприятия с использованием технологии LiTAS мощностью 10 000 т $\text{Li}_2\text{CO}_3/\text{год}$ [30].

Компоновка предприятия компании EnergyX проиллюстрирована на рис. 6.



Рис. 5. Концепция комплексного освоения литиевых геотермальных ресурсов компаниями Cornish Lithium и Geothermal Engineering Limited (графство Корнуолл, Великобритания) [30]

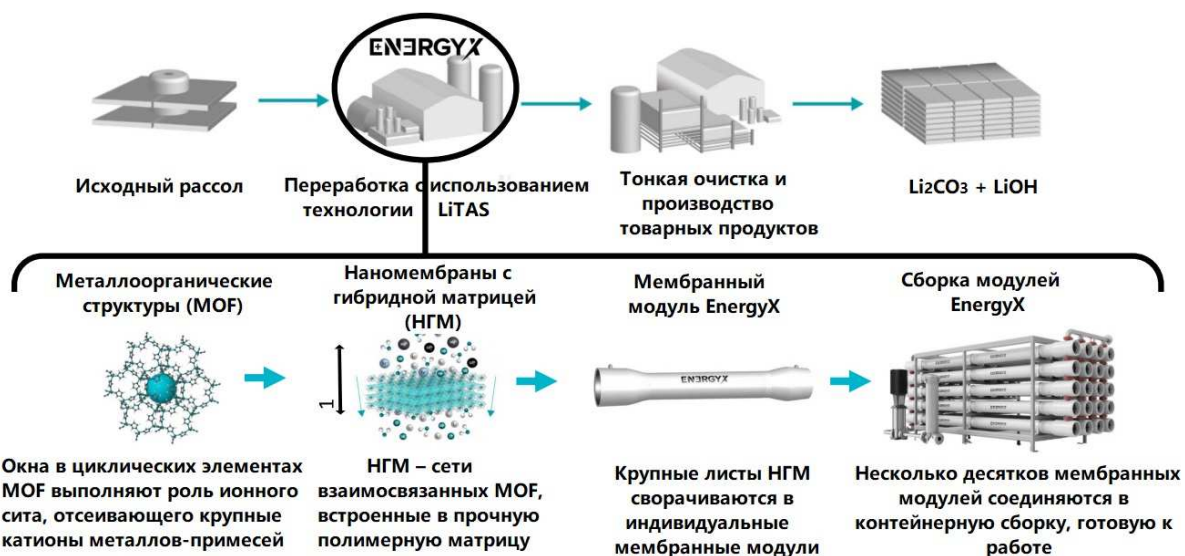


Рис. 6. Схема компоновки предприятия по селективному извлечению лития из рассолов с использованием наномембранной технологии LiTAS [31]

Еще одним проектом DLE с использованием мембранных технологий является предприятие EV Metals (Саудовская Аравия), сооружаемое компанией EV Metals Group (EVM, Австралия) близ порта Джидда. Оно будет производить 25 000 т/год LiOH, а также разнообразные катодные материалы для изготовления аккумуляторов. Проектный срок запуска всего комплекса в работу – 2026 г. Данный проект – первый пример использования технологий DLE на предприятиях, перерабатывающих традиционное горнорудное сырье – сподумен. Предполагается применять технологию гиперселективного мембранного концентрирования лития, основанную на использовании твердотельных наномембран (разработчик – Университет King Abdullah University of Science and Technology (KAUST, Саудовская Аравия) [32]. Проект, оцениваемый в 2 млрд долларов США, софинансируется Национальным центром промышленного развития Саудовской Аравии (NIDC). Продукция предприятия будет потребляться первым саудовским заводом по производству электромобилей Lucid Motors [33].

Заключение

Технологии DLE предоставляют возможность рентабельного освоения месторождений новых видов литийсодержащего сырья: геотермальных рассолов, пластовых вод нефтегазовых месторождений, продуктивных растворов выщелачивания традиционного литиевого сырья, морской воды. Наиболее эффективными признаны сорбционные процессы DLE.

За рубежом (США, Канада, ФРГ, Франция, Великобритания, Чили, Израиль, Саудовская Аравия) в настоящее время проектируются и сооружаются 14 крупных предприятий по производству лития на основе процессов DLE, запуск которых в работу запланирован на 2022–2025 гг.

Вопрос внедрения технологий DLE весьма актуален для нашей страны, где имеются большие ресурсы лития в скважинных рассолах и подземных водах.

Литература

1. Веб-адрес: https://static.seekingalpha.com/uploads/2021/10/23/37628986-16349725484672403_origin.png, дата доступа: 14.01.2022 г.
2. Promnitz S. - Clean High Purity Lithium. Efficient Clean Technology – Managing Director, 26 November 2020, AGM – Веб-адрес: https://lakeresources.com.au/wp-content/uploads/2020/11/lke_lke_agm_presentation_26-nov-20.pdf, дата доступа: 03.03.2021 г.
3. How Much Does It Cost to Extract Lithium from Geothermal Brine or Crushed Ore? – Веб-адрес: <https://www.samcotech.com/>, дата доступа: 21.01.2021 г.
4. Lithium Process Chemistry – Resources, Extraction, Batteries, and Recycling – Edited by Alexandre Chagnes and Jolanta Swiatowska (PSL Research University, Chimie ParisTech – CNRS, Institut de Recherche de Chimie Paris, Paris, France) – Elsevier. 2015 – ISBN: 978-0-12-801417-2.
5. Курков А.В., Мамошин М.Ю., Рогожин А.А. Литий: технологии извлечения из растворов (ключевое значение, новое поколение решений, перспективные объекты). М.: ВИМС, 2021. 136 с. – ISBN 978-5-6046868-0-5, УДК 553.493.34:669.053.4 К93.

6. Introduction of manganese based lithium-ion Sieve – A review – Ding Weng (State Key Laboratory of Tribology, Department of Mechanical Engineering, Tsinghua University, Beijing, 100084, China) et al. – Progress in Natural Science: Materials International 30 (2020), pp. 139-152 – Веб-адрес: <https://doi.org/10.1016/j.pnsc.2020.01.017>, дата доступа: 26.12.2020 г.

7. Lithium Recovery from Aqueous Resources and Batteries: A Brief Review – Ling Li and Vishwanath G. Deshmane (Oak Ridge National Laboratory, Oak Ridge, Tennessee 37831, USA) – Johnson Matthey Technol. Rev., 2018, 62, (2), 161–176 – Веб-адрес: <https://doi.org/10.1595/205651317X696676>, дата доступа: 27.11.2020 г.

8. What Is the Best Way for Recovering Lithium from Geothermal Brine? – Веб-адрес: <https://www.samcotech.com/technologies/>, дата доступа: 18.02.2021 г.

9. Курков А.В., Мамошин М.Ю., Рогожин А.А. Прорывные гидрометаллургические процессы для устойчивого развития технологий переработки минерального сырья. М.: ВИМС, 2019. С. 107. ISBN 978-5-6042742-1-7.

10. Selective Recovery of Lithium from Brines – Susanna Ventura, Srinivas Bhamidi and Marc Hornbostel (Chemistry and Materials Laboratory, SRI International, 333 Ravenswood Avenue, Menlo Park CA 94025 (susanna.ventura@sri.com) – In: Proceedings, 43rd Workshop on Geothermal Reservoir Engineering, Stanford University, Stanford, California, February 12-14, 2018 (SGP-TR-213) – Веб-адрес: <https://pangea.stanford.edu/ERE/pdf/IGAstandard/SGW/2018/Ventura.pdf>, дата доступа: 03.12.2020 г.

11. Patent US8753594B1 – Sorbent for lithium extraction – John L. Burba, III et al. (Terralithium LLC) – Publication date: 2014-06-17.

12. Оценка потенциала извлечения коммерчески востребованных металлов из попутно добываемых пластовых вод в ПАО «Татнефть» / Е.С. Буслаев (ООО «НТЦ Татнефть») и др. – УДК 553.98:556.314 – Веб-адрес: <https://www.google.com/url?sa=t&rct=j&q=&esrc=s&source=web&cd=&cad=rja&uact=8&ved=2ahUKEwjMs47VwqjwAhVxo4sKHR2WYAUEQFjABegQIAxAD&url=http%3A%2F%2Fwww.tatnipi.ru%2Fupload%2Ffsm%2F2018%2Fnp0%2F001.pdf&usg=AOvVaw2h7Vb1ONPysrawAcCIDWTt>, дата доступа: 29.04.2021 г.

13. SEPLITE® LI-10A. Сорбент для извлечения лития из рассолов – Веб-адрес: https://ix-smola.ru/wp-content/uploads/TDS_LI-10A_lithium_Rus.pdf, дата доступа: 11.01.2022 г.

14. Lithium Overview, Lithium Solvent Extraction – Веб-адрес: <https://www.solvay.com/en/solutions-market/mining/mineral-processing/lithium-overview/lithium-solvent-extraction>, дата доступа: 18.01.2021 г.

15. Lithium Extraction from Brine with Ion Exchange Resin and Ferric Phosphate – by Hiroki Fukuda (B.Eng., Waseda University, Japan, 2017) – A Thesis Submitted in Partial Fulfillment of the Requirements for the Degree of Master of Applied Science in the Faculty of Graduate and Postdoctoral Studies (Materials Engineering) – The University of British Columbia (Vancouver, Canada), July 2019.

16. Razmjou A. et al. – Design principles of ion selective nanostructured membranes for the extraction of lithium ions – Nature Communications (2019) 10:5793 (<https://doi.org/10.1038/s41467-019-13648-7>) – [Электронный ресурс]. URL: <https://www.nature.com/articles/s41467-019-13648-7> (дата обращения: 02.02.2021).

17. 6th Wave Innovations Corp. and TriLateral Energy Form Geolithic Corp., a Geothermal Minerals Extraction Nanotechnology Joint Venture – BOCA RATON, Fla. and SALT LAKE CITY, Jan. 25, 2017 /PRNewswire – Веб-адрес: <https://www.prnewswire.com/news-releases/6th-wave-innovations-corp-and-trilateral-energy-form-geolithic-corp-a-geothermal-minerals-extraction-nanotechnology-joint-venture-300396530.html>, дата доступа: 18.06.2021 г.

18. Krause D., May 15, 2020 – CEC Approves Geothermal Brine Extraction From Salton Sea – Веб-адрес: https://www.newsdata.com/california_energy_

- markets/regulation_status/cec-approves-geothermal-brine-extraction-from-salton-sea/article_50592760-96fb-11ea-98e3-2b077cd455ca.html, дата доступа: 03.06.2020 г.
19. Burba J.L. – Sustainable Extraction of Valuable Elements – Веб-адрес: https://www.aisce.org/sites/default/files/docs/conferences/event/b.1_burba_suschem.pdf, дата доступа: 04.06.2020 г.
20. Lithium Extraction – Веб-адрес: <http://www.lilacsolutions.com/technology>, дата доступа: 04.06.2020 г.
21. Morris C. – Lilac Solutions to use novel technology to extract lithium from the Salton Sea. Posted March 18, 2020 – Веб-адрес: <https://chargedevs.com/newswire/lilac-solutions-to-use-novel-technology-to-extract-lithium-from-the-salton-sea/>, дата доступа: 04.06.2020 г.
22. Smackover Project Southern Arkansas – Веб-адрес: <https://www.standardlithium.com/>, дата доступа: 12.01.2021 г.
23. Projects – Alberta Lithium – Веб-адрес: <https://www.e3metalscorp.com/projects>, дата доступа: 27.11.2020 г.
24. Can German technology feed Europe's lithium appetite? 27.07.2020 – Веб-адрес: <https://www.dw.com/en/new-technology-makes-lithium-mining-in-germany-possible/a-54327141>, дата доступа: 27.11.2020 г.
25. EuGeLi Project: Extracting European Lithium for Future Electric Vehicle Batteries – Веб-адрес: <http://www.eramet.com/en/activities/innovate-design/eugeli-project>, дата доступа: 10.01.2021 г.
26. Vulcan Lithium Project – Веб-адрес: <https://www.nsenenergybusiness.com/projects/vulcan-lithium-project/#>, дата доступа: 02.03.2021 г.
27. Vulcan's lithium extraction exceeds 90% at Germany geothermal brines – Wednesday, August 5th, 2020 – Веб-адрес: <https://mqworld.com/2020/08/05/vulcans-lithium-extraction-exceeds-90-germany-geothermal-brines>, дата доступа: 27.11.2020 г.
28. Zero Carbon Lithium™ – Веб-адрес: <https://v-er.com/zero-carbon-lithium/>, дата доступа: 27.11.2020 г.
29. Cornish Lithium finds “globally significant” grades at UK project – Веб-адрес: <https://www.mining.com/cornish-lithium-finds-globally-significant-grades-in-uk-project/>, дата доступа: 18.12.2020 г.
30. Muirhead C. – Cornish Lithium all set to pioneer the UK's lithium industry (07 July 2020) – Веб-адрес: <https://www.proactiveinvestors.co.uk/companies/news/907863/cornish-lithium-all-set-to-pioneer-the-uk-s-lithium-industry-907863.html>, дата доступа: 11.12.2020 г.
31. EnergyX. Powering the Future. Overview, December 2020 – Веб-адрес: https://netcapital.com/files/1ca394fd-ee06-47cc-84fd-d23924a7e7b4/energyx_pitch-deck.pdf, дата доступа: 29.01.2021 г.
32. Continuous electrical pumping membrane process for seawater lithium mining – Zhen Li, Chunyang Li, Xiaowei Liu, Li Cao et al. (Division of Physicals Science and Engineering, King Abdullah University of Science and Technology (KAUST), Thuwal 23955-6900, Saudi Arabia) – Energy & Environmental Science 2021, 14, 3152 - 3159 – DOI: 10.1039/d1ee00354b – Веб-адрес: <https://pubs.rsc.org/en/content/articlepdf/2021/ee/d1ee00354b>, дата доступа: 31.08.2021 г.
33. EV Metals to Build Saudi Arabia's First Battery Chemicals Complex – By Gabriela Farkhngi, Feb 02, 2021 – Веб-адрес: <https://www.kallanish.com/en/power-material-news/topics/article-details/ev-metals-to-build-saudi-arabias-first-battery-chemicals-complex-0221/>, дата доступа: 30.08.2021 г.

ОЦЕНКА МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО ПОТЕНЦИАЛА МЕТАЛЛОВ ВЫСОКИХ ТЕХНОЛОГИЙ И УРОВЕНЬ ИЗУЧЕННОСТИ (КАТЕГОРИЙНОСТИ)

*Е.Н. Левченко, Д.С. Ключарев
ФГБУ «ИМГРЭ», г. Москва*

В условиях развивающегося мирового кризиса ведущими индустриальными странами Европейского Союза была выработана концепция «критических металлов», направленная на укрепление сырьевой безопасности, ведется расконсервация производственных мощностей по выпуску редкоземельных металлов (РЗМ) в ряде индустриально развитых стран, наращиваются темпы промышленного освоения месторождений в Канаде, Австралии, Гренландии.

Наметившийся в последние годы заметный рост влияния России на мировую политическую обстановку требует адекватного подкрепления уровнем развития экономики страны. Складывающаяся на мировом рынке ситуация тотального дефицита редкоземельного сырья, вызванная как действиями стран-монополистов, так и исчерпанием и ухудшением качества существующих запасов, кроме того, ускоряющееся развитие высокотехнологичных отраслей производства как в мире, так и в России – все это ведет к устойчивому росту цен на сырье и продукты его переработки. Ужесточение таможенной политики стран-экспортеров редких металлов дает России уникальный шанс, воспользовавшись складывающейся конъюнктурой на мировом рынке, занять освободившееся место на международном рынке с редкоземельной продукцией высоких переделов. В этой обстановке возрастает значимость природно-ресурсной базы России для устойчивого развития экономики страны.

Из-за интенсивной отработки разведанных запасов полезных ископаемых (ПИ) и снижения темпов их воспроизводства истощение МСБ обозначилось в важнейших, традиционных горнодобывающих регионах страны.

Наличие поискового задела, выраженного в локализованных и оцененных прогнозных ресурсах, является необходимым условием долговременного развития минерально-сырьевой базы.

По оценкам потребности отечественной промышленности в редких металлах, большая часть из них не обеспечивается текущей добычей. Модельная оценка изменения потребления редких металлов промышленностью позволяет отметить короткий период 100% обеспечения собственным сырьём, после чего, для поддержания прогнозируемого уровня потребления добывающей отрасли, необходимо задействовать ту часть минерально-сырьевой базы, что в настоящее время относится к прогнозным ресурсам различных категорий.

Уровень изученности (категорийности) прогнозных ресурсов является важным показателем в оценке минерально-сырьевого потенциала (табл. 1).

Таблица 1

Сводные показатели объема прогнозных ресурсов по видам полезных ископаемых по состоянию на 01.01.2020 г.

Вид полезного ископаемого, ед. изм.	кат. P ₁	кат. P ₂	кат. P ₃	ΣP ₁ , P ₂ , P ₃
Титан, млн т	384,52	448,27	204,61	1 037,4
Цирконий, тыс. т	7 156,34	23 281,8	37 321,6	67 759,74
Тантал, тыс. т	1,7	-	-	1,7
Ниобий, тыс. т	1 396,7	122,9	-	1 519,6
Литий, тыс. т	25,1	310,8	200	535,9
Редкоземельные металлы, тыс. т	7 865,068	4 135,02	384,72	12 384,808
Германий, т	383,9	4 661	-	5 044,9
Рений, т	54	394	-	448

Для редких металлов доля ресурсов кат. P₁ в суммарных прогнозных ресурсах варьирует от минимальных значений для лития (4,7 %) до 99 % – для ниобия и 100 % – для тантала.

Для преобладающего количества полезных ископаемых доля прогнозных ресурсов кат. P₂ колеблется в пределах 10-40 % от общего объема прогнозных ресурсов: для титана – 37 %, циркония – 10,4 %, рения – 12 %, что указывает на недостаточную подготовленность объектов для дальнейшей разведки.

Доля прогнозных ресурсов кат. P₃, едва превышающая 30 % в общем объеме прогнозных ресурсов (для циркония 55 %), может свидетельствовать о благоприятных предпосылках для выявления новых перспективных площадей при региональном геологическом изучении недр и поисковых работах.

Не касаясь вопросов «высокого уровня» – геолого-промышленной типизации, состава руд и технологии, предлагаем рассмотреть то, что «лежит на поверхности» и служит для оценки перспективности объектов в первом приближении по каждому из металлов – а именно географию расположения объектов и объёмы прогнозных ресурсов по объектам.

Титан. Беглый анализ учтённых Государственным балансом запасов показывает довольно сбалансированное состояние по категориям учёта. Иная картина наблюдается с прогнозными ресурсами.

Прогнозные ресурсы титана Российской Федерации (в пересчете на диоксид титана – TiO₂) по состоянию на 01.01.2020 оценены и апробированы на 61 объекте в количестве 1 971,86 млн т, из них на кат. P₁ приходится 45 % от суммарных общероссийских ресурсов (672,51 млн т), на кат. P₂ – 34 % (890,14 млн т) и на кат. P₃ – 19,7 % (204,61 млн т). Хорошо видна диспропорция в распределении по категориям. Ещё отчётливей эта диспропорция проявляется в расположении объектов.

Перспективы прироста прогнозных ресурсов высоких категорий есть по ограниченному числу регионов.

Мысленно ограничив расстояние до ближайших объектов транспортной инфраструктуры по тому же принципу «светофора» окружностями радиусом 10, 50 и максимально 100 километров (и хотя эти радиусы получены эмпирически на несравнимо более дешёвом сырье, для первичного анализа они вполне применимы), мы получаем следующую картину: перспективы объектов Хабаровского края, расположенных практически на побережье Охотского моря, существенно ниже таковых для объектов Новосибирской, Томской и Кемеровской областей, находящихся не только в гуще транспортных коммуникаций, но и поблизости от возможных потребителей (рис. 1).

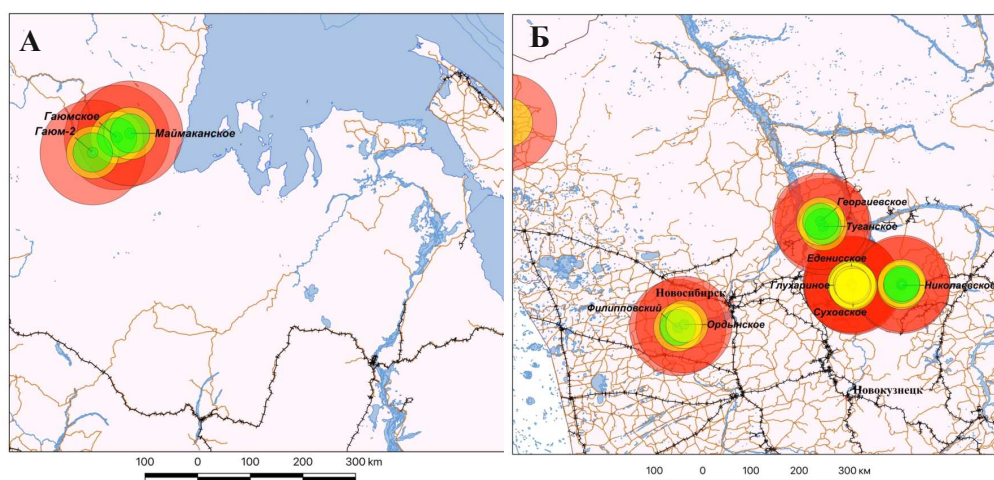


Рис. 1. Оценка пространственного положения перспективных площадей локализации Гаюмское, Гаюм-2, Маймаканское, Б – россыпи Новосибирской, Томской и Кемеровской областей

Цирконий. Здесь соотношение учтённых запасов по категориям гораздо равномернее. Объемы прогнозных ресурсов по категориям находятся в соотношении, близком к оптимальному, т.е. в состоянии обеспечить развитие МСБ.

Прогнозные ресурсы циркония Российской Федерации (в пересчете на диоксид циркония) по состоянию на 01.01.2020 оценены и апробированы на 30 объектах в количестве 67 759,74 тыс. т, в том числе по категориям: P_1 – 7 156,34 тыс. т (10,6 % от суммарных общероссийских ресурсов), P_2 – 23 281,8 тыс. т (34,3 %) и P_3 – 37 321,6 тыс. т (55,1 %). Апробированные прогнозные ресурсы циркония превышают суммарные балансовые запасы в 5,5 раза, а разведанные кат. $A+B+C_1$ – в 11 раз.

Географически практически весь объем прогнозных ресурсов категории P_3 приходится на Ставропольский край, остальные категории распределены на территории страны более-менее равномерно.

Сопоставление площадей, находящихся в Забайкалье и Югре, позволяет отметить, что при сходной позиции относительно транспортной инфраструктуры россыпные объекты Югры существенно интереснее, так как формируют россыпной район с возможностью долговременного последовательного вовлечения объектов (рис. 2).

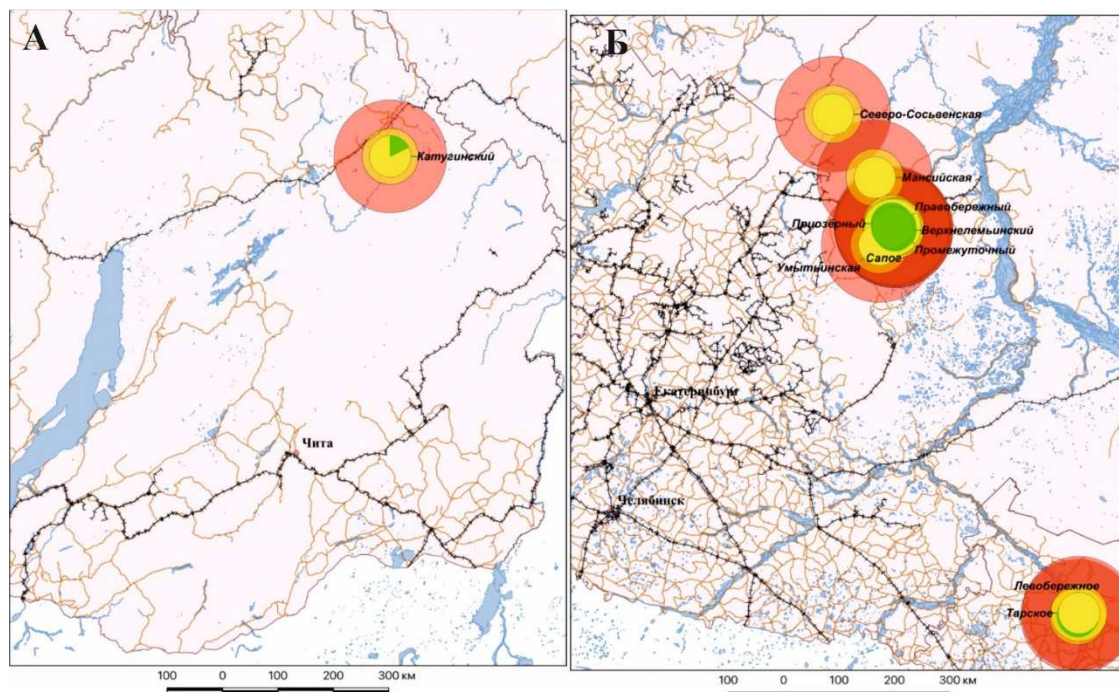


Рис. 2. Оценка пространственного положения перспективных площадей локализации прогнозных ресурсов циркония: А – Катугинский рудный район, Б – россыпи объектов ХМАО-Югры

Литий. Для лития наблюдается резкий дисбаланс по учтённым запасам, в составе которых преобладают запасы высоких категорий. Иная картина для прогнозных ресурсов. В балансе ресурсов преобладают ресурсы средних и низких категорий.

По состоянию на 01.01.2020 прогнозные ресурсы лития в пересчете на оксид лития (Li_2O) оценены и апробированы в 4 объектах в количестве 535,9 тыс. т, в том числе: кат. P_1 – 25,1 тыс. т (4,7 % от суммарных общероссийских прогнозных ресурсов), кат. P_2 – 310,8 тыс. т (58 %) и кат. P_3 – 200 тыс. т (37,3 %).

Все апробированные прогнозные ресурсы лития локализованы в Западной и Восточной Сибири. Подавляющий объём ресурсов категорий P_1 и P_2 связан с гидроминеральным сырьём со всеми его плюсами и минусами. Весь объём прогнозных ресурсов категории P_3 связан с Ташелгинским рудным районом, со сподуменовыми пегматитами.

При сопоставлении расположения Ташелгинского рудного района и Ангаро-Ленского гидроминерального бассейна предпочтения склоняются в сторону Ташелгинского района – тут и хорошая инфраструктурная позиция, и близость к потенциальным потребителям сырья (рис. 3). Однако

с Ангаро-Ленским бассейном связаны ресурсы P_1 , что, в данном анализе, повышает его перспективы.

Таким образом можно сказать, что объекты, по сути, практически равноценные.

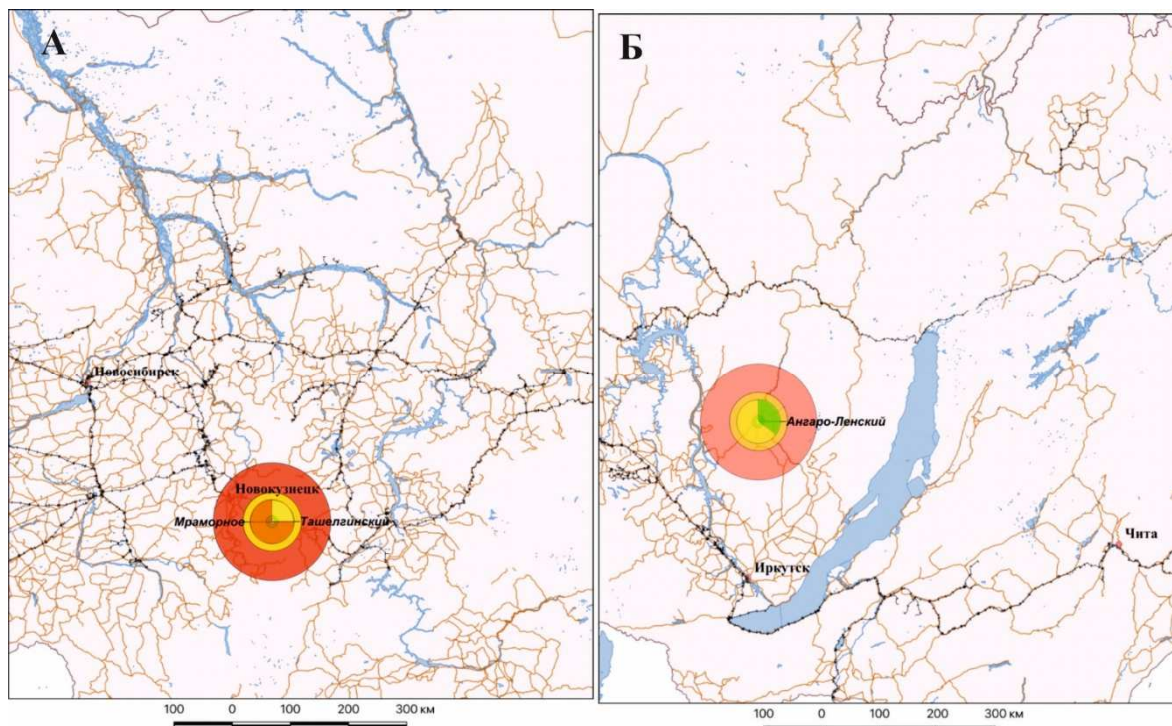


Рис. 3. Оценка пространственного положения перспективных площадей локализации
Ташелгинский рудный район,
Б – Ангаро-Ленский гидроминеральный бассейн

Редкоземельные металлы. Запасы редкоземельных металлов широко распространены на всей территории Российской Федерации, но для большинства из них основными районами сосредоточения запасов являются Мурманская и Иркутская области, Забайкальский и Красноярский края, Республика Тыва. Практически все редкоземельные месторождения с разведанными запасами расположены в труднодоступных районах со слаборазвитой инфраструктурой, что существенно понижает перспективы их освоения и отодвигает ввод в эксплуатацию подчас на значительный срок.

Для редкоземельных металлов соотношение запасов по категориям вполне сбалансировано, однако в прогнозных ресурсах резкое преобладание категорий P_1 и P_2 .

Прогнозные ресурсы редкоземельных металлов (РЗМ) Российской Федерации оценены и апробированы по 27 объектам в количестве 12 408 тыс. т ΣTR_2O_3 , в том числе кат. P_1 – 7 868 тыс. т (63 % от общероссийских ресурсов), кат. P_2 – 4 155 тыс. т (34 %) и кат. P_3 – 385 тыс. т (3 %). Прогнозные ресурсы РЗМ, по состоянию на 01.01.2020, в 2,2 раза меньше суммарных балансовых запасов и в 1,4 раза меньше разведанных запасов кат. $A+B+C_1$. Большая часть объектов, имеющих

апробированную прогнозную оценку на 01.01.2020, находится в нераспределенном фонде недр.

Ресурсы редкоземельных металлов высоких категорий локализованы преимущественно в восточной части России, а ресурсы категории Р₃ распределены по всей стране.

Сопоставление пространственного положения таких объектов, как Томторское и Куларское месторождения и Павловская площадь, показывает выигрышную позицию последней в транспортной инфраструктуре (рис. 4). В сочетании с составом руд, доступной технологией и лёгкостью отработки приповерхностных объектов Павловская площадь перспективна для быстрого освоения.

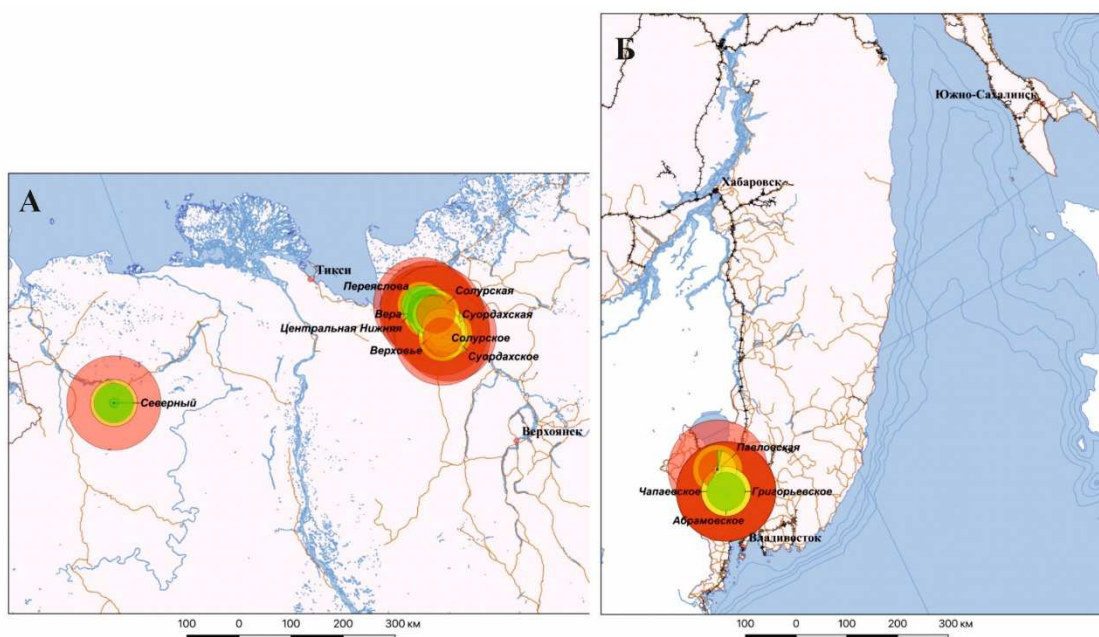


Рис. 4. Оценка пространственного положения перспективных площадей локализации прогнозных ресурсов редкоземельных металлов: А – Томторское и Куларское, Б – Павловская площадь

Незаслуженно забытой оказалась зона распространения редкоземельных кор выветривания в Центральной и Южной частях Восточного склона Урала. В пределах зоны развития редкоземельных кор выветривания выявлен ряд перспективных площадей, две из которых – Сысертско-Тюбукская (Челябинская обл.) и Кваркенская (Оренбургская обл.) – имеют наиболее благоприятные перспективы для наращивания ресурсов тяжелых лантаноидов и иттрия и выявления новых объектов для поисково-оценочных и разведочных работ. Локализованные на Верхнемакаровском и Теняжском проявлениях прогнозные ресурсы (табл. 2) в настоящее время не учитываются.

Объекты расположены в непосредственной близости от действующего предприятия по производству данной продукции – АО «Уралредмет» (г. В. Пышма, Свердловская обл.) и по своему масштабу вполне соответствуют объему прогнозируемых потребностей (рис. 5).

Прогнозные ресурсы РЗМ перспективных площадей

Месторождение	Прогнозные ресурсы TR ₂ O ₃ +Y, тыс.т			Среднее содержание TR ₂ O ₃ +Y, %	Доля Y ₂ O ₃ в сумме TR ₂ O ₃ , %
	P ₁	P ₂	P ₃		
Верхнемакаровское, Свердловская обл.	26,0	12,1		0,28-0,30	16
Теняжское, Свердловская обл.	2,57	1,27		0,160-0,186	30
Теняжское, Челябинская обл.	2	0,6	20	0,132	25-30

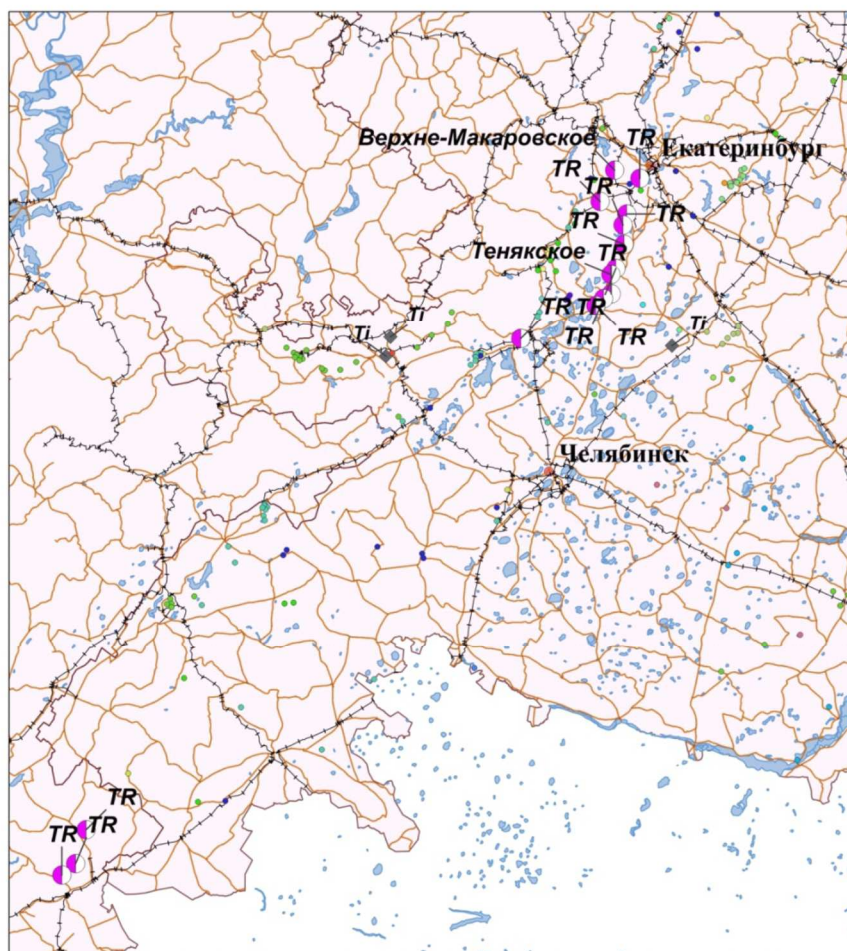


Рис. 5. Перспективные площади развития редкометалльных кор выветривания Центрального и Южного Урала

Рений. Запасы рения представлены преимущественно категорией С₂, доля категорий А+В+С₁ составляет всего 4 %, а вместе с забалансовыми запасами не дотягивают до трети общего объёма.

Прогнозные ресурсы рения Российской Федерации в качестве попутного компонента локализованы и апробированы на 3 объектах в количестве 448 т, в том числе кат. Р₁ – 54 т и кат. Р₂ – 394 т. Суммарные прогнозные ресурсы рения превышают суммарные балансовые запасы в 1,4 раза, а разведанные кат. А+В+С₁ – более чем в 40 раз.

В апробированных прогнозных ресурсах рения преобладает категория P_2 – 88 % и полностью отсутствует категория P_3 .

Локализованы прогнозные ресурсы рения в Северо-Западном, Центральном и Дальневосточном федеральных округах, по 1 объекту в каждом. Соотношение прогнозных ресурсов разных категорий по объектам примерно одинаковое.

При анализе географической позиции объектов хорошо видны преимущества объектов Северо-Западного и Центрального федеральных округов, находящихся в «гуще цивилизации» (рис. 6). Объект Дальневосточного федерального округа нацело лишён видимых инфраструктурных преимуществ.

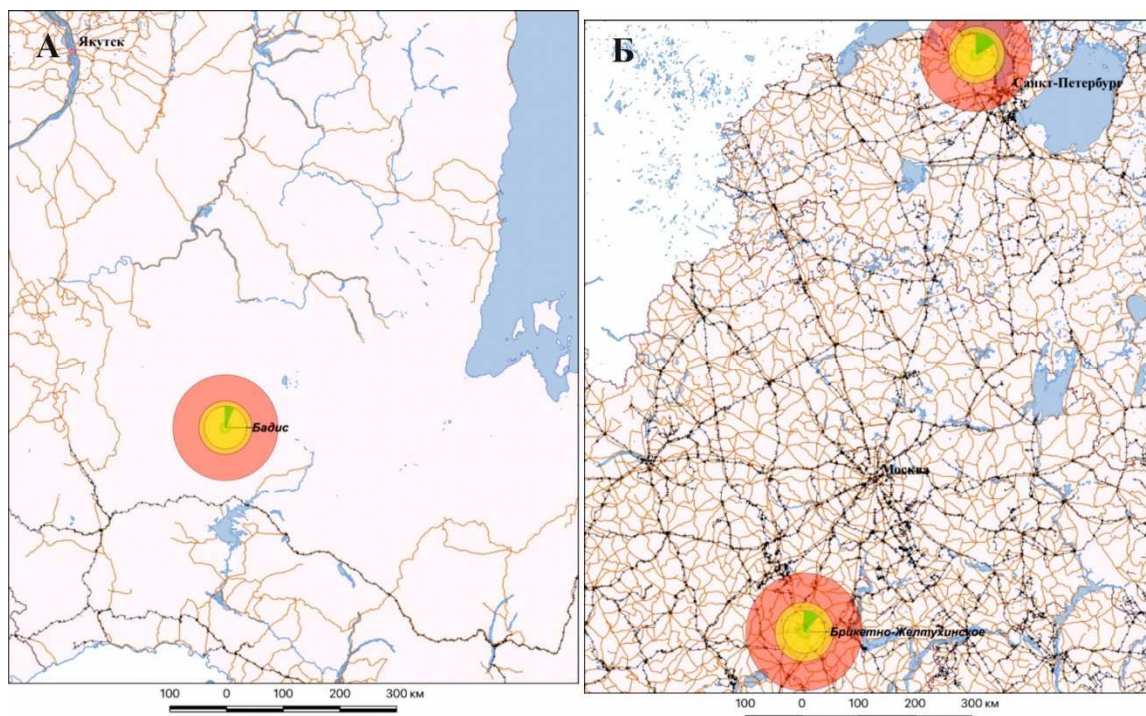


Рис. 6. Оценка пространственного положения перспективных площадей локализации Рудное поле Бадис, Б – Кайболово-Гостилицкая площадь и Брикетно-Желтухинское месторождение

Германий. При довольно сбалансированном соотношении запасов для прогнозных ресурсов наблюдается резкое превалирование категории P_2 .

Прогнозные ресурсы германия апробированы на 3 объектах в количестве 5 044,9 т, в том числе: кат. P_1 – 383,9 т, кат. P_2 – 4 661 т. Прогнозные ресурсы германия превышают суммарные балансовые запасы в 1,4 раза и разведанные кат. $A+B+C_1$ – в 2,2 раза. Поисковый задел в виде ресурсов категории P_3 существует в авторской оценке и не апробировался.

Весь объём прогнозных ресурсов германия сосредоточен на двух площадях – Касской в Красноярском крае и Нижне-Бикинском месторождении в Приморье.

По географической позиции Нижне-Бикинское месторождение более предпочтительно, но у Касской площади есть существенный плюс – близость к основному потребителю сырья (рис. 7). Кроме того, объекты Касской площади находятся в недропользовании, на них ведётся разведка.

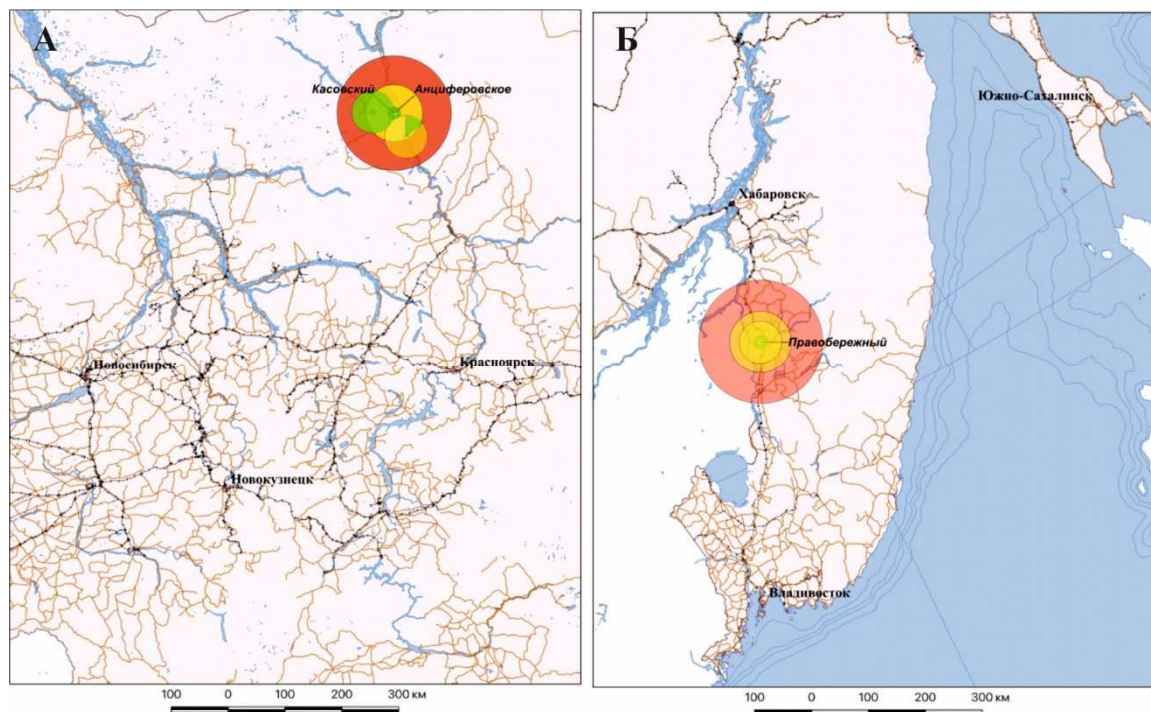


Рис. 7. Оценка пространственного положения перспективных площадей локализации Касский рудный район, Б – Нижне-Бикинское месторождение

Такой «геометрический» анализ имеет видимую параллель с концепцией ЦЭРов: часть объектов с прогнозными ресурсами располагается на расстояниях менее 50-100 километров от контуров ЦЭра. Наиболее хорошо это видно на примере Касской площади, Ордынского поля, где расстояние до контура ЦЭРа менее 50 км, россыпных объектов Югры. Это приводит к выводу о допустимости и целесообразности расширения площадей ЦЭРов для включения этих смежных объектов.

Кроме того, возможно оконтуривание перспективных площадей в благоприятной инфраструктуре, как в Приморье.

Таким образом, минерально-сырьевая база, выраженная в прогнозных ресурсах, позволяет удовлетворить как текущие, так и прогнозируемые уровни потребления отечественной промышленности.

Несбалансированность соотношения между категориями прогнозных ресурсов проявлена в отсутствии поискового задела – ресурсов категории P_3 .

Комплексный подход к выделению перспективных площадей, учитывающий АГХП в сочетании с известными площадями, позволяет прирастить как известные, так и выделить новые перспективные площади, таким образом формируя поисковый задел будущих работ.

Часто эти перспективные площади совпадают или находятся в пределах ранее оконтуренных ЦЭРов.

Таким образом, на начальных стадиях целесообразно вовлечение пусть малообъемных компактных легко обрабатываемых объектов, расположенных под «фонарём» – на площадях с приемлемой логистикой и оценками прогнозных ресурсов, обеспечивающих как текущие, так и ближнесрочные ожидаемые потребности промышленности. Словом, даёт выигрыш во времени.

Заключение

1. Локализованные и учтённые прогнозныe ресурсы редких металлов категорий P_1 и P_2 формируют минерально-сырьевую базу, позволяющую удовлетворить как текущие, так и прогнозируемые уровни потребления отечественной промышленности.

2. Зачастую соотношение между различными категориями прогнозных ресурсов по большинству рассмотренных металлов не сбалансировано. По большинству площадей отсутствует поисковый задел, выраженный в прогнозных ресурсах категории P_3 .

3. Выделенные комплексы аномальных геохимических полей в сочетании с известными площадями позволяют прирастить площади, перспективные для проведения дальнейших поисковых работ, таким образом формируя поисковый задел будущих работ.

4. Анализ экономико-географических условий нахождения учтённых объектов позволяет выделить территории, характеризующиеся более благоприятной «географией». Часто эти перспективные площади совпадают или находятся в пределах ранее оконтуренных ЦЭРов.

Литература

1. Архипова Н.А., Левченко Е.Н., Волкова Н.М., Усова Т.Ю. Модель развития промышленности и рынка РЗМ в России. М. Разведка и охрана недр. 2014. № 9. С. 13-18.
2. Быховский Л.З., Потанин С.Д., Котельников Е.И. и др. Редкоземельное и скандиевое сырье России. Минеральное сырье, № 31, М.: ВИМС, 2016, 217 с.
3. Гайкова О.Ю., Назарьев В.А. Перспективы создания новых горнорудных районов в Иркутской области, проблемы и пути их решения // Создание новых горнорудных районов в Сибири и на Дальнем Востоке: проблемы и пути решения: Тр. науч.-практ. конф. – М., 2011. – С. 52-59.
4. Кременецкий А.А., Копнева Л.А., Левченко Е.Н., Шадерман Ф.И. Иттриеносные коры выветривания: фазовый состав и опыт выщелачивания // Материалы совещания Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и др. металлов, М.: Руда и металлы. 2005. т. 2. С. 299-305.
5. Левченко Е.Н., Шадерман Ф.И. Новые подходы при извлечении сырья с трудноизвлекаемыми компонентами. М. Разведка и охрана недр. 2004. № 3. С. 91-94.
6. Левченко Е.Н., Ключарев Д.С. Нетрадиционные источники критических редких металлов. М.: ФГБУ «ВИМС». Труды научно-практической конференции «Минерально-сырьевая база металлов высоких технологий. Освоение, воспроизводство, использование». 2020, С.116-127.

7. Левченко Е.Н., Быховский Л.З., Спиридонов И.Г., Ключарев Д.С. Особенности учета запасов редких металлов. Разведка и охрана недр. 2019. № 1. С. 45-51.
8. Кайлачаков П.Э., Дойникова О.А., Белоусов П.Е., Викентьев И.В. Уникальное месторождение рения в угленосных песках карбона русской плиты. Сообщение 2. Минералогия руд // Литология и полезные ископаемые. 2020. № 4. С. 337–370.
9. Левченко Е.Н. Редкометалльные коры выветривания – особенности вещественного состава и выбор рациональных схем их переработки. М.: ИГЕМ РАН, Труды к 90-летию ИГЕМ РАН. «Породо-, минерало- и рудообразование: достижения и перспективы исследований.», 2020, С. 860-863 [Электронный ресурс].
10. Машковцев Г.А., Быховский Л.З., Рогожин А.А., Темнов А.В. Перспективы рационального освоения комплексных тантал-ниобий-редкоземельных месторождений Разведка и охрана недр. – 2011. - № 6. – С. 9-13.
11. Прогнозные ресурсы твердых и твердых горючих (уголь) полезных ископаемых Российской Федерации. Выпуск 1 Черные, цветные, редкие металлы и уран. М., ФГБУ «РОСГЕОЛФОНД», 2020.
12. Середин В.В., Томсон И.Н. Западно-приморская благородно-редкометалльная зона – новый кайнозойский металлогенический таксон Востока России // Доклады Академии наук. 2008, том 420, № 6. С. 1-6.
13. Середин В.В., Кременецкий А.А., Трач Г.Н. и др. Новый потенциально промышленный тип иттриевоземельной минерализации в Юго-Западном Приморье // Разведка и охрана недр. 2006, № 9–10. С.
14. Толстов А.В., Коноплев А.Д., Кузьмин В.И. Особенности формирования уникального редкометалльного месторождения Томтор и оценка перспектив его освоения // Разведка и охрана недр. – 2011. – № 6. – С. 20-26.
15. Rhodia, IMCOA, Lynas, IFRI (Institut français des relations internationales) Energy Breakfast Roundtable, May 20-th, 2010, Brussels.

НОВАЯ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ТЕХНОЛОГИЯ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТО-СУРЬМЯНЫХ РУД

*Е.Г. Лихникевич, А.В. Курков, Н.А. Пермякова,
В.Н. Соколова, С.И. Ануфриева
ФГБУ «ВИМС», г. Москва*

Стратегические виды природного минерального сырья составляют основу ведущих отраслей производства, обеспечивающих экономическую и оборонную безопасность любого государства. Особую роль в структуре отечественного стратегического сырья [1] играют такие металлы, как золото и сурьма.

Золото – один из самых ликвидных видов полезных ископаемых. Спрос на сурьму формирует индустрия широкого производства материалов: ингибиторы горения нового поколения, машиностроение, спичечная промышленность, резино- и асботехнические изделия, полупроводниковая промышленность и др. Значительный рост потребления этих металлов за последние 10 лет обуславливает необходимость наращивания объемов переработки минеральных ресурсов данных металлов. Так, к 2025 году потребление сурьмы в России ожидается порядка 15–20 тыс. т. Кроме того, наблюдающаяся тенденция роста мировых цен на золото с заметным снижением запасов богатого и легкоперерабатываемого сырья вызывает интерес к вовлечению в переработку золото-сурьмяных руд.

подавляющая часть мировых запасов сурьмы сосредоточена на территории 5 стран: Китай (38%), Россия (17%), Боливия (15%), Австралия (7%), Киргизия (6%) [2, 3]. Основным мировым производителем как исходного сурьмяного сырья, так и товарной сурьмяной продукции является Китай.

Государственным балансом запасов в РФ по состоянию на 01.01.21 г. учитываются 18 месторождений сурьмы с балансовыми запасами сурьмы: кат. А+В+С₁ – 147 135 т, кат. С₂ – 273 923 т; забалансовыми – 86 261 т [4]. Разведанные запасы сосредоточены в 2-х федеральных округах – *Дальневосточном* (90,8%): Республика Саха (Якутия), Забайкальский край и Амурская область и *Сибирском* (9,2%): Красноярский край.

сурьмяные месторождения России по промышленным типам руд подразделяются на собственно сурьмяные и комплексные. К комплексным рудам относятся **золото-сурьмяные** (*Удереysкое, Солонеченское, Сентачан, Сарылах, Ким, Кысылга, Тан, Южное, Олимпиадинское*) и **сурьмяно-золотые** (*Дельмачикское*), в которых наряду с сурьмой сопутствующим ценным компонентом является золото. Содержание ценных компонентов в комплексных месторождениях изменяется в пределах от 1,5 до 30 г/т Au, от 0,5 до 22 % Sb.

Горнодобывающими предприятиями разрабатываются 6 месторождений сурьмы, в том числе 4 золото-сурьмяных: *Удереysкое,*

Сентачан, Сарылах и Олимпиадинское; подготавливаются к освоению 3 золото-сурьмяных: *Солонеченское, Ким, Тан*; разведывается *Южное*, в нераспределенном фонде числится *Кысылга*.

В связи с дефицитом действующих мощностей по переработке золото-сурьмяного сырья Россия вынуждена осуществлять вывоз золото-сурьмяных концентратов за рубеж; экспорт золото-сурьмяных концентратов в 2019 г. составил около 16,1 тыс. т [5]. Основные экспортеры золото-сурьмяного концентрата – ООО «Геопромайнинг» и ПАО «Полюс», поставляющие концентрат преимущественно в Китай и Вьетнам.

Экспортируя золотосурьмяный концентрат, Россия закупает на внешнем рынке товарную сурьмяную продукцию, ведущими поставщиками которых являются Китай (65,6%), Вьетнам (23%) и Таиланд (6,6%). Товарной сурьмяной продукцией служат металлическая сурьма (марки Су-2, Су-1, Су-1Э, Су-0, Су-00, Су-000, Су-0000, Су-00000), триоксид сурьмы, трёхсернистая сурьма (крудум), пятисернистая сурьма, хлориды сурьмы, соль Шлиппе и др. Зависимость России от импорта соединений сурьмы может быть ликвидирована за счет создания собственных производственных мощностей по получению товарных соединений сурьмы.

Независимо от содержания золота и сурьмы известные промышленные способы переработки золото-сурьмяных руд и концентратов можно разделить на две основные категории: гидрометаллургические и пирометаллургические.

Пирометаллургическая технология основана на *осадительно-восстановительной плавке* [6, 7] золото-сурьмяного концентрата с кальцинированной содой и сопряжена с большим расходом электроэнергии, использованием дорогостоящей кальцинированной соды, накоплением в процессе мышьяка, с потерями золота с отходящими газами и высоким уровнем загрязнения окружающей среды. Присутствие мышьяка в составе золото-сурьмяных руд осложняет использование пирометаллургических технологий из-за высокой токсичности его летучих соединений, что требует дополнительных затрат на организацию системы пыле-газоочистки.

Гидрометаллургические методы интенсивно разрабатываются последние 25 лет и составляют альтернативу пирометаллургическим. В настоящее время в промышленном масштабе для переработки золото-сурьмяных концентратов используют *сульфидно-щелочное выщелачивание* [8, 9], при котором сурьма переходит в раствор для последующего электролиза раствора с получением катодной сурьмы. Данный процесс характеризуется высоким расходом электроэнергии (6000–75000 кВт·ч/т сурьмы), образованием больших объемов токсичных щелочных растворов, выделением элементарной серы, препятствующей процессу цианирования. Для извлечения золота существующая переработка золото-сурьмяных концентратов не решает экологические проблемы и вопросы комплексного использования концентрата. Технология многостадийна и не позволяет сконцентрировать золото в продукты, пригодные для аффинажного производства.

Таким образом, отсутствие в РФ действующих предприятий по переработке различных типов сурьмяных концентратов, зависимость отечественной промышленности от импорта товарных соединений сурьмы, существующие экологически напряженные технологии переработки диктуют необходимость модернизации существующих технологий и разработки более совершенных технологий переработки золото-сурьмяных руд и концентратов. Кроме того, сурьма в золото-сурьмяных рудах является химическим депрессором золота в цианистом процессе, что приводит к повышенному расходу цианида.

В настоящее время национальная стратегия по внедрению на производствах «зеленых» технологий нацелена на создание высокоэффективных процессов с применением экологически безопасных реагентов. На основании этого несомненно актуальной и своевременной является разработка комбинированной гидрометаллургической технологии комплексной переработки золото-сурьмяных руд и концентратов, основанной на применении доступных и нетоксичных реагентов. Предварительное удаление сурьмы из золото-сурьмяных руд и концентратов является неотъемлемой частью эффективной технологии их переработки, способствующее повышению комплексности использования минерального сырья.

На основании комплекса технологических исследований на золото-сурьмяных рудах месторождений различных геолого-промышленных типов ВИМСом разработана комбинированная экологически безопасная технология *глицератно-тиосульфатного выщелачивания* золото-сурьмяных руд и концентратов. Технология предусматривает двухстадийное выщелачивание: **первая стадия** заключается в щелочно-глицератном выщелачивании руды с использованием многоатомного спирта – глицерина ($C_3H_8O_3$), образующего с сурьмой устойчивый комплекс; **вторая стадия** предусматривает выщелачивание обессурьмяненного кека бесцианидным реагентом – тиосульфатом натрия ($Na_2S_2O_3$) [10,11]. Выбор глицерина и тиосульфата натрия в качестве выщелачивающих реагентов обусловлен их нетоксичностью, доступностью, высокой химической активностью и способностью к комплексообразованию. Основным преимуществом тиосульфатного выщелачивания для извлечения золота является исключение традиционно используемого высокотоксичного процесса цианирования золотосодержащего сырья.

При апробации технологии на исходной золото-сурьмяной руде состава (мас.%): 2,96 г/т Au, 4,41 Sb, 17,99 Si, 5,36 Al, 3,58 Fe, 1,46 S_{общ}, 0,12 As, 16,09 Ca, относящейся к кварц-золотоантимонитовому геолого-промышленному типу, щелочно-глицератное выщелачивание в оптимальных условиях (крупность руды -1,0 мм, $t=95^{\circ}C$, $\tau=1$ ч, $C_{NaOH} = 100$ г/л, $C_{глицерина} = 100$ г/л, Т:Ж=1:5) обеспечивает селекцию сурьмы от золота и мышьяка, концентрирующихся в нерастворимом остатке (кеке) от выщелачивания. Извлечение сурьмы в раствор составляет более 98%. Получение товарных

соединений сурьмы (сульфид сурьмы, оксид сурьмы, сурьма металлическая) из продуктивных растворов после выщелачивания может быть осуществлено с применением традиционных осадительных и электрохимических методов.

Извлечение золота из обессурьмяненного кека щелочно-глицератного выщелачивания золото-сурьмяных руд (состав кека, %: 4,04 г/т Au, 38,79 SiO₂, 0,62 SO₃, 22,53 CaO, 0,20 As₂O₃, 0,12 Sb₂O₃) осуществляли с использованием *тиосульфатного выщелачивания* в присутствии катализатора (CuSO₄) и реагента-регулятора щелочной среды (NH₄OH). Степень извлечения золота в раствор при заданных условиях выщелачивания (50 г/л Na₂S₂O₃, 10 г/л NH₄OH, 6 г/л CuSO₄, t=50 °С, Т:Ж=1:5, τ=12 ч, рН=9-9,5) составила более 85 %. Выделение золота из тиосульфатных растворов осуществляют методом сорбции как на активированном угле, так и на синтезированных ионообменных смолах.

Таким образом, предложенные технологические решения основаны на комбинировании двух экологически безопасных реагентов, исключают применение высокотоксичных цианидов в процессе извлечения золота, обеспечивают селекцию золота от сурьмы с концентрированием их в продуктах, пригодных для получения товарной сурьмяной и золотосодержащей продукции широкого ассортимента. Принципиальная схема гидрометаллургической технологии комплексной переработки золото-сурьмяных руд и концентратов приведена на рис. 1.

Разработанная глицератно-тиосульфатная технология переработки золото-сурьмяных руд ориентирована на соблюдение принципов «зеленых технологий». Предложенные технологические решения могут быть использованы при создании отечественного сурьмяного производства, позволят решить задачу импортозамещения, повысить комплексность переработки данного вида сырья.

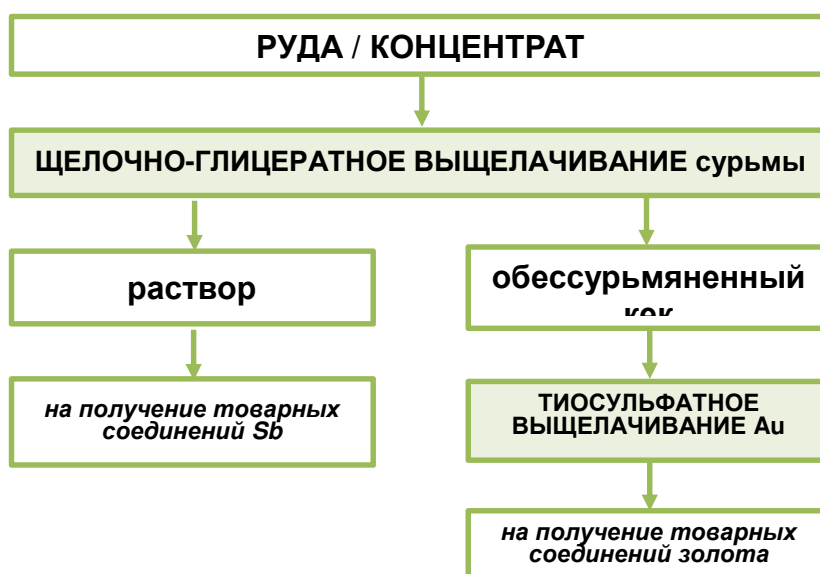


Рис. 1. Принципиальная схема гидрометаллургической технологии комплексной переработки золото-сурьмяных руд и концентратов

Литература

1. Распоряжение Правительства Российской Федерации № 50-р от «Об основных видах стратегического минерального сырья».
2. Обзор рынка сурьмы и её соединений в СНГ. Издание 6-е дополненное и переработанное. Исследовательская группа ИнфоМайн. Объединение независимых экспертов в области минеральных ресурсов, металлургии и химической промышленности. Москва, сентябрь, 2020, 119 с.
3. Волкова Н.М., Ключарев Д.С. Сурьма в интерьере эпохи // Сборник докладов научно-практической конференции «Минерально-сырьевая база металлов высоких технологий. Освоение, воспроизводство, использование», Москва, 3-4 декабря 2019 г.– 2020. – С. 50-55.
4. Государственный баланс РФ. Сурьма. 2021.
5. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2019 году». М.: ФГБУ «ВИМС», 2020. – 494 с.
6. Nagy, I., Mrkusic, P., McCulloch, H.W. Chemical treatment of refractory gold ores // NIM Report 38. - Johannesburg: National Institute for Metallurgy, 1966.
7. Halverson, G.B. Fluosolids roasting practice at Giant Yellowknife Mines Ltd // 96th Annual North West Mining Association. - Spokane, WA.: North West Mining Association, 1990.
8. Соложенкин П.М., Алексеев А.Н. Инновационные технологии при обогащении и гидрометаллургии комплексных сурьмяных руд и концентратов. ч. II. Гидрометаллургия комплексных сурьмяных руд / П.М. Соложенкин, А.Н. Алексеев // Обогащение полезных ископаемых. № 4. 2010. – С. 91-98.
9. Celep O., Alp I., Deveci H. Improved gold and silver extraction from a refractory antimony ore by pretreatment with alkaline sulphide leach. // Hydrometallurgy. - 2011. - №105. - P. 234-239.
10. Воробьев А.В., Чекушина Т.В., Щелкин А.А., Каргинов К.Г. Исследование изменения температурного режима при тиосульфатном выщелачивании золота // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2004. – № 4. – С. 320-325.
11. Авторское свидетельство № 922166 СССР, МПК С22В11. Способ извлечения золота и серебра из рудного материала / Галюков В.А., Жучков Н.А., Скобеев И.К.; заявитель и патентообладатель Иркутский политехнический институт. – № 2913964/02; заявл. 22.04.1980; опубл.: 20.05.1999.

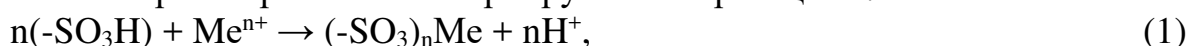
ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИЗ ФОСФАТНОГО СЫРЬЯ

Э.П. Локшин, О.А. Тареева
ИХТРЭМС КНЦ РАН, г. Апатиты

Ниже рассматриваются основанные на методе сорбционной конверсии подходы к извлечению редкоземельных элементов (РЗЭ) из природного (апатитовые концентраты, монацит) и техногенного (фосфатные концентраты РЗЭ, получаемые при азотнокислотной переработке апатитового концентрата) фосфатного сырья [1].

При сорбционной конверсии перерабатываемый материал взаимодействует с кислотным раствором в присутствии сульфокатионита. Концентрация кислоты должна обеспечивать как приемлемую скорость разложения перерабатываемого материала, которая обычно увеличивается при повышении концентрации кислоты, так и эффективную сорбцию переходящих в раствор катионов, которая, наоборот, при повышении концентрации кислоты снижается.

Из раствора катионы сорбируются по реакциям:



где n – заряд катиона Me , при этом в раствор переходят катионы водорода в количестве, эквивалентном количеству сорбированных катионов металлов. Анионная часть сырья остаётся в кислотном растворе. Фосфорная кислота является слабой кислотой, поэтому постепенное накопление её в растворе мало влияет на кислотность раствора и, как следствие, на эффективность сорбции металлов сульфокатионитом.

Количество используемой для разложения материала кислоты, как правило, значительно меньше стехиометрически необходимого, т.к. в процессе из-за протекания реакции (1) кислота постоянно регенерируется.

Как будет показано ниже, это определяет возможность исключения или значительного снижения образования жидких отходов.

1. Разложение фосфатного сырья сорбционной конверсией в фосфорнокислых растворах

1.1. Разложение апатитовых концентратов

С апатитовыми месторождениями хибинского массива Кольского полуострова связано 43,5% балансовых запасов редкоземельных элементов (РЗЭ) России [2]. Апатитовые концентраты с повышенным содержанием РЗЭ производятся и перерабатываются также в ЮАР [3-4], США [5], Иране [6-7], Швеции [8] и др.

Состав некоторых российских апатитовых концентратов приведён в табл. 1.

Таблица 1

Состав концентратов производства ОАО «Фосагро-Апатит» (1), опытной партии производства ОАО «Ловозёрский ГОК» (2)

Концентрат	Содержание, мас. %									
	Na ₂ O	K ₂ O	MgO	CaO	SrO	Al ₂ O ₃	TiO ₂	Fe ₂ O ₃	ThO ₂	UO ₂
1	0.93	0.26	0.088	50.0	3.11	0.62	0.31	0.71	0.003	4.5·10 ⁻⁴
2	2.6	0.038	0.054	45.6	7.85	0.33	1.73	0.95	0.025	0.0011

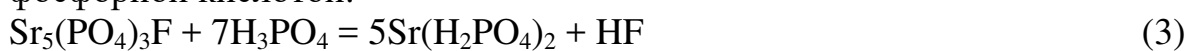
Концентрат	Содержание, мас. %							
	Y ₂ O ₃	La ₂ O ₃	Ce ₂ O ₃	Pr ₂ O ₃	Nd ₂ O ₃	Sm ₂ O ₃	Eu ₂ O ₃	Gd ₂ O ₃
1	0.043	0.304	0.424	0.0458	0.158	0.0199	0.0058	0.0227
2	0.086	1.34	3.66	0.345	1.27	0.148	0.0314	0.137

Концентрат	Содержание, мас. %							
	Tb ₂ O ₃	Dy ₂ O ₃	Ho ₂ O ₃	Er ₂ O ₃	Tm ₂ O ₃	Yb ₂ O ₃	Lu ₂ O ₃	∑Tr ₂ O ₃
1	0.0024	0.0097	0.00145	0.003	0.00031	0.00142	0.000165	1.04
2	0.0110	0.0394	0.00391	0.0086	0.00055	0.00340	0.000311	7.14

В фосфорнокислых растворах фторапатит разлагается по реакции:

$$\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{F} + 7\text{H}_3\text{PO}_4 = 5\text{Ca}(\text{H}_2\text{PO}_4)_2 + \text{HF} \quad (2)$$

Замещающие изоморфно кальций стронций и РЗЭ также реагируют с фосфорной кислотой:



и, вероятно, по реакции:



Фосфорнокислые растворы разлагают также содержащийся в концентрате нефелин:



Образующийся HF преимущественно взаимодействует с кремнекислотой:



Наличие изоморфных примесей и частичное разложение других аксессуарных минералов определяют попадание в фосфорнокислый раствор титана, железа, тория и урана.

Образующиеся соединения в растворе частично диссоциированы, что определяет возможность протекания реакции (1).

Опыты проводили следующим образом. Навеску апатитового концентрата и заданное количество сульфокатионита КУ-2-8чС помещали в раствор H₃PO₄. Пульпу выдерживали 4 ч при заданной температуре, перемешивая. Расход сорбента оценивали в процентах от теоретически необходимого для полной сорбции катионов концентрата, рассчитанного в предположении, что они сорбируются в виде Meⁿ⁺. Отношение массы апатитового концентрата и объема фосфорнокислого раствора Т:Ж во всех опытах равнялось 1:10.

После взаимодействия пульпу отделяли от сорбента на сетчатом фильтре, из пульпы фильтрованием отделяли твердый остаток, если он оставался. Полученный фосфорнокислый раствор и твердый остаток анализировались на содержание катионов масс-спектрометрическим методом с индуктивно связанной плазмой. Концентрацию фосфора в продуктах определяли спектрофотометрическим, фтора – потенциометрическим методом.

Количество поглощенных сорбентом металлов рассчитывали по разности между их количествами в исходной пробе и суммой их количеств в остатке неразложившихся минералов и маточном растворе.

Удельную эффективную радиоактивность рассчитывали по уравнению $A_{эфф} = A_{Ra} + 1.3A_{Th} + 0.09A_K$, (7)

где: A_{Ra} и A_{Th} – удельная радиоактивность Ra^{226} и Th^{232} , находящихся в радиоактивном равновесии с остальными членами рядов U^{238} и Th^{232} соответственно, A_K – удельная радиоактивность калия-90.

В табл. 2-5 приведены условия и основные результаты опытов по разложению апатитовых концентратов методом сорбционной конверсии.

Таблица 2

Условия проведения опытов по переработке апатитовых концентратов

Опыт	Концентрат	$C_{H_3PO_4}$, мас. %	Расход сорбента, %	Температура, °С	Масса твёрдого остатка, отн. %
1	1	5	127	20	Не найден
2	2	5	100	20	2.0
3	1	10	127	20	Не найден
4	1	38	90	20	0.67
5	1	38	90	80	Не найден
6	1	38	127	20	<0.3
7	2	38	100	20	3.0

Таблица 3

Извлечение катионов в сорбент

Опыт	Извлечение, %										
	ΣTr	Na	K	Mg	Ca	Sr	Al	Ti	Fe	Th	U
1	99.9	93.6	95.5	97.7	99.5	99.7	69.6	83.1	82.1	81.9	46.6
2	98.2	85.7	76.9	76.6	97.8	98.3	71.7	71.9	71.6	87.6	60.5
3	99.6	94.0	96.1	96.1	99.2	99.6	73.9	81.7	78.8	72.7	38.5
4	87.2	72.4	80.2	83.1	92.4	94.4	42.3	70.2	71.5	30.1	34.0
5	72.5	76.5	66.6	58.8	82.5	Н.а.	6.4	5.4	38.7	14.3	30.0
6	95.1	85.6	86.9	81.8	94.8	97.5	54.6	83.6	68.4	8.2	8.9
7	88.1	65.1	57.0	60.9	91.0	92.8	34.9	54.1	57.5	66.5	48.1

Хотя растворимость $Ca(H_2PO_4)_2$, $Sr(H_2PO_4)_2$ в фосфорнокислых растворах достаточно велика, при использовавшейся величине Ж:Т возможно лишь частичное растворение апатита, особенно в растворах 5 мас. % H_3PO_4 . Однако одновременно протекающая реакция (1) обеспечивает высокую полноту разложения апатитового концентрата.

Таблица 4

Содержание РЗЭ и основных катионных примесей в «маточных» растворах

Опыт	Концентрация, мг·л ⁻¹										
	∑Tr ₂ O ₃	Na ₂ O	K ₂ O	MgO	CaO	SrO	Al ₂ O ₃	TiO ₂	Fe ₂ O ₃	ThO ₂	UO ₂
1	0.82	60	11.6	2.0	269	8.7	189	52	128	0.54	0.24
2	9.2	226	5.0	3.0	725	42.8	80	128	61	2.8	0.25
3	4.5	56	10.2	3.4	383	11.3	162	57	151	0.82	0.28
4	133	238	58.4	17.2	5312	171.5	414	70	210	2.22	0.27
5	286	220	86.2	36.3	8750	Н.а.	580	294	437	2.56	0.32
6	51.4	135	33.8	16.0	2608	79.2	281	51	225	2.94	0.46
7	666	509	4.6	1.2	3619	460	177	156	80	4.38	0.22

Таблица 5

Извлечение индивидуальных РЗЭ в сорбент

Опыт	Извлечение в сорбент, %							
	Y	La	Ce	Pr	Nd	Sm	Eu	Gd
1	99.8	99.9	99.9	99.9	99.9	99.8	99.8	99.8
2	99.1	97.5	98.1	98.0	98.4	98.6	98.8	98.5
3	99.4	99.7	99.6	99.5	99.6	99.5	99.6	99.5
4	64.1	90.2	92.4	64.4	77.7	78.8	59.3	68.6
5	42.2	81.2	74.3	72.1	67.3	57.1	57.6	59.6
6	87.5	97.1	95.7	95.1	93.8	89.5	88.7	90.4
7	78.5	87.3	88.2	85.1	85.6	84.1	84.4	85.5

Опыт	Извлечение в сорбент, %							
	Tb	Dy	Ho	Er	Tm	Yb	Lu	Tr
1	99.8	99.8	99.7	99.8	99.6	99.6	98.6	99.9
2	98.8	99.1	99.1	98.9	98.9	99.0	98.9	98.2
3	99.5	99.4	99.3	95.9	97.5	94.7	94.9	99.6
4	63.2	73.9	68.5	73.1	60.2	62.6	56.9	87.2
5	54.4	46.5	42.1	33.5	30.6	14.1	27.3	72.5
6	89.2	88.3	90.8	91.7	94.2	94.7	93.6	95.1
7	84.9	86.0	84.8	84.5	82.0	79.7	79.2	88.1

Растворимость кислых фосфатов РЗЭ в фосфорнокислых растворах мала, поэтому в отсутствие сорбента их основная часть выпадает в осадок. Однако, как показывают данные таблицы 3, при оптимальных режимах проведения сорбционной конверсии она достаточна для обеспечения эффективного поглощения сорбентом основной части РЗЭ.

Количественное разложение апатитового концентрата проходило уже при температуре 20⁰С и исходной концентрации Н₃РО₄ 5-10 мас.%. Высокая полнота растворения апатитового концентрата достигалась даже при расходе сорбента, равном 90% от стехиометрически необходимого. С повышением расхода сорбента увеличивалось количество поглощённых сорбентом катионов, снижалась их концентрация в фосфорнокислых растворах (табл. 4).

Концентрация фосфора в растворе после разложения апатитового концентрата возрасла на 2,6-3,1 мас.%. Степень замещения функциональных групп сорбента при допущении, что сорбируются катионы Me^{n+} , составляла 66,7-79,5%.

Заметное количество неразложившихся остатков получалось только при переработке ловозёрского концентрата. Как видно из таблицы 6, по сравнению с исходным концентратом остатки обогащены натрием, титаном, марганцем, железом, торием вследствие накопления в них химически устойчивых эгирина и лопарита.

Таблица 6

Содержание компонентов в остатках разложения ловозёрского апатитового концентрата

Опыт	Концентрация, мас.%											
	Na ₂ O	K ₂ O	MgO	CaO	SrO	Al ₂ O ₃	∑Tr ₂ O ₃	TiO ₂	MnO	Fe ₂ O ₃	ThO ₂	UO ₂
2	7.0	0.19	0.49	14.1	4.36	0.63	6.36	17.8	1.11	10.4	0.014	0.010
7	7.8	0.24	0.55	9.3	2.56	0.54	6.88	19.4	1.27	9.8	0.11	0.010

При пониженном расходе сорбента РЗЭ иттриевой группы сорбировались труднее, чем РЗЭ цериевой группы (таблица 5, опыты 4, 5). При повышении расхода сорбента разница в эффективности сорбции отдельных РЗЭ уменьшалась.

В таблице 7 приведено распределение РЗЭ между полученными в опыте 7 продуктами, из которой видно, что при сорбционной конверсии ловозёрского апатитового концентрата в растворе 38 мас.% H₃PO₄ основная часть не поглощённых сорбентом РЗЭ попадала в фосфорнокислый раствор. Меньшая часть потерь РЗЭ связана с неразлагающимся лопаритом, РЗЭ которого обогащены лантаноидами цериевой группы.

Таблица 7

Распределение РЗЭ между полученными продуктами в опыте 7

Продукт	Попало в продукт, отн.%							
	Y	La	Ce	Pr	Nd	Sm	Eu	Gd
Концентрат	100	100	100	100	100	100	100	100
Раствор	21.0	8.4	8.6	11.9	12.2	14.4	14.5	13.3
Осадок	0.5	4.3	3.0	3.0	2.2	1.5	1.2	1.1
Сорбент	78.5	87.3	88.2	85.1	85.6	84.1	84.3	85.6

Продукт	Попало в продукт, отн.%							
	Tb	Dy	Ho	Er	Tm	Yb	Lu	∑Tr
Концентрат	100	100	100	100	100	100	100	100
Раствор	13.6	13.5	14.5	15.0	17.4	17.9	20.1	9.1
Осадок	1.5	0.5	0.7	0.6	0.5	2.4	0.8	2.9
Сорбент	84.9	86.0	84.8	84.4	82.1	79.7	79.1	88.0

Обработка получаемых фосфорнокислых растворов «свежим» сорбентом позволяет значительно уменьшить содержание в них РЗЭ и других

металлов (таблица 8). При этом достигается высокая эффективность очистки от многих примесей, но выделение титана и железа проходит заметно хуже, т.к. их анионные или электронейтральные комплексы достаточно устойчивы.

Таблица 8

Сорбционная очистка полученного в опыте 7 фосфорнокислого раствора

Раствор	Содержание в фосфорнокислом растворе, мг·л ⁻¹										
	Na ₂ O	K ₂ O	MgO	CaO	SrO	Al ₂ O ₃	∑Tr ₂ O ₃	TiO ₂	Fe ₂ O ₃	ThO ₂	UO ₂
Исходный	135	33.8	16.0	2608	79.2	281	51.4	51.1	225	2.94	0.46
Конечный	23.6	0.64	0.8	17.4	0.69	33.2	0.38	37.4	145	1.42	0.36

Условия проведения очистки: расход сорбента в H⁺-форме 1.4 дм³ на 1 дм³ раствора, 20^oC, время 2 часа

Таким образом, при комнатной температуре апатитовый концентрат в присутствии сульфокатионита в H⁺-форме количественно разлагается фосфорнокислым раствором, при этом РЗЭ и другие металлы поглощаются сульфокатионитом. Одновременно получается раствор с возросшей концентрацией фосфора. По сравнению с экстракционной фосфорной кислотой, производимой в дигидратном сернокислотном процессе переработки апатитового концентрата, он не содержит сульфат-ион и характеризуется пониженной концентрацией катионных примесей.

1.2. Разложение монацитового концентрата

В апатите фосфаты РЗЭ не образуют самостоятельную фазу, что позволяет их переводить в фосфорнокислые растворы достаточно легко. Монацит, являющийся твёрдым раствором негидратированных средних фосфатов РЗЭ и тория, в фосфорнокислых растворах растворяется очень трудно.

Равновесная растворимость фосфатов РЗЭ увеличивается при повышении концентрации H₃PO₄ и снижается при повышении температуры (см. рис. 1-4). Так, при повышении температуры с 25 до 80 °C растворимость LaPO₄ в 38 мас.% фосфорной кислоте уменьшается на порядок, а CePO₄ в 20 раз.

При исследовании разложения монацитового концентрата методом сорбционной конверсии использовали концентрат, химический состав которого приведён в табл. 9, сульфокатионит КУ-2-8чС (ГОСТ 20298-74), ортофосфорную кислоту «х.ч.» (ГОСТ 6552-80).

В исследовавшемся образце концентрата содержание кальция, титана, железа и кремния намного больше, чем обычно [16], указывая на повышенное содержание акцессорных ильменита и кальциевых алюмосиликатов. Гранулометрический состав монацитового концентрата: 14.8% крупностью +0.1 мм, 39.4% крупностью +0.07 мм, 40.7% крупностью +0.05 мм, 5.1% крупностью -0.05 мм. Для ряда опытов концентрат дополнительно измельчили в планетарной мельнице «Активатор 2 SL» до крупности 100% -0.05 мм. Методики проведения экспериментов и анализа продуктов аналогичны описанным выше.

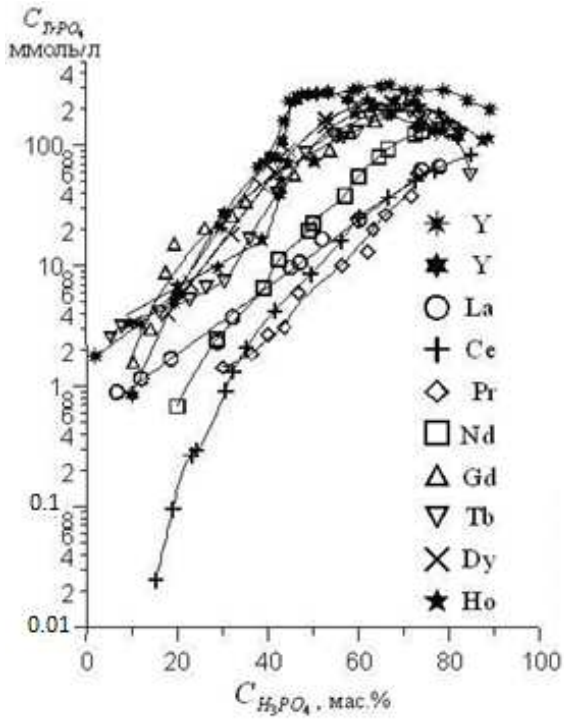


Рис. 1. Зависимость растворимости РЗЭ в фосфорной кислоте от ее концентрации при 25°C (для Ce – 20°C) [см. обзор в 9]

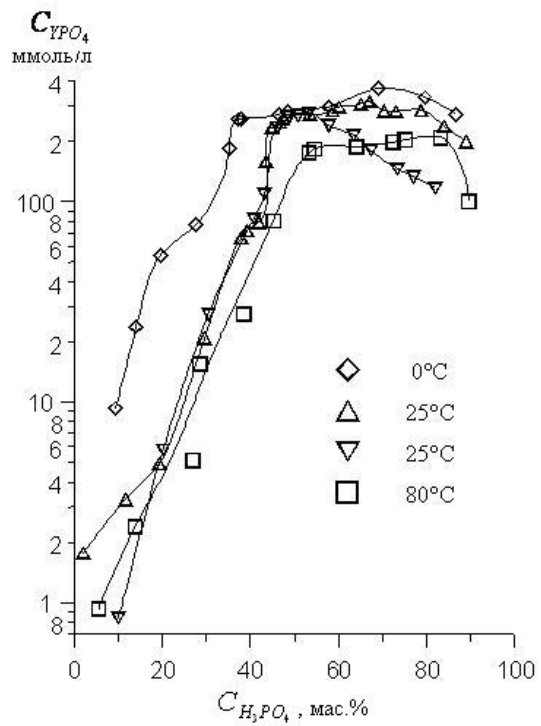


Рис. 2. Температурные зависимости растворимости фосфата иттрия в H_3PO_4 от ее концентрации [10]

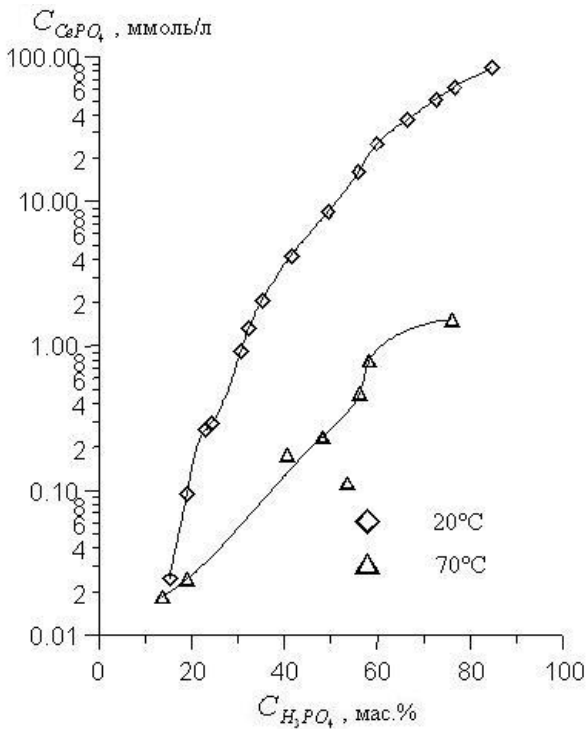


Рис. 3. Температурные зависимости растворимости фосфата церия в H_3PO_4 от ее концентрации [11-12]

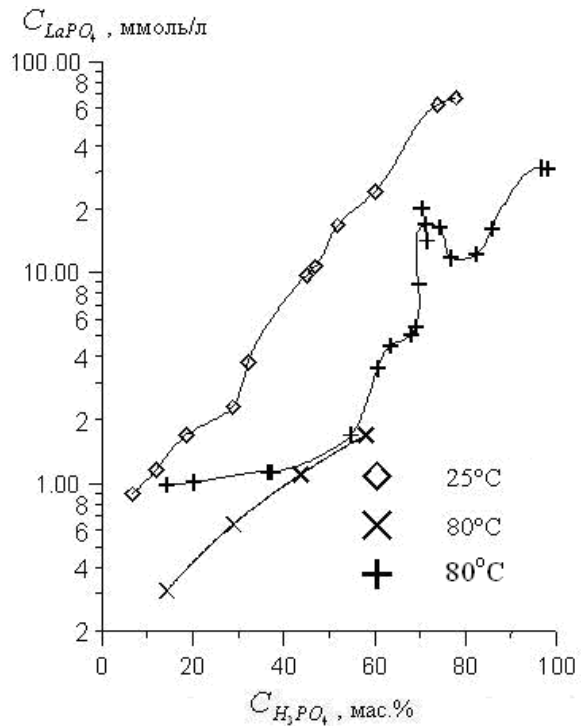


Рис. 4. Температурные зависимости растворимости фосфата лантана от ее концентрации [13-15]

Состав монацитового концентрата

Содержание, мас.%							
Y ₂ O ₃	La ₂ O ₃	Ce ₂ O ₃	Pr ₂ O ₃	Nd ₂ O ₃	Sm ₂ O ₃	Eu ₂ O ₃	Gd ₂ O ₃
1.96	11.14	23.73	2.68	9.88	1.68	0.061	1.45
Tb ₂ O ₃	Dy ₂ O ₃	Ho ₂ O ₃	Er ₂ O ₃	Tm ₂ O ₃	Yb ₂ O ₃	Lu ₂ O ₃	∑Tr ₂ O ₃
0.132	0.572	0.067	0.138	0.012	0.078	0.0096	53.60
Na ₂ O	K ₂ O	MgO	CaO	SrO	Al ₂ O ₃	TiO ₂	Fe ₂ O ₃
0.7	0.08	0.22	3.31	0.02	1.39	4.16	6.68
ZrO ₂	Nb ₂ O ₅	Ta ₂ O ₅	MnO	ThO ₂	UO ₂	P ₂ O ₅	SiO ₂
3.03	0.11	0.07	0.084	3.92	0.31	22.5	10.7

Учитывали, что повышение температуры должно разнонаправленно влиять на эффективность сорбционной конверсии: ускоряет диффузионные процессы, способствуя ускорению растворению монацита, однако снижает растворимость фосфатов РЗЭ, что, напротив, затруднит его растворение. Также разнонаправленно влияет увеличение концентрации H₃PO₄, с одной стороны повышая растворимость фосфатов РЗЭ, а с другой, как следует из реакции (1), уменьшая эффективность сорбции РЗЭ.

В предварительных опытах монацитовый концентрат в течение 13-16 часов обрабатывали раствором 40 мас.% H₃PO₄ при отношении объёма жидкой фазы к массе концентрата Ж:Т=40:1, расходе сорбента 200-300% от стехиометрически необходимого, и температуре 40-60°C. В этих условиях разложилось 38-50% концентрата. Увеличение расхода сорбента, температуры взаимодействия до 80 °С, измельчение в планетарной мельнице, изменение концентрации фосфорной кислоты от 30 до 40% мало влияли на степень разложения. Рентгенофазовым анализом в осадках определялся только монацит.

Типичный состав нерастворившегося остатка (мас.%): 36.14 ∑Tr₂O₃, 0.55 Na₂O, 0.1 K₂O, 0.3 MgO, 2.55 CaO, 0.01 SrO, 2.23 Al₂O₃, 8.2 Fe₂O₃, 11.8 SiO₂, 7.55 TiO₂, 3.75 ZrO₂, 0.15 Nb₂O₅, 4.2 ThO₂ и 0.4 UO₂. По сравнению с исходным концентратом он обеднён РЗЭ, обогащён алюминием, железом, кремнием и, особенно, титаном.

Маточный раствор содержал (мг·л⁻¹): 6.25 ∑Tr₂O₃, 29.1 Na₂O, 4.8 K₂O, 4.5 MgO, 73.8 CaO, 3.4 SrO, 48.8 Al₂O₃, 418 Fe₂O₃, 56 TiO₂, 13.6 ZrO₂, 3.95 Nb₂O₅, 30.0 ThO₂ и 4.4 UO₂.

Содержание РЗЭ в растворе было намного меньше равновесной растворимости фосфатов РЗЭ. Следовательно, лимитирующей стадией является не сорбция РЗЭ из фосфатного раствора, а растворение монацита.

Предположили, что разложение концентрата может ограничиваться рядом причин:

- затруднением диффузии РЗЭ вглубь зёрен сорбента из-за образования на поверхности этих зёрен «барьера» из сорбированных катионов тория вследствие их низкой скорости диффузии в сульфокатионите [17];

- диффузионными затруднениями, вызванными накоплением в растворе устойчивых несорбируемых форм (недиссоциированных молекул, анионных комплексов) фосфатов примесных металлов, препятствующих растворению монацита;

- диффузионными затруднениями, вызванными образованием на поверхности зёрен монацита химически устойчивых в фосфорнокислом растворе плёнок, препятствующих контакту зёрен монацита с фосфорнокислым раствором.

При обработке остатков в присутствии новых порций фосфорной кислоты и сорбента их масса практически не менялась. Это означало, что первая причина не является определяющей.

При увеличении Ж:Т до 650 в сорбент и раствор перешло, соответственно, лишь 73.2% и 0.53% $\Sigma\text{Tr}_2\text{O}_3$. Таким образом, недостаточная эффективность разложения монацита не вызвана накоплением в растворе препятствующих растворению монацита устойчивых несорбируемых форм.

Расчёт показал, что при снижении содержания $\Sigma\text{Tr}_2\text{O}_3$ в остатке с 53.6 до 36.14 количество поглощённых сорбентом катионов должно было привести к потере 72.9% массы исходного концентрата. Следовательно, масса остатка должна составлять 27.1% массы исходного концентрата, но оказалась значительно больше (50%). Значит, часть растворяющихся в фосфорной кислоте компонентов монацитового концентрата образует осаждающиеся на зёрнах монацита не определяемые рентгенофазовым анализом увеличивающие массу остатка вторичные фазы, что приводит к снижению содержания РЗЭ в остатке.

В качестве компонентов концентрата, вызывающих образование блокирующих растворение монацита покрытий, могли предполагаться образующиеся малорастворимые фосфаты титана, циркония, тория и гидратированный кремнезём. Накопление циркония и тория в остатке не наблюдалось или было невелико. Особенно заметно накопление в остатке титана, образующего в фосфорнокислом растворе малорастворимые фосфатные соединения [18].

При добавлении в фосфорнокислый раствор пероксида водорода доля поглощённого сорбентом титана возросла с 6.7 до 56.8 отн.%, масса остатка уменьшилась с 50 до 37.9 отн.%. Однако количество поглощённых сорбентом РЗЭ практически не изменилось. Таким образом, гипотеза об определяющем влиянии образования на поверхности кристаллов монацита плёнок на основе гидратированного фосфата титанила не нашла подтверждения.

Предположили, что плёнки состоят из гидратированного кремнезёма, и они могут быть разрушены введением фтор-иона. При введении в фосфорнокислый раствор фтор-иона в количестве 100% от стехиометрически необходимого для образования комплексов MeF_6^{3-} ($\text{Me}=\text{Al}, \text{Fe}$) и MeF_6^{2-} ($\text{Me}=\text{Si}, \text{Ti}, \text{Zr}, \text{Th}$) сорбентом поглощено 94.1% РЗЭ (табл. 10).

Остаток содержал (мас.%): 27.4 $\Sigma\text{Tr}_2\text{O}_3$, 0.51 Na_2O , 0.16 K_2O , 0.19 MgO , 1.1 CaO , 1.13 Al_2O_3 , 3.35 Fe_2O_3 , 4.8 TiO_2 , 0.02 ZrO_2 , 2.44 ThO_2 , 0.18 UO_2 , 17.6 P_2O_5 , а маточный раствор ($\text{мг}\cdot\text{л}^{-1}$): 25.5 $\Sigma\text{Tr}_2\text{O}_3$, 14.7 Na_2O , 2.5 K_2O , 8.8 MgO , 125 CaO , 103 Al_2O_3 , 518 Fe_2O_3 , 3880 SiO_2 , 299 TiO_2 , 15.8 ZrO_2 , 53.9 ThO_2 и 4.2 UO_2 .

Таблица 10

Распределение основных компонентов между продуктами, полученными при сорбционной конверсии с введением HF

Продукт	Распределение между продуктами, отн.%										
	Na	K	Mg	Ca	Sr	Al	ΣTr	Ti	Fe	Zr	Hf
Раствор	21.0	31.2	39.9	37.7	16.5	74.0	0.5	71.9	77.6	1.1	19.5
Остаток	7.8	20.8	9.0	3.6	10.0	8.7	5.4	12.2	5.3	1.5	9.0
Сорбент	71.2	48.0	51.1	58.7	73.5	17.3	94.1	15.9	17.1	93.4	71.5

Продукт	Распределение между продуктами, отн.%										
	Nb	Ta	Mn	Th	U	Y	La	Ce	Pr	Nd	Sm
Раствор	62.5	48.5	12.5	13.8	13.5	0.8	1.0	0.3	0.3	0.3	0.6
Остаток	9.5	7.1	5.2	6.6	6.1	5.5	5.8	4.9	5.7	5.6	5.9
Сорбент	28.0	44.4	82.3	79.6	80.4	93.6	93.2	94.8	94.0	94.1	93.5

Продукт	Распределение между продуктами, отн.%									
	Eu	Gd	Tb	Dy	Ho	Er	Tm	Yb	Lu	ΣTr
Раствор	0.6	0.5	1.1	0.7	0.9	0.9	1.7	1.8	2.0	0.5
Остаток	8.1	7.6	9.1	6.2	7.1	5.5	5.0	5.4	4.0	5.4
Сорбент	91.3	91.9	89.8	93.1	92.0	93.6	93.3	92.8	94.0	94.1

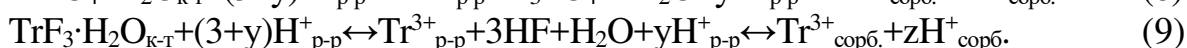
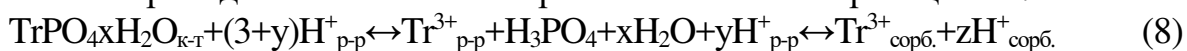
Обычно монацитовые концентраты содержат не более 4 мас.% SiO_2 [16]. Поэтому при их переработке количество образующегося геля кремнекислоты недостаточно для образования плёнок, и введение в фосфорнокислый раствор соединений фтора не требуется.

1.3. Разложение фосфатных концентратов РЗЭ, получаемых при азотнокислотной переработке апатитового концентрата

При азотнокислотной переработке хибинского апатитового концентрата получают фосфатные концентраты РЗЭ (в дальнейшем – концентраты) [19-20].

Концентрация РЗЭ в таких концентратах достаточно велика. РЗЭ в них присутствуют в виде гидратированных соединений $\text{TrPO}_4 \cdot x\text{H}_2\text{O}$ и частично $\text{TrF}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$. Это определяет значительно более лёгкое по сравнению с монацитом растворение соединений РЗЭ в минеральных кислотах, в частности, в ортофосфорной кислоте, которое достаточно хорошо проходит уже при 20°C.

Переход катионов РЗЭ в сорбент описывается реакциями:



Сходным образом в сорбент переходят и другие катионы, в том числе торий. Концентрация тория относительно суммы РЗЭ достигает 0.27 мас.%. Чтобы обеспечить получение нерадиоактивных концентратов РЗЭ, исследовали возможность совмещения разложения концентрата с одновременным разделением РЗЭ и тория.

Разложение таких концентратов методом сорбционной конверсии возможно с использованием растворов серной, азотной, ортофосфорной кислот. Найдено, что при хранении содержащийся в концентрате трёхвалентный церий окисляется кислородом воздуха до практически нерастворимого в кислотных растворах четырёхвалентного церия. Поэтому высокая степень разложения концентрата достигалась только при введении в фосфорнокислый раствор пероксида водорода:



При использовании азотной кислоты, содержащей оптимальное количество фтор-иона, РЗЭ поглощаются сорбентом, а торий остаётся в растворе [21]. Недостатком этого метода является высокий расход фтор-иона, в оптимальных условиях составлявший 0.87 кг HF или 1.5 кг $\text{NH}_4\text{F} \cdot \text{HF}$ на 1 кг суммы оксидов РЗЭ ($\sum \text{Tr}_2\text{O}_3$) в фосфатном концентрате.

Исследовали возможность разделения РЗЭ и тория в процессе сорбционной конверсии фосфатного редкоземельного концентрата в фосфорнокислых растворах без введения фтора. Концентрат содержал (мас.%): 23.4 $\sum \text{Tr}_2\text{O}_3$, 0.10 Me_2O , 3.46 CaO , 0.61 SrO , 0.80 Al_2O_3 , 1.56 TiO_2 , 6.32 Fe_2O_3 , 0.058 ThO_2 , $2 \cdot 10^{-4}$ UO_2 , 37.3 P_2O_5 , 1.44 F, 2.06 SiO_2 (остальное – вода).

Условия проведения опытов: расход сорбента в H^+ -форме 132% от стехиометрически необходимого, пероксида водорода в виде 30 мас.% раствора 650% от стехиометрически необходимого, $C_{\text{H}_3\text{PO}_4} = 15-38$ мас.%, температура 20-60°C, длительность процесса 4 часа. Результаты по поглощению компонентов сорбентом при 20°C приведены в табл. 11.

Добавка пероксида водорода обеспечила переход церия в сорбент и, как следствие, высокую эффективность сорбционной конверсии, постепенно снижавшуюся при увеличении кислотности раствора. При тех же условиях без добавки пероксида водорода в сорбент попадал $\approx 61\%$ РЗЭ, в том числе лишь 18.9-24.3% церия.

При 20°C и $C_{\text{H}_3\text{PO}_4} = 20-25$ мас.% получена высокая степень конверсии (извлечение суммы РЗЭ в сорбент 97.9-98.6 %, в том числе извлечение РЗЭ иттриевой группы $\geq 94.4-96.3\%$).

Эффективность разделения РЗЭ и тория, которую оценивали по величине отношения извлечений $\varepsilon_{\sum \text{Tr}} / \varepsilon_{\text{Th}}$ этих металлов, была достаточно велика (8.55-10.5). В сорбенте содержание тория относительно $\sum \text{Tr}_2\text{O}_3$ составило 0.024-0.029 мас.%, что при его последующей переработке позволит получать редкоземельные материалы с $A_{\text{эфф.}} \leq 0.74$ КБк $\cdot \text{кг}^{-1}$, поскольку вклад урана в $A_{\text{эфф.}}$, как показывают измерения, не превышает 1 отн.%.

Влияние концентрации фосфорной кислоты
на извлечение компонентов в сорбент при 20°C

Опыт	$C_{H_3PO_4}$, мас. %	Извлечение, отн. %							
		Y	La	Ce	Pr	Nd	Sm	Eu	Gd
1	15	99.1	99.6	99.4	99.4	99.4	99.0	99.1	99.1
2	20	96.9	99.0	98.7	98.6	98.5	97.3	97.4	97.7
3	25	95.4	98.6	98.0	97.8	97.7	95.9	96.2	96.7
4	38	86.1	95.8	94.1	93.3	92.8	87.7	89.0	90.5

Опыт	$C_{H_3PO_4}$, мас. %	Извлечение, отн. %							
		Tb	Dy	Ho	Er	Tm	Yb	Lu	Σ Tr
1	15	99.1	99.0	99.0	98.9	98.8	98.6	99.1	99.4
2	20	97.6	97.0	97.2	97.0	97.0	96.3	96.8	98.6
3	25	96.5	95.8	96.0	95.6	95.5	94.4	95.1	97.9
4	38	90.8	89.0	88.9	88.6	87.6	85.5	87.5	93.8

Опыт	$C_{H_3PO_4}$, мас. %	Извлечение, отн. %									
		Na	K	Mg	Ca	Sr	Al	Ti	Fe	Th	U
1	15	80.0	49.9	79.6	84.4	98.6	64.0	1.43	44.0	43.2	26.8
2	20	78.5	47.9	74.0	80.8	97.9	53.7	2.03	16.1	11.5	14.8
3	25	74.5	37.6	68.4	75.3	97.4	48.0	1.90	20.1	9.31	19.1
4	38	83.9	54.1	81.8	86.6	95.8	53.3	1.77	24.3	6.40	30.6

Отделялся не только торий, но и титан, а также значительная часть железа и алюминия. Эти примеси накапливались в маточных растворах, что указывает на образование ими анионных комплексов или недиссоциированных молекул.

Полученные при использовании 15-25 мас. % H_3PO_4 твёрдые остатки представляли собой нерадиоактивные продукты на основе гидратированного кремнезёма. Они содержали (мас. %): 0.42-0.68 ΣTr_2O_3 , 2.9-5.4 CaO, 0.22-0.36 Al_2O_3 , 1.2-1.5 Fe_2O_3 , 0.73-0.95 TiO_2 , 0.004-0.015 ThO_2 , $(7-11) \cdot 10^{-5}$ UO_2 , 2.6-9.8 P_2O_5 , 1.3-1.5 F.

Маточные растворы содержали (мг·л⁻¹): 28.3-44.4 ThO_2 и 0.074-0.088 UO_2 . Их $A_{эфф.} \leq 0.13$ КБк · кг⁻¹.

2. Извлечение РЗЭ из насыщенных сульфокатионитов

Сульфокатиониты, полученные в процессе сорбционной конверсии фосфатного сырья с использованием фосфорнокислых растворов, содержат РЗЭ, щелочные и щелочноземельные металлы, радионуклиды, алюминий, железо, титан. Из них редкоземельные элементы извлекают десорбцией поглощённых сорбентом металлов и последующим гидролитическим осаждением из элюата.

Десорбция кислотными растворами позволяет одновременно регенерировать сульфокатионит в H^+ -форму. Однако, поскольку необходимо использовать концентрированные растворы кислот, извлечение РЗЭ из таких

растворов, содержащих одновременно значительные концентрации примесных компонентов, требует повышенного расхода реагентов и приводит к образованию большого количества требующих утилизации солевых растворов. Кроме того, азотная и хлороводородная кислоты практически не десорбируют торий [22], а 1-2 М раствор серной кислоты десорбирует торий, но непригоден из-за образования мало растворимых сульфатов кальция и стронция, двойных сульфатов РЗЭ цериевой группы и натрия.

Предлагалось десорбировать РЗЭ из сульфокатионита концентрированными растворами нитрата аммония с последующим их осаждением из элюата в виде оксалатов [23]. Так как РЗЭ осаждаются совместно со щелочноземельными элементами, такой метод неприемлем для переработки сульфокатионитов, насыщенных при сорбционной конверсии апатитового концентрата.

Как видно из данных таблицы 12, 5 М растворы NaCl или 5 М NaNO₃ из сульфокатионита эффективно десорбируют при 20 °С РЗЭ, щелочноземельные элементы, алюминий, а в определённых условиях также железо, торий, уран, но малоэффективны для десорбции титана.

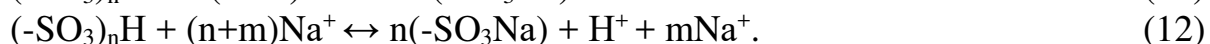
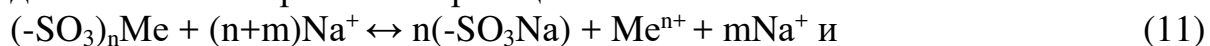
Таблица 12

Зависимость эффективности статической десорбции от условий проведения

Десорбент	t, °С	Десорбция, отн. %									
		K	Mg	Ca	Sr	Al	Ti	Fe	ΣTr	Th	U
5 М NaCl	20	90.2	84.0	94.3	87.2	78.2	3.7	68.7	72.9	10.6	8.6
	80	58.8	55.5	66.9	65.7	72.5	1.5	3.9	41.4	76.6	12.2
5 М NaNO ₃	20	91.4	84.5	93.0	81.9	77.2	3.3	50.7	61.8	8.9	4.2
	80	90.0	45.7	69.3	72.9	68.8	1.4	15.1	29.0	76.7	7.3

Отношение объёмов раствора и сорбента 4:1, продолжительность 2 часа.

При десорбции осаждение гидроксидов алюминия, железа, титана, тория, урана не происходило из-за повышения кислотности элюатов с ≈ 6.7 до 0.1-0.6 из-за протекания реакций:



Реакция (12) имеет место, т.к. степень заполнения сорбированными катионами сорбционной обменной ёмкости сульфокатионита в процессе сорбционной конверсии меньше 100%.

Эффективность десорбции большинства компонентов при 20°С растворами хлорида и нитрата натрия концентрацией 5 М практически не отличалась, однако десорбция железа, РЗЭ и урана раствором хлорида натрия проходила несколько более полно, чем раствором нитрата натрия.

Увеличение температуры десорбции с 20 до 80 °С ухудшало десорбцию большинства катионов, особенно железа, растворами и хлорида, и нитрата натрия (сравни опыты 1 и 2, 3 и 4), но резко увеличивало десорбцию тория.

Десорбция РЗЭ средней и иттриевой группы проходит эффективнее, чем РЗЭ цериевой группы. Например, при температуре 20 °С раствором 5 М NaCl в исследованных условиях десорбировалось 65% La и 71% Ce, но 86.8-92% РЗЭ средней и иттриевой групп.

Проведение десорбции в колонном режиме значительно повышает эффективность десорбции.

Получаемые в процессе десорбции элюаты, кроме РЗЭ, содержат значительные концентрации щелочноземельных элементов, алюминия, титана, железа, природных радионуклидов. Соотношение РЗЭ и компонентов-примесей в элюатах определяется главным образом составом перерабатываемого фосфатного сырья.

Для извлечения РЗЭ из растворов предлагалось осаждать их малорастворимые соединения – двойные сульфаты РЗЭ с натрием, фосфаты, фториды, оксалаты. При использовании таких методов в полученных после осаждения РЗЭ элюатах остаётся избыток используемых для осаждения реагентов, что препятствует их использованию в обороте.

Для выделения РЗЭ из элюатов использовали гидролитическое осаждение гидроксидов или карбонатов РЗЭ нейтрализацией элюатов гидроксидом или карбонатом натрия. Осадки гидроксидов или карбонатов РЗЭ могут быть легко переработаны на целевую продукцию, при этом полученный в процессе осаждения РЗЭ и примесей раствор после корректировки величины рН соответствует по составу исходному десорбенту.

Наиболее трудно извлекать РЗЭ из элюатов, получаемых при переработке апатитового концентрата, которые характеризуются относительно низкой концентрацией РЗЭ на фоне повышенной концентрации кальция и стронция.

Исследована нейтрализация элюатов на основе 5 моль·л⁻¹ NaNO₃, полученных при переработке апатитового концентрата производства ОАО «Ловозёрский ГОК». Они имели рН=0.41-0.68 и содержали (мг·л⁻¹): 559-881 \sum Tr₂O₃, 5157-5905 CaO, 703-1123 SrO, 14.1-63.5 Al₂O₃, 18.8-31.0 Fe₂O₃, 0.6-4.1 TiO₂, 0.08-0.19 ThO₂, 0.003-0.008 UO₂, 12-130 P₂O₅.

С помощью эффекта Тиндаля найдено, что образование зародышей твёрдой фазы начинается уже при рН=1.6-1.8. При температуре 20°С нейтрализацией растворами гидроксида или карбоната натрия концентрацией ≈ 100 г·л⁻¹ до рН=5 с РЗЭ осаждались основная часть РЗЭ (до 99.6%), тория (до 92.7%), алюминия (до 99.7), титана (до 99.9), значительная часть железа (до 79.1%), урана (до 86.1%) и кальция (до 27.4%).

Эффективность отделения РЗЭ от примесей, особенно тория, резко возросла при нейтрализации элюатов сплавами Na₂CO₃-NaNO₃ и NaOH-NaNO₃.

При нейтрализации до рН=4.4 сплавами, содержащими по 30 мас.% Na₂CO₃ или NaOH, осаждалось 6.7-7.5% РЗЭ, 92.6-98.9% тория, 25.6-50.8% алюминия, 34.1-38.8% титана, 30.6-53.9% железа, 46.3-61% урана и 0.08-0.47% кальция. Снижение количества попадающего в кек кальция значительно

уменьшало количество подлежащего захоронению радиоактивного кек. При дальнейшей нейтрализации до $\text{pH}=7.35$ в редкоземельный концентрат перешло 92.4-93.1% РЗЭ, 0.8-4.3% тория, 42.7-71.2% алюминия, 3.4-8.8% титана, 4.8-8.0% железа, 0-3.6% урана и 0.12-0.39% кальция.

Снижение концентрации нейтрализующих компонентов в сплавах приводило к снижению попадания РЗЭ в ториевый кек до 1.16%, кальция в концентрат РЗЭ до 0.2%.

При дальнейшей нейтрализации элюата содовым раствором при $\text{pH}=8.0$ степень осаждения кальция составляла 98.2-98.8%, в то время как 77.3-78.1% стронция оставалось в растворе. При $\text{pH}=9.0$ с выходом $>77\%$ были получены стронциевые концентраты, содержавшие 68.5-74.5 мас.% SrO относительно суммы SrO и CaO. Разделение кальция и стронция при нейтрализации раствором гидроксида натрия оказалось менее эффективным.

Осаждение компонентов при нейтрализации элюата на основе хлорида натрия протекало сходным образом.

После подкисления до $\text{pH}=7$ раствор годен для использования в качестве десорбента.

Таким образом, для достижения эффективного разделения содержащихся в растворе компонентов на групповые концентраты при минимальном расходе сплавов целесообразно сначала нейтрализовать раствор концентрированными растворами Na_2CO_3 или NaOH до $\text{pH}=1.6-1.8$, продолжить нейтрализацию сплавами $\text{NaNO}_3\text{-Na}_2\text{CO}_3$ или $\text{NaNO}_3\text{-NaOH}$, осаждая при $\text{pH}=4.4$ ториевый кек и при $\text{pH}=7.35-7.5$ концентрат РЗЭ. Нейтрализацию до $\text{pH}=8-9$ следует проводить концентрированными растворами Na_2CO_3 или NaOH.

При оптимальном проведении нейтрализации извлечение РЗЭ в концентрат может достигать 98.6% при содержании $\Sigma\text{Tr}_2\text{O}_3$ относительно суммы оксидов контролируемых катионов 96.5% и удельной эффективной радиоактивности прокалённой суммы оксидов менее $400 \text{ Бк}\cdot\text{кг}^{-1}$.

3. Утилизация кислотных растворов, получающихся при сорбционной конверсии фосфатного редкоземельного сырья

В процессе сорбционной конверсии фосфатного сырья получают фосфорнокислые растворы, содержащие катионные примеси, а также в ряде случаев фтор. Максимальная $A_{\text{эфф}}$ маточных фосфорнокислых растворов не превышала $0.2 \text{ КБк}\cdot\text{кг}^{-1}$, т.е. при работе с ними ограничений по радиационному фактору нет. Низкое содержание металлов позволяет использовать такие растворы в обороте для сорбционной конверсии следующих порций перерабатываемого фосфатного редкоземельного сырья и производства некоторых видов фосфатной продукции.

Однако часть образующихся растворов, особенно при переработке апатитового концентрата, необходимо утилизировать. При проведении сорбционной конверсии с использованием концентрированных (≥ 38 мас.%) растворов фосфорной кислоты их наиболее целесообразно использовать для производства удобрений.

Как эти, так и растворы меньшей концентрации после необходимой дополнительной очистки могут быть использованы для производства кормовых фосфатов кальция (ГОСТ 23999-80) или триполифосфата натрия по известным технологиям [24]. При необходимости катионные примеси из них могут быть удалены контрольной сорбцией сульфокатионитом (табл. 8).

Концентрация фтора в фосфорнокислом растворе достигала ≈ 3 г·л⁻¹. Методы обесфторивания фосфорнокислых растворов известны [25-27].

Для использования в производстве трикальцийфосфата высшего сорта, в котором содержание мышьяка не должно превышать 0.0001 мас.%, необходима дополнительная очистка фосфорной кислоты от примеси мышьяка. Она осуществима обработкой сульфидом натрия [28] или сероводородом [29].

4. Регенерация сорбента из Na⁺- формы в H⁺- форму

При десорбции концентрированными растворами солей натрия получается сорбент в Na⁺- форме. Для повторного использования его необходимо конвертировать в H⁺- форму. Десорбция натрия на > 97% с получением сорбента в H⁺- форме достигается, например, растворами 10-15 мас.% HNO₃. При использовании 15 мас.% раствора HNO₃ с расходом кислоты 125% от стехиометрически необходимого в противотоке получают элюаты, содержащие не менее 167 г·л⁻¹ NaNO₃ и не более 31.2 г·л⁻¹ HNO₃. Регенерация NaOH и HNO₃ из такого элюата возможна методом электродиализа. При этом не требуется достижения полного извлечения катиона натрия из получающейся азотной кислоты, т.к. она может быть использована для коррекции pH десорбата на основе 5 М раствора NaNO₃, где остаточный натрий не препятствует его применению.

Заключение

Предложена ресурсосберегающая технология переработки фосфатного редкоземельного сырья, включающая его разложение фосфорнокислыми растворами в присутствии сульфокатионита с переводом в сорбент катионной части перерабатываемых материалов, десорбцию катионов из насыщенного сорбента концентрированными растворами солей натрия, выделение нерадиоактивных гидроксидных или карбонатных концентратов РЗЭ дробным гидролитическим осаждением из элюатов.

Преимуществами технологии являются:

- высокая степень комплексности использования сырья с получением концентратов РЗЭ, фосфорной кислоты или продуктов на её основе, а в случае апатита также соединений фтора, карбоната кальция и стронциевого концентрата;
- высокое извлечение РЗЭ, в том числе иттрия и лантаноидов средней и тяжёлой групп;
- минимальный объём подлежащих захоронению содержащих радионуклиды отходов;
- минимум расхода материалов;

- отсутствие вредных выделений в газовую фазу, в частности, соединений фтора, аммиака;
- минимум твёрдых нерадиоактивных отходов, представляющих собой незлагающиеся при переработке акцессорные минералы;
- практическое отсутствие жидких отходов;
- энергоэффективность, т.к. большинство технологических операций проводится, как правило, при комнатной температуре;
- возможность использования более дешёвых материалов для изготовления аппаратуры, коррозионное разрушение которой снижается из-за низкой температуры используемых процессов.

Основная часть используемых реагентов регенерируется и используется в обороте. Однако необходим расход соды на операцию обесфторивания фосфорнокислых растворов и углекислый газ для карбонизации получаемого в процессе электролиза раствора гидроксида натрия.

Таким образом, технология в наибольшей степени соответствует принципам «зелёной» химии.

Практическое использование технологии будет осложняться необходимостью разработки для ряда операций нестандартного оборудования, объём которого из-за использования процессов сорбции-десорбции достаточно большой.

Литература

1. Локшин Э.П. Сорбционная конверсия – перспективный метод переработки редкоземельного сырья // Труды Кольского научного центра РАН. Химия и материаловедение. Выпуск 2. Часть 1. Апатиты: КНЦ РАН. 2018. № 1(9). С. 154-159. DOI: 10.25702/KSC.2307-5252.2018.9.1.154-159.
2. Кудрин В.С., Чистов Л.Б. Состояние минерально-сырьевой базы редкоземельных металлов, перспективы ее развития и освоения // Минеральные ресурсы России. 1996. № 5. С. 6-12.
3. Verwoerd W.J. Mineral deposits associated with carbonatites and alkaline rocks. 1986, in Anhaeusser, C.R. and Maske, S (eds.) Mineral deposits of Southern Africa, Johannesburg. P. 2173-2191.
4. Preston J.S., Cole P.M., Craig W.M., Feather A.M. The recovery of rare earth oxides from a phosphoric acid by-product // Hydrometallurgy. 1996. V. 41. № 1. P. 1-19.
5. Wu S., Wang L., Huang X., Zhao L., Feng Z., Zhang P., El-Shall H., Moudgil B., Zhang L. Simultaneous recovery of rare earths and uranium from wet process phosphoric acid using solvent extraction with D2EHPA // Hydrometallurgy. 2018. V. 175. P. 109-116. DOI:10.1016/j.hydromet.2017.10.025.
6. Soltani F., Abdollahy M., Petersen J., Ram R., Moradkhani D. Leaching and recovery of phosphate and rare earth elements from an iron-rich fluorapatite concentrate: Part II: Selective leaching of calcium and phosphate and acid baking of the residue // Hydrometallurgy. 2019. V. 184. P. 29-38. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2018.12.024>.
7. Jorjani E., Bagherieh A.H., Chelgani S.C. Rare earth elements leaching from Chadormalu apatite concentrate: Laboratory studies and regression predictions // Korean J. Chem. Eng. 2011. V. 28. Iss. 2. P. 557-562. DOI: 10.1007/s11814-010-0383-4.
8. Harlov D.E., Andersson U.B., Forster H.J., Nystrom J.O., Dulski P., Broman C. Apatite-magnetite relations in the Kiirunavaara magnetite-apatite ore, northern Sweden // Chemical Geology. 2002. V. Iss. 191. P. 47-72. DOI: [https://doi.org/10.1016/S0009-2541\(02\)00148-1](https://doi.org/10.1016/S0009-2541(02)00148-1).

9. Локшин Э.П., Тареева О.А. Разработка технологий извлечения редкоземельных элементов при сернокислотной переработке хибинского апатитового концентрата на минеральные удобрения: Апатиты, ФГБУН КНЦ РАН, 2015. 268 с.
10. Тананаев И.В., Давиташвили Е.Г., Джабишвили Н.А., Ландия М.В. Кислые фосфаты и пирофосфаты иттрия // Изв. АН СССР. Неорганические материалы. 1973. Т. 9. № 12. С. 2174-2177.
11. Ульянов А.И., Казакова Т.И. Изучение системы $\text{CePO}_4\text{-H}_3\text{PO}_4\text{-H}_2\text{O}$ при 25° // Изв. АН СССР. Серия химическая. 1963. № 7. С. 1157-1164.
12. Свешникова В.Н., Гинзбург В.Л. Изучение тройной системы фосфат церия – фосфорная кислота – вода при 70°C // Журнал неорганической химии. 1962. Т. 7. № 5. С. 1169-1173.
13. Тананаев И.В., Васильева В.П. О растворимости фосфата лантана в растворах фосфорной кислоты // Журнал неорганической химии. 1964. Т. 9. № 9. С. 213-214.
14. Василенко Н.А., Чепелевский М.Л. Растворимость фосфата лантана в водных растворах фосфорной кислоты при 80° // Журнал неорганической химии. 1957. Т. 2. № 10. С. 2486-2489.
15. Сергеева Н.М., Кузьменков М.И. Исследование системы $\text{La}_2\text{O}_3\text{-H}_3\text{PO}_4\text{-H}_2\text{O}$ // Журнал неорганической химии. 1983. Т. 28. № 8. С. 2157-2159.
16. Информационно-аналитический электронный ресурс: <http://www.monazite.ru/monazite>.
17. Вулих А.И. Ионнообменный синтез. М.: Химия, 1973. 232 с.
18. Горелов А.М., Штин А.П. Исследования свойств фосфорнокислых растворов титана. // Труды Института химии УФ АН СССР. 1970. Вып. 20. С. 106-110.
19. Гольдинов А.Л., Копылев Б.А., Абрамов О.Б., Дмитриевский Б.А. Комплексная азотно-кислотная переработка фосфатного сырья. Л.: Химия, 1982, 208 с.
20. Патент 2458863 РФ. МПК C01F7/00 (2006.01). Способ извлечения редкоземельного концентрата из апатита / Таук М.В., Николаева И.И., Осьмак А.В., Горшкова Н.В., Спахова Л.В. ОАО «Акрон». – № 2011105109/02; заявл. 14.02.2011; опубл. 20.08.2012, Бюл. № 17.
21. Патент 2612244 РФ. МПК C22B 59/00, В 3/06, В 3/24 (2006.01). Способ обработки фосфатного концентрата / Локшин Э.П., Тареева О.А. Заявл. 11.11.2015. Опубл. 03.03.2017. Бюл. № 7.
22. Лебедев К.Б., Казанцев Е.И., Розманов В.М., Пахолков В.С., Чемезов В.А. Иониты в цветной металлургии. М.: Металлургия, 1975. 352 с.
23. Никонов В.Н., Михлин Е.Б., Норина Т.М., Афонина Т.А. Исследование сорбции РЗЭ из сернокислых сред // «Химические, сорбционные и экстракционные методы получения и очистки редких металлов»: Сб. материалов. М.: Гиредмет, 1978. Т. 83. С. 52-61.
24. Позин М.Е. Технология минеральных солей. Ч.II. Л.: Химия, 1970. 1556 с.
25. Кочетков С.П., Смирнов Н.И., Ильин А.П. Концентрирование и очистка экстракционной фосфорной кислоты: монография. ГОУВПО Иван. гос. хим-техн. ун-т: Иваново, 2007. 304 с.
26. Hou Lin-lin, Chen Jing. Изучение условий дефторирования экстракционной фосфорной кислоты методом осаждения // Appl. Chem. Ind. 2007. V. 36. № 12. P. 1187-1189.
27. Патент 2467949 РФ, МПК C01B 25/234 (2006.01). Способ обесфторивания экстракционной фосфорной кислоты / Бризицкая Н.М., Букколини Н.В., Цикин М.Н., Долгов В.В., Норов А.М., Малявин А.С. НИУИФ. – № 2011126585/05; заявл. 29.06.2011; опубл. 27.11.2012. Бюл. № 33.
28. Постников Н.Н. Термическая фосфорная кислота. Химия: М., 1970. 304 с.
29. Локшин Э.П. Получение ортофосфорной кислоты особой чистоты // Материалы Международной научно-практической конференции «Фосфатное сырьё: производство и переработка». 17.05.2012. Москва. НИУИФ. С. 87-96.

ПЕРЕРАБОТКА ФТОРСОДЕРЖАЩЕГО РЕДКОЗЕМЕЛЬНОГО СЫРЬЯ МЕТОДОМ СОРБЦИОННОЙ КОНВЕРСИИ

Э.П. Локшин, О.А. Тареева
ИХТРЭМС КНЦ РАН, г. Апатиты

Бастнезит является основным используемым в мировой промышленной практике фторсодержащим минералом редкоземельных элементов (РЗЭ). В Мурманской области имеется малое месторождение иттрофлюорита, представляющего собой твёрдый раствор фторидов, главным образом РЗЭ и кальция. Высокое содержание в сумме РЗЭ элементов иттриевой группы определяет интерес к этому сырью.

Переработка фторсодержащего сырья, как правило, включает его разложение концентрированными растворами минеральных кислот. Предложен ряд методов: выщелачивание растворами HCl, спекание с концентрированной H₂SO₄ при 480⁰С, прокалка для удаления CO₂ при температуре 620-900⁰С с последующим выщелачиванием 30 мас.% HCl или 57 мас.% HNO₃, хлорирование при температуре 1000-1200⁰С. При высокотемпературной обработке содержащийся в концентрате фтор переходит в газовую фазу [1]. Можно полагать, что сернокислотный метод пригоден и для переработки иттрофлюорита.

Недостатки известных методов: большой расход реагентов, как следствие – объём требующих утилизации жидких отходов, энергозатраты. При использовании сернокислотного метода возникает необходимость улавливания из газовой фазы соединений фтора и сернистого ангидрида.

Исследована возможность использования метода сорбционной конверсии для переработки фторсодержащего редкоземельного сырья – бастнезитового и иттрофлюоритового концентратов.

Эффективная удельная активность концентратов $A_{эфф} \approx 5$ КБк·кг⁻¹, т.е. они относятся к IV классу материалов с повышенным содержанием природных радионуклидов [2].

По данным рентгенофазового и кристаллооптического анализов в бастнезитовом концентрате найдены бастнезит (Ce, La)(CO₃)F, стронцианит SrCO₃ и, вероятно, дациншанит (Ce)(Sr,Ca,Ba)₃(Ce,La)(PO₄)(CO₃)_{3-x}(OH, F)_x. Судя по содержанию фтора, основу концентрата составляет гидроксил-бастнезит (Ce, La)(CO₃)OH и лишь в меньшей степени (Ce, La)(CO₃)F. В качестве аксессуарных минералов могут быть кальцит (40%), барит-целестин (25%), кварц (5%) [3].

Иттрофлюорит представляет собой твёрдый раствор фторидов, главным образом кальция и РЗЭ, однако из отношения содержаний катионов и фтора следует, что кроме иттрофлюорита концентрат содержит аксессуарные оксидные минералы.

В исследованиях использовали сульфокатионит КУ-2-8чС (ГОСТ 20298-74), кислоты квалификации «х.ч.»: H₂SO₄ (ГОСТ 4204-77), HNO₃ (ГОСТ 4461-77), HCl (ГОСТ 3118-77), фтористоводородную кислоту (ГОСТ 10484-78).

Таблица 1

Химический состав концентратов: 1 – бастнезитовый, 2 – иттрофлюоритовый

Концентрат	Содержание, мас.%							
	Y ₂ O ₃	La ₂ O ₃	Ce ₂ O ₃	Pr ₂ O ₃	Nd ₂ O ₃	Sm ₂ O ₃	Eu ₂ O ₃	Gd ₂ O ₃
1	0.056	24.0	33.2	2.62	7.80	0.475	0.070	0.778
2	8.51	0.58	1.29	0.13	0.39	0.116	0.014	0.165

Концентрат	Содержание, мас.%							
	Tb ₂ O ₃	Dy ₂ O ₃	Ho ₂ O ₃	Er ₂ O ₃	Tm ₂ O ₃	Yb ₂ O ₃	Lu ₂ O ₃	∑Tr ₂ O ₃
1	0.040	0.023	0.003	0.0058	0.00024	0.0034	0.00024	69.05
2	0.044	0.48	0.14	0.74	0.171	1.96	0.19	13.15

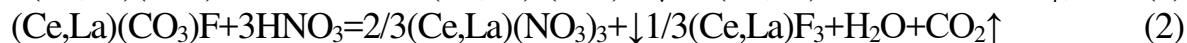
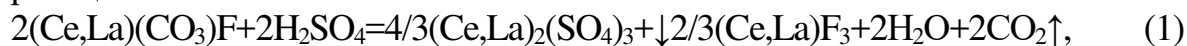
Концентрат	Содержание, мас.%							
	Na ₂ O	K ₂ O	MgO	CaO	SrO	BaO	Al ₂ O ₃	MnO
1	1.01	0.89	0.3	3.76	4.33	2.51	0.074	0.043
2	1.15	0.05	0.03	66.4	Н.а.	Н.а.	0.373	Н.а.

Концентрат	Содержание, мас.%							
	Fe ₂ O ₃	ThO ₂	UO ₂	SiO ₂	CO ₃ ²⁻	P ₂ O ₅	F	SO ₄ ²⁻
1	0.47	0.116	0.0134	Н.а.	26.5	1.02	3.05	1.47
2	0.41	0.159	0.0017	6.49	-	-	40.0	-

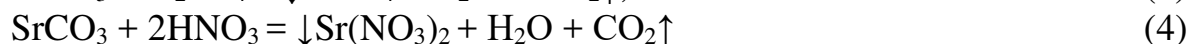
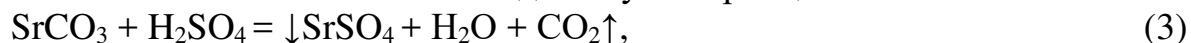
Методика проведения экспериментов сообщалась ранее [4]. Содержание металлов определяли аттестованным масс-спектрометрическим методом с индуктивно связанной плазмой (масс-спектрометр «ELAN 9000 DRC-e» (Perkin Elmer, США), фосфора – фотоколориметрическим, сульфат-иона – гравиметрическим, фтора – потенциометрическим методами.

Исследование разложения бастнезитового концентрата методом сорбционной конверсии

Исследовали эффективность разложения бастнезитового концентрата низко концентрированными растворами широко используемых в химической технологии серной и азотной кислот. Бастнезит взаимодействует с ними по реакциям:



С кислотами также взаимодействуют стронцианит:



и дациншанит, при взаимодействии которого с серной кислотой, кроме малорастворимых фторидов РЗЭ [5-8], образуются также малорастворимые сульфаты кальция, стронция и бария. Образование малорастворимых соединений, особенно при использовании серной кислоты, должно затруднять кислотное разложение концентрата.

Условия проведения опытов: растворы 1-2 мас.% H₂SO₄ или 2.0-2.5 мас.% HNO₃; расход сульфокатионита КУ-2-8чС в Н⁺-форме 125-450% от стехиометрически необходимого для сорбции катионов Meⁿ⁺ бастнезитового концентрата. Соотношение объёма раствора и массы концентрата Ж:Т равнялось 50. Большая величина Ж:Т была связана с необходимостью гарантированного погружения сорбента в раствор, но определяла повышенный расход кислот, составлявший 64-128% H₂SO₄ и 100-125% HNO₃ от стехиометрически необходимого для перевода редкоземельных и щелочноземельных элементов в сульфаты или нитраты. Как и ожидалось, увеличение расхода кислоты на эффективность разложения бастнезитового концентрата не влияло. Продолжительность обработки, как правило, составляла 6 часов.

Концентрат частично разлагался даже при температуре 20°C. Повышение температуры до 80°C при одинаковой продолжительности процесса увеличивало степень разложения в 1.4-2.5 раза.

Пенообразование, которое могло быть вызвано образующимся углекислым газом, отсутствовало, т.к. разложение концентрата низкоконцентрированными кислотными растворами проходило относительно медленно. Поэтому высокотемпературная прокалка для разложения карбонатов не требовалась.

Степень перехода РЗЭ в сорбент несколько превосходила убыль массы. Это определялось тем, что в бастнезитовом концентрате в малом количестве присутствуют труднорастворимые, не содержащие РЗЭ примесные минералы, например, кварц [3].

Извлечение катионов в сорбент при некоторых режимах сернокислотной и азотнокислотной обработки представлено в таблице 2, составы маточных растворов – в таблице 3.

Таблица 2

Извлечение катионов в сорбент при разложении бастнезитового концентрата растворами

Опыт**	Извлечение, %											
	Na	K	Mg	Ca	Sr	Ba	Al	∑Tr	Mn	Fe	Th	U
1	91.8	98.0	93.8	97.3	97.3	99.2	62.2	89.6	98.7	97.6	89.8	96.2
2	82.1	98.8	80.2	98.7	99.3	Н.о.*	43.3	75.6	83.7	79.5	99.0	76.9
3	85.8	97.2	92.9	96.4	96.6	99.4	59.7	98.9	98.1	97.4	98.1	95.2
4	89.1	83.3	88.4	88.9	90.0	98.3	52.7	80.5	96.0	91.2	85.2	90.5

1 – 1.5 мас.% H₂SO₄; 2 – 2 мас.% H₂SO₄; 3 – 2.5% HNO₃; 4 – 2.5% HNO₃+15 г·л⁻¹ F+7.5 г·л⁻¹ H₃PO₄.

* – не обнаружен.

** – номера опытов в таблицах 2-5 совпадают.

Концентрация в маточных растворах металлов, фосфора и фтора

Опыт	Концентрация, мг·л ⁻¹						
	Na ₂ O	K ₂ O	MgO	CaO	SrO	BaO	Al ₂ O ₃
1	11.7	2.9	2.5	14.5	15.6	1.3	3.8
2	12.0	1.6	1.9	8.4	2.9	Н.о.	5.1
3	15.1	4.4	0.1	21.7	23.7	2.4	5.6
4	11.3	27	5.3	58.1	60.3	6.6	8.4

Опыт	Концентрация, мг·л ⁻¹						
	∑Tr ₂ O ₃	MnO	Fe ₂ O ₃	ThO ₂	UO ₂	P ₂ O ₅	F
1	1.8	0.08	0.7	0.05	0.05	137	500
2	2.3	0.09	1.2	0.18	0.12	25	420
3	7.3	0.14	1.0	0.10	0.06	180	590
4	7.4	0.28	6.4	0.09	0.19	4800	15400

В растворе 1.5 мас.% H₂SO₄ концентрат разлагался эффективнее, чем в растворах 1 и 2 мас.% H₂SO₄. При его использовании степень разложения бастнезитового концентрата равнялась 86% (опыт 1), в то время как степень разложения концентрата раствором 2.0 мас.% H₂SO₄ составила 82% (опыт 2), а раствором 1.0 мас.% H₂SO₄ только 75%.

Как и ожидалось, более полно сорбционная конверсия проходила в азотнокислотных средах. Так, при использовании азотнокислого раствора концентрацией 2.5 мас.% степень разложения концентрата составила 89% при расходе сорбента 160% и 98% при расходе сорбента 450% (опыт 3) от стехиометрически необходимого.

Найдено, что в сходных условиях эффективность разложения бастнезитового концентрата азотной и хлористоводородной кислотой одинакова.

Низкая концентрация металлов в маточных растворах (таблица 3) указывает, что сорбция не лимитирует эффективность процесса. Поэтому даже значительное увеличение расхода сорбента мало влияло на степень разложения бастнезитового концентрата.

Так, при сорбционной конверсии в среде 2 мас.% H₂SO₄ при увеличении расхода сорбента со 125 до 300% от стехиометрически необходимого степень разложения с 75% возросла лишь до 82%. При этом концентрация РЗЭ в 1 литре сорбента снизилась с 40.4-47.1 до 19.4-22.2 г, что усложняет их десорбцию. Поведение отдельных РЗЭ в пределах точности анализов одинаково.

Содержание в сорбенте ThO₂ не превышало 0.005, UO₂ – 0.0006 мас.%. По величине удельной эффективной радиоактивности A_{эфф}, не превышающей 450 Бк·кг⁻¹ у сорбентов и 3 Бк·кг⁻¹ у маточных растворов, эти продукты относятся к I классу материалов с повышенным содержанием природных радионуклидов, работа с которыми в производственных условиях может проводиться без ограничений [2].

Количество фтора в осадках сернокислотного разложения пропорционально количеству РЗЭ, указывая на присутствие в них неразложившегося бастнезита (таблица 4). Повышенное содержание РЗЭ в осадке опыта 4 определяется повышенной концентрацией фтора в использовавшемся растворе.

Таблица 4

Химический состав остатков

Опыт	Концентрация, мас. %						
	Na ₂ O	K ₂ O	MgO	CaO	SrO	BaO	Al ₂ O ₃
1	0.18	0.022	0.04	0.25	0.35	0.09	0.06
2	0.43	0.005	0.19	0.0009	0.06	Н.о.	0.04
3	3.39	0.14	0.25	1.4	1.5	0.18	0.09
4	0.32	0.085	0.05	0.7	0.77	0.06	0.14

Опыт	Концентрация, мас. %						
	∑Tr ₂ O ₃	MnO	Fe ₂ O ₃	ThO ₂	UO ₂	P ₂ O ₅	F
1	51.2	0.001	0.06	0.083	0.002	1.32	1.7
2	67.4	0.025	0.36	0.0001	0.008	1.40	2.1
3	34.4	0.007	0.37	0.086	0.016	0.85	4.0
4	79.1	0.002	0.06	0.098	0.002	1.45	3.5

Рассчитали величины коэффициентов распределения K_d при сорбционной конверсии концентрата в сернокислой и азотнокислой средах по уравнению:

$$K_d = \frac{m_c \cdot V_p}{m_p \cdot V_c},$$

где m_c и m_p – масса компонентов в равновесном сорбенте и растворе, V_c – объём сорбента, V_p – объём раствора (табл. 5).

Таблица 5

Величины K_d при сорбционной конверсии бастнезитового концентрата в сернокислой и азотнокислой средах

Опыт	K_d										
	Na	K	Mg	Ca	Sr	Ba	Al	Fe	Th	U	∑Tr
1	29.9	114	42.2	95	102	735	4.5	260	824	103	12900
2	19.1	147	32.9	123	Н.о.	Н.о.	1.7	89	191	18.3	6190
3	14.4	49	21.6	42	44	262	2.0	113	284	53	2350
4	19.8	6.9	12.5	14	16	94	3.7	17	309	17	1880

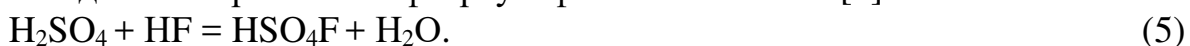
Из данных таблицы 5 видно, что снижение концентрации серной кислоты с 2 до 1.5 мас. % способствовало увеличению K_d РЗЭ и, как следствие, увеличению степени разложения бастнезита (опыты 1 и 2). Одновременно увеличились K_d многих металлов, но уменьшились для кальция и стронция. Снижение K_d определялось затруднением сорбции, что приводило к возрастанию концентраций этих элементов, особенно, стронция в маточном

растворе. Очень низкое значение K_d алюминия обусловлено частичным образованием им в растворе фторсодержащих анионных комплексов.

В растворе 2.5 мас.% HNO_3 величины K_d щелочных, щелочноземельных и редкоземельных металлов меньше, чем в растворе 2 мас.% H_2SO_4 . Это определяется различной концентрацией в этих растворах протона, равной соответственно, 0.4 и ≈ 0.3 М. Накопление в азотнокислом растворе H_3PO_4 и фтор-иона (опыт 4) снижало K_d многих элементов, особенно железа и урана, из-за частичного образования этими элементами трудно сорбирующихся фторидных (фторфосфатных) комплексов.

Содержание металлов в маточных растворах мало (таблица 3), приводя к снижению концентрации лишь на 0.3-0.6%. Однако использованию кислотных растворов в обороте могут препятствовать фтор и фосфор бастнезитового концентрата: при использованном отношении Т:Ж за 1 цикл концентрация в маточном растворе максимально может достигать ($\text{мг}\cdot\text{л}^{-1}$) 204 P_2O_5 и 610 фтора.

Исследовали влияние наличия фтора и фосфора в кислотных растворах на эффективность разложения бастнезитового концентрата. Степень разложения бастнезитового концентрата, содержащими $7.5 \text{ г}\cdot\text{л}^{-1}$ H_3PO_4 и $15 \text{ г}\cdot\text{л}^{-1}$ фтора, растворами при температуре 80°C составила 83% для раствора 2.5 мас.% HNO_3 (опыт 4), 75% для раствора 2.0 мас.% HNO_3 , но лишь 30% для раствора 2.0 мас.% H_2SO_4 . Затруднение разложения бастнезитового концентрата при накоплении фтора в сернокислом растворе, возможно, объясняется снижением кислотности раствора вследствие образования фторсульфоновой кислоты [9]:



Экспериментально показано, что при дополнительной обработке остатков РЗЭ эффективно извлекаются в сорбент.

При использовавшемся отношении объёма кислотного раствора к массе концентрата содержание фтора $15 \text{ г}\cdot\text{л}^{-1}$ достигается за ≈ 25 циклов использования раствора в обороте, при этом содержание фосфора не превысит $5 \text{ г}\cdot\text{л}^{-1}$. Следовательно, многократное использование кислотного раствора в обороте позволит уменьшить расход кислот до $\leq 5\%$ от стехиометрически необходимого.

Кроме того, из 2.5 мас.% азотно- и солянокислых растворов, содержавших до $11 \text{ г}\cdot\text{л}^{-1}$ H_3PO_4 и $15 \text{ г}\cdot\text{л}^{-1}$ фтора, нейтрализацией карбонатом кальция общей кислотности на 70-75% осаждалось до 95.4% фтора и 13-32% фосфора. Это позволяет продолжать использование кислотных растворов в обороте, практически исключив образование жидких отходов.

Особенности переработки сорбентов рассмотрены в следующем разделе. Отметим, что в сорбентах, получающихся при переработке бастнезитового концентрата, содержание оксида тория относительно суммы оксидов РЗЭ не превышает 0.23 мас.%. т.е. при получении редкоземельного концентрата из сорбента необходимо предусматривать разделение РЗЭ и радионуклидов.

Исследование разложения иттрофлюоритового концентрата методом сорбционной конверсии

В низкоконцентрированных растворах азотной кислоты иттрофлюорит в малой степени разлагается по реакциям:



Также установлено, что он растворяется в низкоконцентрированных растворах HF.

Растворимость при температурах 20 и 80 °С фторида кальция в растворах 1-3 мас.% азотной и в растворах 1-2 мас.% фтористоводородной кислот приведена в табл. 6.

Таблица 6

Зависимость равновесной концентрации CaF₂ от концентрации
HNO₃ и HF и температуры

Кислота	Концентрация, мас.%	Растворимость CaF ₂ (г·л ⁻¹) при температуре (°С)	
		20	80
HNO ₃	1.0	0.09	0.34
	2.0	0.33	0.66
	3.0	0.37	0.86
HF	1.0	0.028	0.0028
	2.0	0.014	0.0042
	3.0	0.007	0.0098

Из данных таблицы 6 следует, что введение в раствор небольших концентраций HNO₃ значительно увеличивает растворимость CaF₂, равную в воде 0.02 г·л⁻¹ [10]. Повышение температуры, особенно при использовании раствора 1 мас.% HNO₃, увеличивает растворимость.

Растворимость CaF₂ в растворах HF мала, но она выше рассчитанной в предположении, что вводимый фтор-ион будет высаливать CaF₂. С увеличением концентрации HF растворимость CaF₂ снижалась при температуре 20°С и увеличивалась при 80°С.

Растворимость фторидов РЗЭ при увеличении концентрации кислот сначала возрастает, затем, достигнув максимума, уменьшается. Так, в растворах азотной кислоты максимальная растворимость YF₃ наблюдалась при концентрации азотной кислоты ≈4.5 М и составила 1.12 г·л⁻¹ (23.1 мг-экв·л⁻¹ иттрия), а LaF₃ при концентрации азотной кислоты ≈3.3 М (0.42 г·л⁻¹ или 6.43 мг-экв·л⁻¹ лантана) [7, 8].

Растворимость фторидов трёхвалентных РЗЭ в растворах фтористоводородной кислоты практически не изучалась. Сообщалось, что при 0 °С растворимость YF₃ в системе H₂O – YF₃ – HF не превышает 0.015-0.05 г·л⁻¹ [8].

HF увеличивает и растворимость ThF₄, которая при комнатной температуре в воде равна лишь 0.17 мг·л⁻¹ [8], но в водном растворе, содержащем 36 г·л⁻¹ HF, достигает 23 мг·л⁻¹ [11].

Механизм взаимодействия фторидов кальция, РЗЭ и тория с фтористоводородной кислотой неясен, но из получавшихся растворов они сорбируются сульфокатионитом, т.е. находятся в них в катионной форме.

Гранулометрический состав концентрата: 20% класса крупности +0.25 мм, 21.75% класса -0.25+0.14 мм, 31.25% класса -0.14+0.07 мм и 27.0% класса -0.07 мм. В ряде опытов концентрат дополнительно измельчался до 100% класса крупности -0.07 мм.

Соотношение объёма раствора и массы концентрата Ж:Т равнялось 40. При этом расход HNO_3 в опыте 3 составлял 46% от стехиометрически необходимого для протекания реакций (5) и (6), в остальных опытах – 58%. Достаточно большая величина Ж:Т определялась необходимостью гарантированного погружения сорбента в раствор.

Поисковый опыт показал, что принципиально возможно использование раствора, содержащего 1 мас.% HNO_3 , но при равных условиях скорость разложения концентрата была в два раза меньше, чем при использовании раствора 2.5 мас.% HNO_3 .

В табл. 7 суммированы данные по условиям и результатам проведенных экспериментов, а в таблице 8 приведено полученное в опыте 3 распределение металлов между сорбентом, раствором и твёрдым остатком.

Таблица 7

Условия и результаты опытов по обесфториванию иттрофлюоритового концентрата

Опыт	Среда	С, мас. %	Время, час.	t, °С	Убыль массы, %	Сорбент		Поглощено сорбентом, %			
						Расход, отн. %	γ^{**} , отн. %	ΣTr	Ca	Th	U
1*	HNO_3	2.5	7	80	66.0	93	70.0	72.1	72.6	64.1	50.4
2*	HNO_3	2.5	7	80	80.0	139	56.8	Н.а.	Н.а.	Н.а.	Н.а.
3*	HNO_3	2.0	6	80	72.0	200	35.5	Н.а.	Н.а.	Н.а.	Н.а.
4	HNO_3	2.5	4	80	94.0	265	35.0	Н.а.	Н.а.	Н.а.	Н.а.
5	HNO_3	2.5	6	80	94.0	265	35.0	93.9	93.0	93.2	80.7
6*	HF	1.0	4	20	50.0	265	18.0	50.0	49.9	50.0	25.9
7*	HF	1.0	4	80	70.0	265	25.3	70.0	69.9	70.0	62.3
8*	HF	1.0	8	80	90.0	265	32.5	89.8	89.7	89.5	76.5

* - концентрат дополнительно измельчён до крупности – 0.07 мм.

** - степень заполнения сорбционной обменной ёмкости.

Из экспериментальных данных видно, что при использовании азотнокислого раствора степень разложения концентрата достигала 94%, при использовании фосфорнокислого раствора 90%. Разделение РЗЭ, кальция и тория в процессе сорбционной конверсии практически не происходило. Более низкая степень поглощения алюминия, титана, циркония и ниобия связана с частичным образованием ими анионных фторидных комплексов.

Распределение металлов между продуктами опыта 5

Продукт	Попало в продукт, отн. %									
	Y	La	Ce	Pr	Nd	Sm	Eu	Gd	Tb	Dy
1	93.94	93.74	93.75	93.71	93.82	93.83	94.20	93.84	94.01	93.95
2	0.06	0.25	0.26	0.28	0.20	0.17	0.28	0.11	0.09	0.06
3	6.00	6.01	5.99	6.01	5.98	6.00	5.52	6.05	5.90	5.99

Продукт	Попало в продукт, отн. %									
	Ho	Er	Tm	Yb	Lu	Σ Tr	Na	Mg	Ca	Sr
1	93.93	93.95	93.99	93.95	93.87	93.91	64.3	38.0	92.97	93.14
2	0.06	0.06	0.06	0.04	0.10	0.09	29.7	56.0	1.03	0.86
3	6.01	5.99	5.95	6.01	6.04	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00

Продукт	Попало в продукт, отн. %								
	Al	Ti	Fe	SiO ₂	Zr	Nb	Th	U	
1	54.54	71.11	92.95	-	16.52	6.73	93.18	80.70	
2	39.46	22.83	1.06	7.55	77.67	88.39	0.78	7.53	
3	5.99	6.06	5.99	92.45	5.81	4.88	6.04	11.77	

1 – сорбент, 2 – раствор, 3 – твёрдый остаток.

Расход сорбента, при котором достигалась достаточно высокая степень разложения иттрофлюорита, равен 265% от стехиометрически необходимого, при этом степень заполнения функциональных групп, рассчитанная из допущения, что сорбируются катионы Me^{n+} , составила 35%. При оптимальном расходе сорбента с увеличением продолжительности процесса с 4 до 6 ч степень разложения иттрофлюорита не повышалась. Снижение расхода сорбента до 93% приводило к уменьшению степени разложения концентрата с 94 до 66%, но концентрация металлов в сорбенте возрастала в 2 раза (см. табл. 7). Это повышает эффективность десорбции и последующего извлечения металлов из элюата.

Наблюдаемое при этом уменьшение степени разложения концентрата не является критическим, т.к. неразложившиеся остатки по данным рентгенофазового анализа представляли собой иттрофлюорит, и их переработка исследованными методами не создавала дополнительных трудностей.

Таким образом, метод сорбционной конверсии позволяет эффективно извлекать катионы иттрофлюоритового концентрата в сорбент. Сорбенты содержали до ($г \cdot л^{-1}$): 13.2 Σ Tr, 0.66 Na, 49 Ca, 0.6 Sr, 0.08 Al, 0.024 Ti, 0.38 Fe, 0.128 Th, 0.001 U. Хотя радиоактивность сорбентов невелика ($A_{эфф.} \leq 550$ Бк \cdot кг⁻¹), содержание относительно суммы оксидов РЗЭ только оксида тория достигает 0.97 мас.%, т.е. необходимо при извлечении РЗЭ из сорбента обеспечить разделение РЗЭ и радионуклидов. Это достигается дробным гидролитическим осаждением

из элюатов на основе концентрированных солей натрия сначала ториевого кека, затем редкоземельного концентрата [12].

Маточные растворы содержат либо смесь азотной и фтористоводородной кислот, либо только фтористоводородную кислоту.

Маточный азотно-фосфорнокислый раствор опыта 4 содержал ($\text{мг}\cdot\text{л}^{-1}$): 3.3 $\Sigma\text{Tr}_2\text{O}_3$, 85.4 Na_2O , 172 CaO , 1.5 SrO , 36.9 Al_2O_3 , 5.6 TiO_2 , 1.1 Fe_2O_3 , 1500 SiO_2 , 6.0 ZrO_2 , 0.31 ThO_2 , 0.032 UO_2 и 9400 F. Маточный фторидный раствор опыта 8 содержал ($\text{мг}\cdot\text{л}^{-1}$): 4.3 $\Sigma\text{Tr}_2\text{O}_3$, 43 CaO , 0.15 ThO_2 , 0.046 UO_2 и 19000 F. Растворы нерадиоактивны, т.к. основная часть тория и урана поглощается сорбентом. В них попадает незначительная доля содержащихся в концентрате РЗЭ (см. табл. 8). Содержание в растворах фтора примерно в 3 раза превышало необходимое для связывания во фторидные комплексы фторацепторных катионов кремния, алюминия, титана, циркония, ниобия.

Выше отмечалось, что из 2.5 мас.% азотнокислых растворов основная часть фтора может быть осаждена нейтрализацией карбонатом кальция, после чего возможно использование полученного азотнокислотного раствора в обороте. Также очевидна возможность использования в обороте раствора фтористоводородной кислоты. Таким образом, при переработке иттрофлюоритового концентрата исключается получение требующих утилизации жидких отходов.

Заключение

Предложена ресурсосберегающая технология переработки фторсодержащего редкоземельного сырья (бастнезитового и иттрофлюоритового концентратов), включающая разложение сырья кислотными растворами в присутствии сульфокатионита с переводом в сорбент катионов и в кислотный раствор фтора, выделение известными методами из сорбента нерадиоактивного редкоземельного концентрата, выделение из кислотных растворов фторсодержащих соединений.

Определены технологические параметры процесса разложения сырья. Показаны пути регенерации используемых кислотных растворов.

Предложенный подход перспективен не только для переработки других видов редкоземельного сырья, например, иттротрихизитового концентрата, но и флюоритовых концентратов.

Основными отходами являются радиоактивный ториевый кек, а также неразлагающиеся акцессорные минералы (кварц, полевые шпаты). Практически исключается расход реагентов, прежде всего кислот, а также получение требующих утилизации жидких отходов.

Дополнительными достоинствами предлагаемого метода переработки фторсодержащего редкоземельного сырья являются низкие концентрации используемых кислот и температура процесса, что позволяет использовать негерметичную аппаратуру, изготавливая её из более дешёвых и доступных материалов.

Литература

1. Gupta С.К, Krishnamurthy N. Extractive Metallurgy of Rare Earths / CRC Press: London, New York, Washington, 2005, 522 p.
2. Обращение с минеральным сырьём и материалами с повышенным содержанием природных радионуклидов. Санитарные правила и нормы СП-2.6.1.798-99. М.: Минздрав России, 2000. 11 с.
3. Aplan F.F. The processing of rare earth metals. Rare earths: extraction, preparation and application // Processings of the TMS Annual Meeting. Las Vegas, Nevada. Feb 27-Mart 2. 1988. P. 15-34.
4. Локшин Э.П., Тареева О.А., Елизарова И.Р. Новый подход к переработке апатитового концентрата // ЖПХ. 2016. Т. 89. № 7. С. 887-893. (E.P. Lokshin, O.A. Tareeva, I.R. Elizarova. New approach to processing of the apatite concentrate // Russian Journal of Applied Chemistry. 2016. V. 89. N 7. P. 1082-1088. DOI 10.1134/S1070427216070065.
5. Локшин Э.П., Вершкова Ю.А., Ивлев К.Г., Тареева О.А. Растворимость LaF_3 и YbF_3 в растворах, содержащих серную и фосфорную кислоты // Журнал неорганической химии. 2004. Т. 49. № 4. С. 707-710.
6. Локшин Э.П., Тареева О.А. Растворимость YF_3 , CeF_3 , PrF_3 , NdF_3 и DyF_3 в растворах, содержащих серную и фосфорную кислоты // Журнал неорганической химии. 2007. Т. 52. № 12. С. 1-5.
7. Махмадмуродов А., Джураев Х.Ш., Комилова Г., Каримов В. Определение произведения растворимости фторида иттрия // Доклады АН Таджикской ССР. 1972. Т. 15. № 9. С. 40-43.
8. Икрами Д.Д., Комилова Г., Хаитова М. О растворимости фторидов лантана и скандия в азотной кислоте // Доклады АН Таджикской ССР. 1973. Т. 16. № 3. С. 65-69.
9. Беликов М.Л., Иваненко В.И., Локшин Э.П., Седнева Т.А. Дистилляционная отгонка HF из кислых фторидно-сульфатных растворов // Химия в интересах устойчивого развития. 2017. Т. 25. № 5. С. 473-478. DOI: 10.15372/KhUR20170501.
10. Киргинцев А.Н., Трушников Л.Н., Лаврентьев В.Г. Растворимость неорганических веществ в воде. Л.: Химия, 1972. 248 с.
11. Буслаев Ю.А., Густякова М.П. О растворимости ThF_4 в HF // ЖНХ. 1965. Т.10. № 3. С. 662-665.
12. Локшин Э.П., Тареева О.А. Гидролитическое осаждение редкоземельных металлов из растворов сложного состава // Химическая технология. 2021. Т. 22. № 4. С. 168-175. DOI: 10.31044/1684-5811-2021-22-4-168-175.

РАСШИРЕНИЕ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ТАНТАЛА ЗА СЧЕТ ВОВЛЕЧЕНИЯ В ПЕРЕРАБОТКУ ПЛЮМБОМИКРОЛИТА АМАЗОНИТОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КОЛЬСКОГО ПОЛУОСТРОВА

С.М. Маслобоева

ИХТРЭМС КНЦ РАН, г. Апатиты

Тантал и ниобий относятся к стратегическим материалам, которые обеспечивают технологическую и военно-политическую безопасность страны. Они используются в производствах полупроводников, керамики, оптики и электроники и других новых материалов двойного назначения. Сплавы ниобия и тантала с никелем, вольфрамом, рением находят применение в качестве конструкционных материалов, заменителей платины, иридия, золота и для других целей. Объемы производства этих металлов служат надежным индикатором уровня развития индустриального комплекса развитых стран. Создание базовых высокотехнологичных отраслей, nanoиндустрии, энергетики будущего невозможно без развития производства редких металлов. Известно, что мировые запасы тантало-ниобиевых руд сосредоточены, в основном, в странах Южной и Северной Америки, Африке.

Известно [1], что тантал входит в число малораспространенных элементов, его кларк в верхней континентальной коре $2,2 \times 10^{-4} \%$. К настоящему времени известно более 100 танталовых и танталсодержащих минералов, представляющих, главным образом, подкласс сложных оксидов, но для извлечения тантала пока используется около 20 из них. К ним относятся: лопарит $(\text{Ce, Na, Ca})_2(\text{Ti, Nb})_2\text{O}_6$ (0.5-0.8), минералы группы пирохлора: цериопирохлор – $(\text{Ce, Ca, Y})_{1-2}(\text{Nb, Ta})_2\text{O}_6(\text{OH, F})$ (2.7-5.0), микролит – $(\text{Ca, Na})_2\text{Ta}_2\text{O}_6(\text{O, OH, F})$ (60.8-80.6), джалмаит – $(\text{U, Ca, Ce})_{1-2}(\text{Ta, Nb})_2\text{O}_6(\text{OH, F})$ (65-72.3), минералы группы колумбита: ферро- и манганоколумбит – $(\text{Mn, Fe}^{+2})(\text{Nb, Ta})_2\text{O}_6$ (2-20), ильменорутил – $\text{Fe}^{+3}\text{TiNbO}_6$ (0.15-28.5) и другие (в скобках приведено содержание Ta_2O_5 в минерале в %).

Разведанные и оцененные месторождения тантала России значительно варьируют по масштабам, уровням содержаний тантала в рудах и компонентному составу последних. Балансовые месторождения по количественному соотношению тантала с ниобием и удельной доле тантала в компонентном составе руд традиционно разделяются на три группы:

- 1) собственно танталовые с соотношением $\text{Nb}_2\text{O}_5/\text{Ta}_2\text{O}_5 \leq 4$;
- 2) ниобий-танталовые с $\text{Nb}_2\text{O}_5/\text{Ta}_2\text{O}_5$ от 5 до 20;
- 3) ниобиевые, титановые и другие месторождения, содержащие тантал в качестве попутного компонента с $\text{Nb}_2\text{O}_5/\text{Ta}_2\text{O}_5 > 20$.

Цены на тантал держатся на высоком уровне, поэтому разработка даже небольших месторождений с достаточно высоким содержанием тантала может оказаться рентабельной.

Реанимировать добычу и производство редких металлов – общенациональная задача.

На Кольском полуострове имеются следующие месторождения тантала и ниобия, а также перспективные площади для их освоения:

1. Ловозерское (уникальное комплексное ниобий-танталовое и литий-танталовое месторождение);
2. Вороньетундровское и Колмозерское (перспективные для освоения);
3. Неске-Вара, Вуориярвинское и Полмостундровское месторождения (комплексные ниобий-танталовые и литий-танталовые месторождения с неактивными запасами).

В Мурманской области известно более 120 пегматитовых жил, содержащих амазонит. Из них самое крупное месторождение – Плоскогорское (рис. 1), расположенное в центральной части Кольского полуострова в 80 км к востоку от села Ловозеро, в 34 км к северо-западу от посёлка Краснощелье. В работах [2, 3] показано, что в составе безамазонитовых блоков присутствует ряд редкометалльных минералов, которые попутно могут быть выделены обогатительными методами при его разработке. К наиболее значимым из них относятся: иттрофлюорит $(Ca, Y)F_2$, кейвиит-(Yb) $Yb_2Si_2O_7$, ксенотим-(Yb) $YbPO_4$, ксенотим-(Y) YPO_4 , плюмбомикролит $Pb_{1,8}(Ta, Nb)_2O_6(F, OH)$, плюмбопирохлор $Pb_{1,8}(Nb, Ta)_2O_6(F, OH)$, манганоколумбит $MnNb_2O_6$, касситерит SnO_2 и др. Все минералы характеризуются повышенным содержанием природных радионуклидов рядов урана-238 и тория-232.



Рис. 1. Плоскогорское амазонитовое месторождение Кольского полуострова

Целью данной работы является привлечение инвесторов к разработке амазонитового месторождения Кольского полуострова, в ходе которого представляется возможность выделения плюмбомикролита (ПМ) и его дальнейшая переработка известными методами с получением соединений тантала и ниобия, а также свинца для различных областей науки и техники. Рентабельность переработки ПМ амазонитового месторождения горы Плоская может быть существенно повышена с одновременной разработкой включений ценного поделочного камня – амазонита. По данным Справки, подготовленной ФГБУ «ВСЕГЕИ» в рамках выполнения Государственного задания

Федерального агентства по недропользованию от 26.12.2019 г. № 049-00017-20-04, в нераспределенном фонде недр (не переданные в освоение) учитывается месторождение амазонита Плоскогорское. Запасы месторождения утверждены ГКЗ в 1979 г. Балансовые запасы амазонита-сырца кат. С₁+С₂ составляют 47032,2 т, сортового амазонита – 1 675,7 т, амазонитовой крошки – 33 432,4 т [4].



Рис. 2. Редкометалльный минерал
плюмбомикролит
 $Pb_{1,8}(Ta,Nb)_2O_6(F,OH)$

Плюмбомикролит (рис. 2) находится среди альбита, ассоциируя с биотитом, флюоритом, амазонитом и кварцем. Характерной ассоциацией ПМ является его нахождение с металлическим висмутом и касситеритом. Он обладает фазовой неоднородностью. Изучен химический состав образцов ПМ, выделенных из самых разных ассоциаций и участков пегматитового тела. В амазонитовых пегматитах выделяется пять цветовых разновидностей ПМ, характеризующихся также разными физическими свойствами и некоторыми особенностями химического состава: зелёный и жёлто-зелёный, жёлтый, оранжевый и оранжево-коричневый, тёмно-бурый и чёрный. Этот минерал имеет кубическую сингонию пироклоровой структуры при сильно искажающем влиянии свинца. Плотность образцов 6.7-8.2 г/см³, микротвердость (при нагрузке 40 г) в пределах 610-670 кГ/мм².

Рассматривая химический состав ПМ из амазонитовых пегматитов Кольского полуострова, прежде всего следует отметить необычно высокое содержание в них свинца, а также низкие содержания кальция и натрия, а порой и полное их отсутствие [2]. Из литературных данных следует, что в различных образцах ПМ содержится (в мас. %): 47.4-55.2 PbO, 27.0-31.3 Ta₂O₅, 10.9-14.2 Nb₂O₅, 2.6-3.5 SnO₂, 1.2-1.7 Fe₂O₃, 0.3-2.1 TiO₂, 0.0-1.5 CaO [3]. Кроме того, в состав концентрата входят радионуклиды рядов урана-238 (0.53±0.09 мас.%) и тория-232 (0.06±0.01 мас.%). Отношение Th/U равно 0.2. Вклад радия-226 (урана-238) в эффективную удельную активность составляет более 90%, вклад тория-232 – около 8%. Таким образом, радиоактивность концентрата носит преимущественно уран-радиевый характер и связана, по-видимому, преимущественно с акцессорными уранинитом и торитом [3]. Отношение альфа-активности к бета-активности в зависимости от фракционного состояния концентрата равно 3.6-6.4. Средние значения эффективной удельной активности исследуемых образцов находятся в пределах 30-36 кБк/кг.

Целесообразность выделения ПМ попутно с освоением амазонитового месторождения поставило перед исследователями актуальную задачу разработки эффективной экологически безопасной и малоотходной технологии переработки плюмбомикролита. В Институте химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева Кольского научного центра РАН к настоящему времени изучены гидро- и сольвометаллургические схемы переработки плюмбомикролитового концентрата (ПМК) с получением соединений тантала и ниобия высокой чистоты, а также свинца. Основные результаты исследований приведены в работах [5-10].

Пробы были отобраны при ручной разборке крупногнездовых выделений в карьере при разработке амазонита и состояли из кускового материала (100-300 г) цвета от серого до черного. Несмотря на внешние отличия, содержание ниобия(V) и тантала(V) и их соотношение, за исключением одной пробы, в которой, по-видимому, преобладал плюмбопирохлор, было примерно одинаковым (табл. 1).

Таблица 1

Характеристика образцов плюмбомикролита

Характер пробы, цвет	Содержание в пробах, мас. %			Мольное отношение Ta ₂ O ₅ :Nb ₂ O ₅	Удельная активность, Бк/г
	Σ Ta ₂ O ₅ + Nb ₂ O ₅	Ta ₂ O ₅	Nb ₂ O ₅		
Серый -1	40.5	26.5	14.0	1.2	780
Серый -2	33.7	21.6	13.1	1.2	865
Желто-коричневый	40.3	26.3	14.0	1.06	1760
Черный -1	35.5	22.8	12.7	0.5	935
Черный -2	34.2	16.0	18.2	1.13	910
Шламы*	36.9	23.6	13.3	1.05	1500

* образовались при транспортировке.

После первичного размола анализировали состав разных фракций ПМ для оценки возможности предварительного обогащения (табл. 2).

Таблица 2

Содержание основных компонентов во фракциях размолотого концентрата

Фракция	Выход, %	Содержание, мас. %			
		Ta ₂ O ₅	Nb ₂ O ₅	TiO ₂	SnO ₂
+0.31	9	21.8	12.2	0.72	2.84
-0.31+0.16	21	19.6	11.0	0.70	3.16
-0.16+0.1	38	19.8	12.4	0.68	2.96
-0.1+0.06	11	22.4	12.2	0.75	2.92
-0.06	21	25.9	14.4	0.9	2.90

Крупная партия концентрата содержала большое количество примесных минералов, прочность которых выше, вследствие чего при

размоле плумбомикролит преимущественно распределяется в шламовую фракцию, что не позволяет надеяться на высокое извлечение при обогащении минерала гравитационными методами. Распределение радионуклидов по фракциям примерно одинаково.

Ниже приводятся разработанные в ИХТРЭМС КНЦ РАН технологические схемы переработки плумбомикролита.

Фторидно-азотнокислотная схема (рис. 3) заключается в том, что ПМК предварительно измельчают и отсеивают. Фракцию $< 0,16$ мм направляют на вскрытие, а остатки на повторное измельчение. Разложение осуществляют смесью 40% HF и 65% HNO₃ при соотношении твердого к объему жидкого T:V_ж=1:3, t=120°C, расходах 120% HF и 200% HNO₃ от стехиометрии, в течение 3 часов (оптимальные условия разложения ПМК). Полученную пульпу охлаждают до комнатной температуры и фильтруют. Фильтрат направляют на экстракцию тантала и ниобия, а осадок промывают раствором азотнокислого свинца в азотной кислоте при T:V_ж=1:2 для очистки его от маточника. Промывной раствор используют на стадии вскрытия ПМК. Последующая стадия включает обработку остатка горячей водой при соотношении T:V_ж=1:5-10 для растворения азотнокислого свинца и перевода его в раствор. После фильтрации осадок направляют на захоронение, а раствор Pb(NO₃)₂ – на дальнейшую переработку с получением свинца или соли свинца.

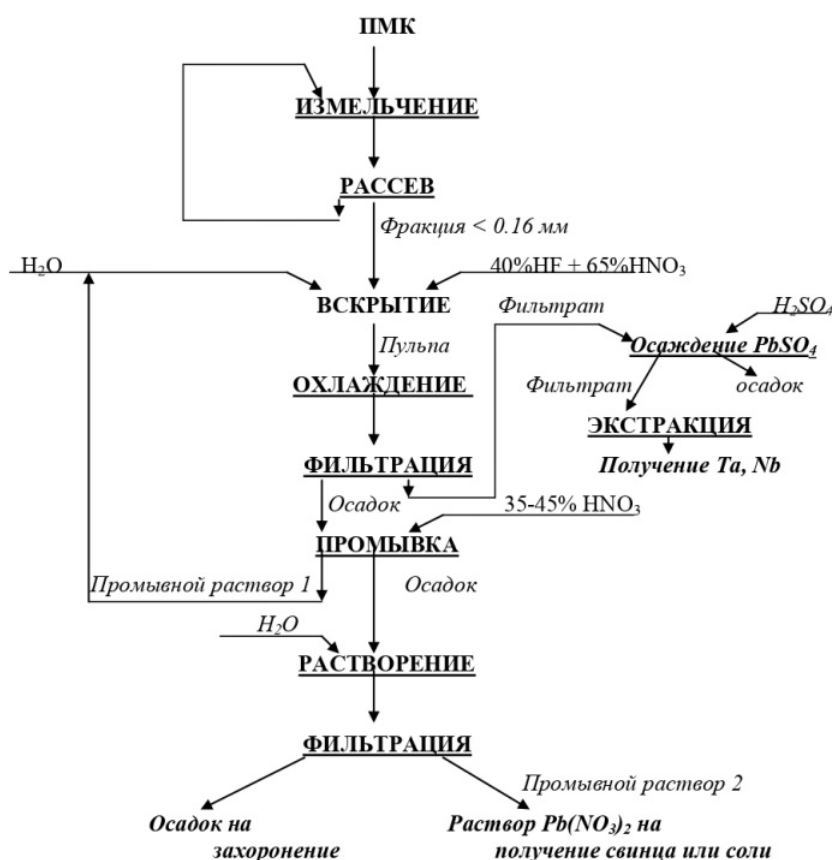


Рис. 3. Технологическая схема фторидно-азотнокислотной переработки плумбомикролитового концентрата

Установлено, что в выбранных условиях разложения концентрата в соответствии со схемой (рис. 3) достигнуты высокие степени извлечения тантала и ниобия (более 99%) в раствор с отделением свинца (98%) в виде азотнокислого свинца. Содержание урана и тория в нерастворимом остатке составляет 3.6-4.7 и 0.8-1.2 мас.% соответственно. Растворы, используемые для экстракционного выделения соединений тантала и ниобия, устойчивы в течение длительного времени, они содержат, г/л: 85.1-89.8 Ta_2O_5 и 46.0-53.2 Nb_2O_5 . Для получения высокочистых соединений тантала изучена очистка фторидно-азотнокислых растворов от свинца и радионуклидов перед экстракционной переработкой и найдены оптимальные условия осаждения сульфата свинца и других примесей концентрированной серной кислотой. В качестве экстрагента для выделения тантала выбран октанол-1 (ОКЛ-1). Установлено, что в этом случае степень извлечения тантала из фторидно-азотнокислых растворов при соотношении объемов органической и водной фаз $O:B=2$ составляет за одну ступень 80.8%.

Фторидно-сернокислотная схема переработки ПМК (рис. 4) заключается в том, что после измельчения и рассеивания ПМК фракцию -0,07 мм направляют на вскрытие смесью 40% HF и 92.5% H_2SO_4 . Установлено, что расход серной кислоты сверх стехиометрического на связывание свинца(II) и олова (IV) в незначительной степени влияет на степень разложения ПМК. На основе проведенных исследований определены оптимальные условия разложения концентрата: фракция -0,07 мм, $T:V_{ж}=1:3$, $t=90-95^{\circ}C$, расход 120% HF и 150% H_2SO_4 от стехиометрии, время вскрытия 3 ч, обеспечивающие достаточно высокий выход тантала и ниобия в раствор (98-99%), а свинца(II) и тория-232 в осадок. При этом достигается практически полное отделение урана-238 от тория-232, причем ^{232}Th остается в осадке сульфатов свинца вместе с неразложившимся концентратом. Предложен метод выделения свинца и возврата минеральной фракции на повторное разложение путем конверсии сульфатов свинца в карбонаты с последующим их растворением в азотной кислоте. Установлено, что конверсия сульфата свинца, входящего в состав осадков после разложения ПМК, в карбонаты проходит практически полностью в условиях: $T:V_{ж}=1:4$, $t=60-70^{\circ}C$, расходе Na_2CO_3 – 120% от стехиометрии, в течение 3 ч. Показано, что крупные фракции минерала могут быть выделены и возвращены в процесс частично гравитационным методом из сульфатных и карбонатных пульп и полностью из азотнокислого раствора, полученного растворением карбоната свинца в азотной кислоте. Продукционные растворы содержат тантала 92.1-130.7 и ниобия 43.7-53.3 г/л, что делает удобным их экстракционное выделение и очистку известными стандартными методами. В соответствии с данной схемой исследован процесс последовательной экстракции ОКЛ-1 сначала тантала, а затем ниобия, при этом степень извлечения тантала за одну ступень при соотношении $O:B=2$ составляет 83.7%.

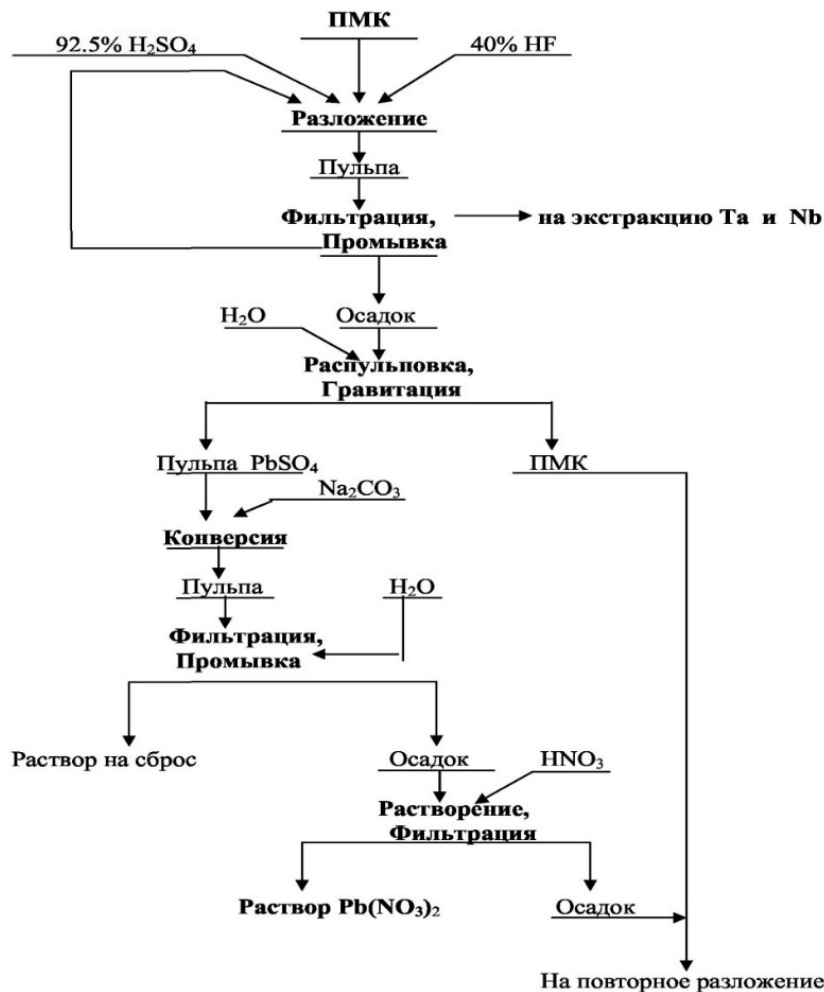


Рис. 4. Гидрометаллургическая схема фторидно-сернокислотной переработки плюмбомикролитового концентрата

Фторидно-солянокислотная схема переработки ПМК заключается в том, что разложение ПМК осуществляют смесью 45% HF и 36.5% HCl. Из анализа экспериментальных данных установлено, что при расходе HF от 110 до 150% от стехиометрии существенно повышается степень извлечения в раствор тантала (от 78.4 до 94.3), в то время как извлечение ниобия практически остается неизменным. Продукционные растворы содержат, г/л: 94.4-157.5 Ta₂O₅ и 63.2-88.3 Nb₂O₅, они могут быть использованы для экстракционного извлечения ОКЛ-1 тантала и ниобия. Однако полученные результаты свидетельствуют, что для более полного извлечения ценных компонентов в раствор при разложении ПМК смесью HF и HCl, наряду с размолотом концентрата до крупности -0.7 мм, необходим большой расход фтористоводородной кислоты (более 200% от стехиометрии), что является существенным недостатком данной технологической схемы.

Анализ разработанных гидрометаллургических схем переработки ПМК показал, что с точки зрения радиационной безопасности все рассматриваемые варианты технологий отличаются незначительно.

Установлено, что во всех случаях при вскрытии концентрата основная часть радиоактивных веществ концентрируется в нерастворимом осадке, эффективная удельная активность которого в зависимости от условий разложения находится в пределах 500-700 кБк/кг.

По фторидно-азотнокислотной и фторидно-сернокислотной схемам на стадии экстракционного выделения соединений тантала из танталсодержащих реэкстрактов выделены высокочистые пентаоксиды тантала, которые по количеству регламентированных примесей соответствовали марке «высокочистый». Содержание катионных примесей в различных образцах Ta_2O_5 составляло, 10^{-4} мас. %: Nb<30; Ti, Zr<3; Ca<20; Fe \leq 3; Mn<1; Mg \leq 3; Pb \leq 5; Cu, Sn, Ni, Cr, V<2; Co, Mo, Al<5; Si<10. Также из реэкстрактов получен гептафторотанталат калия K_2TaF_7 с концентрациями примесных элементов, в мас. %: Mn <3 $\cdot 10^{-4}$, Mg, Cr, V, Cu <5 $\cdot 10^{-4}$, Si, Fe Ni, Pb, Sn, Ti, Al, Mo, Sn <1 $\cdot 10^{-3}$, Co<3 $\cdot 10^{-3}$, Nb, Zr <5 $\cdot 10^{-3}$, Ca <3 $\cdot 10^{-2}$, что соответствует требуемым нормам для его использования в качестве исходного материала для натриетермического восстановления танталового порошка конденсаторного класса. Получены высокочистые танталовые порошки, имеющие в зависимости от вариантов схем удельную поверхность от 0.53 до 1.23 м²/г, удельный заряд до 38000 мкКл/г и ток утечки от 0.0006 до 0.001 А/Кл [11].

Однако из оценки результатов исследований следует, что фторидно-сернокислотная схема имеет ряд преимуществ перед другими. В результате разложения ПМК по этой схеме можно достичь выход тантала и ниобия в раствор до 99% и при этом практически весь свинец сконцентрировать в нерастворимом остатке в виде сульфата свинца. Существенным недостатком фторидно-азотнокислотной схемы, несмотря на упрощенное выделение свинца в виде $Pb(NO_3)_2$, является то, что при вскрытии ПМК в оптимальных условиях в смеси HF и HNO₃ происходит лишь частичное разделение радионуклидов: торий-232 остается в нерастворимом остатке, в фильтрат переходит преимущественно уран-238 [8], который при экстракции ОКЛ-1 концентрируется вместе с ниобием и другими примесными элементами в рафинатах. В то же время в органической фазе (танталовых экстрактах) он не обнаружен.

По фторидно-сернокислотной схеме на стадии экстракционного выделения ниобия из реэкстрактов получен пентаоксид ниобия, который по содержанию регламентированных примесей можно отнести к марке «высокочистый» (содержание катионных примесей в Nb_2O_5 соответствовало, в мас. %: Mo, Zr, Al, Ti, Co <5 $\cdot 10^{-4}$, Fe \leq 3 $\cdot 10^{-4}$, Mn, Ni, Cu, V <2 $\cdot 10^{-4}$, Mg, Cr, Pb, Sn <3 $\cdot 10^{-4}$, Ca, Si \leq 1 $\cdot 10^{-3}$). Радиологические исследования показали отсутствие радионуклидов в Nb_2O_5 , откуда следует, что из фторидно-сернокислых растворов радионуклиды (в том числе уран-238) не экстрагируются ОКЛ-1. Партия Nb_2O_5 использована для выращивания монокристаллов метаниобата лития методом Чохральского.

Сольвометаллургическая схема переработки ПМК (рис. 5) существенно отличается от гидрометаллургических схем. Она основывается на неводном

разложении концентрата с использованием растворителей на основе одноатомных алифатических спиртов, содержащих фтористоводородную кислоту. В качестве неводного растворителя использован ОКЛ-1, хорошо экстрагирующий HF с получением насыщенных экстрактов, характеризующийся химической устойчивостью и имеющий ограниченную растворимость в водно-солевых растворах. Процесс протекает без внешнего подвода тепла (начальная температура процесса составляет $20 \pm 2^\circ\text{C}$) за счет тепла экзотермической реакции и совмещает в одной операции разложение концентрата и экстракцию ниобия и тантала в фазу неводного растворителя. Поскольку HF является не только вскрывающим, но и комплексообразующим реагентом, уже на стадии разложения происходит полное отделение фторкомплексных соединений ценных металлов от нерастворимых фторидов, в том числе радионуклидов уранового и ториевого ряда, входящих в структуру ПМК. Технологическая эффективность сольвопроцесса зависит от его продолжительности, температурного режима, расхода фторосодержащего органического реагента и определяется степенью извлечения в экстракт Nb(V) и Ta(V). Установлено, что в октанольный экстракт за одну ступень переходит 91.4% Nb_2O_5 и 89.4% Ta_2O_5 при расходе HF 280% от стехиометрии, $T:V_{\text{ж}}=1:10$, продолжительности процесса 3-5 ч при комнатной температуре. Из танталониобиевых экстрактов после промывки от примесей путем последующего аммиачного осаждения получен коллективный оксидный концентрат, содержащий ≥ 99 мас.% суммы ниобия и тантала ($U \leq 6 \cdot 10^{-3}$; $\text{Th} \leq 4 \cdot 10^{-7}$ мас.%).

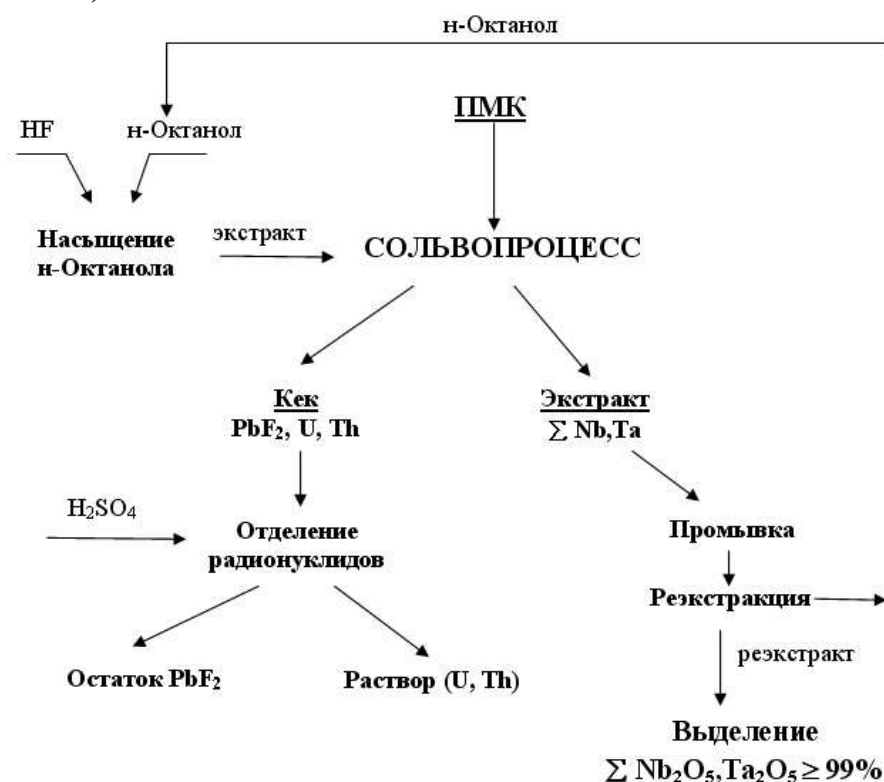


Рис. 5. Сольвометаллургическая схема переработки плюмбомикролитового концентрата

По сравнению с фторидно-серноокислотной схемой неводное разложение ПМК позволяет снизить энергозатраты, сократить схему за счет совмещения операций разложения и экстракции с полным отделением радионуклидов на стадии разложения при достаточно высоком извлечении суммы ниобия и тантала. Однако сольвометаллургическая схема переработки ПМК имеет ряд существенных недостатков:

1) расход основных реагентов (ОКЛ-1 и HF) высок, что экономически является невыгодным;

2) вводится дополнительная операция насыщения октанола фтористоводородной кислотой с целью получения неводного растворителя;

3) для отделения радионуклидов от свинца дополнительно вводится операция их растворения в серной кислоте, при этом разделение является неполным;

4) получается коллективный оксидный концентрат ниобия и тантала, который для получения высокочистых соединений Ta и Nb и их разделения должен вновь подвергаться экстракционной переработке, требующей корректировки исходных растворов, что ведет к дополнительным затратам на реагенты и оборудование.

Таким образом, представленные в данной статье варианты переработки ПМК достаточно эффективны и могут применяться для выделения ценных редких металлов. Окончательный выбор технологии будет определяться ее рентабельностью. Однако для проведения укрупненных испытаний в настоящее время необходимо решить проблемы, связанные с инвестированием средств в переработку Плоскогорского амазонитового месторождения Кольского полуострова с получением ценного поделочного камня амазонита и одновременно плюмбомикролита как источника тантала, ниобия и свинца.

Литература

1. Тейлор С.Р., Мак-Леннан С.М. Континентальная кора, ее состав и эволюция. М: Мир, 1998. 383 с.
2. Волошин А.В., Буканов В.В., Полежаева Л.И. Плюмбомикролит и плюмбопироксид из амазонитовых пегматитов Кольского полуострова // Минералогический журнал. 1981. Т. 3. № 5. С. 20-34.
3. Волошин А.В., Пахомовский Я.М. Минералы и эволюция минералообразования в амазонитовых пегматитах Кольского полуострова. Л: Наука. 1986. 168 с.
4. Справка о состоянии и перспективах использования минерально-сырьевой базы Мурманской области на 15.06.2020 г. <https://www.rosnedra.gov.ru/data/Fast/Files/202011/07dba72cf451019866b91773d9ee6139.pdf>.
5. Маслбоева С.М., Лебедев В.Н., Мельник Н.А., Арутюнян Л.Г., Калинин В.Т. Изучение условий разложения плюмбомикролитового концентрата смесью фтористоводородной и азотной кислот // Цветные металлы. 2007. № 8. С. 78-81.
6. Лебедев В.Н., Маслбоева С.М., Волошин А.В., Калинин В.Т., Маслбоев В.А., Мельник Н.А. Разложение плюмбомикролитового концентрата смесью фтороводородной с серной или соляной кислотами // Химическая технология. 2006. №11. С. 32-35.

7. Маслобоева С.М., Лебедев В.Н. Фторидно-серноокислотная переработка плумбомикролитового концентрата // Цветная металлургия. 2007. № 6. С. 19-24.
8. Маслобоева С.М., Мельник Н.А. Распределение радионуклидов при фторидно-азотноокислотной технологии плумбомикролитового концентрата // Цветные металлы. 2010. № 10. С. 72-75.
9. Маслобоева С.М., Копкова Е.К., Муждабаева М.А., Громов П.Б. Гидро- и сольвометаллургические схемы переработки плумбомикролитового концентрата плоскогорского месторождения Кольского полуострова / В сб.: Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья. Плаксинские чтения – 2014. 2014. С. 331-334.
10. Masloboeva S.M., Arutyunyan L.G., Palatnikov M.N., Manukovskaya D.V. Separation and purification of tantalum from plumbomicrolite of amazonite deposit in Kola Peninsula by acid leaching and solvent extraction // J. Cent. South Univ. 2021. N 28. P. 72-88.
11. Маслобоева С.М., Колосов В.Н., Орлов В.М., Прохорова Т.Ю. Натриетермические порошки тантала, полученные из сырья на основе плумбомикролита // ЖПХ. 2012. Т. 85. № 7. С. 1056-1060.

СТОЛЕТНЯЯ ИСТОРИЯ АПАТИТА ХИБИН. СУДЬБА РЕДКИХ ЗЕМЕЛЬ

А.В. Нечаев, Е.Г. Поляков
АО ГК «Русредмет», г. Санкт-Петербург

30 августа 1921 г. экспедиция А.Е. Ферсмана на склоне горы Кукисвумчорр в Хибинах «нашла большое количество зелёных глыб апатитовой слоистой породы». Таким образом в нынешнем году мы отмечаем столетний юбилей освоения хибинского апатита. Первая тонна апатитовой руды была добыта 7 октября 1929 года и объёмы производства нарастают социалистическими темпами. В конце 80-х выпуск апатитового концентрата достигал уже 20 млн т/г. В настоящее время действует 7 рудников и 3 обогатительные фабрики. Владельцы месторождений – ПАО «ФосАгро» (~10,5 млн т концентрата в год) и АО «СЗФК» (1,2 млн т/год). Всего за истекшие годы в Хибинах выпущено более 700 миллионов тонн апатитового концентрата, ставшего основой производства фосфорных удобрений в стране.

Ещё в 1940 г. в очерке «Наш апатит» академик Ферсман отмечал: «Идея химизации промышленности требует получения из апатита фосфорной кислоты, фтора, стронция и редких земель». В настоящей работе мы рассмотрим редкоземельный потенциал апатита и его использование, для чего проследим движение редких земель по технологической цепи операций переработки апатитового концентрата в удобрения.

Хорошо известно, что, кроме основного источника фосфора, хибинская группа месторождений апатита служит крупнейшим источником РЗЭ в нашей стране [1]. В месторождениях этой группы балансовые запасы TR_2O_3 категорий $A+B+C_1+C_2$ составляют 40,9% общих запасов Российской Федерации. Они значительно опережают второе по масштабу Ловозёрское месторождение лопарита (26,1%), в разы – Селигдарское (16,2%) и на порядок величины и более – все остальные, включая Томторское.

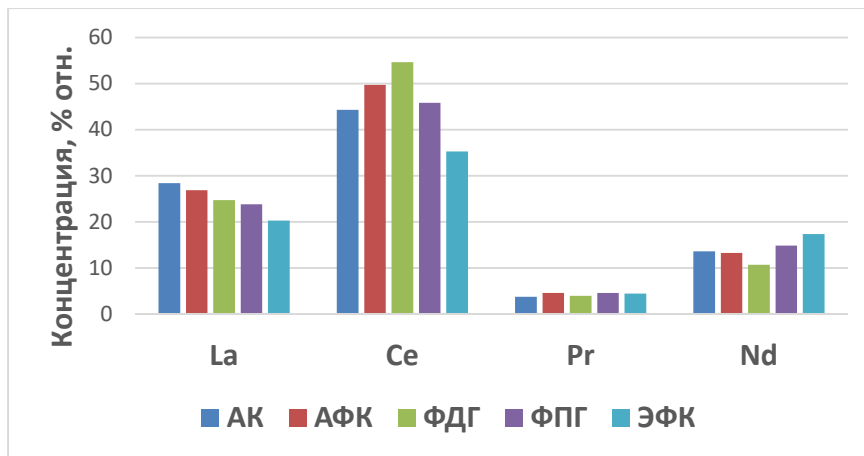
Состав отдельных редких земель в их сумме несколько варьирует от месторождения к месторождению в пределах хибинской группы, составляя в среднем в концентрате текущего производства (мас.% оксидов): La – 0,30, Ce – 0,45, Pr – 0,045, Nd – 0,15, Sm – 0,02, Eu – 0,006, Gd – 0,025, Tb – 0,002, Dy – 0,01, Ho – 0,001, Er – 0,003, Tm – 0,0003, Yb – 0,001, Lu – 0,0002, Y – 0,04 при среднем содержании суммы редкоземельных оксидов (РЗО) равной 1,05 мас.% [2]. Судя по приведённым выше цифрам выпуска концентрата, в 2020 г. с апатитом из недр было извлечено порядка 115-120 тысяч тонн редких земель. Масштаб этих цифр несколько теряется на фоне десятков миллионов тонн апатитового концентрата, в то же время это – половина текущего мирового потребления РЗЭ (230 тыс. т в 2020 г.). Но, как и много лет прежде, эти объёмы просто списываются с баланса, вспомним 700 млн т уже произведённого в Хибинах концентрата. В результате только за

последние восемь лет с хибинским апатитом списано количество РЗЭ, равное общим запасам категории В участка Буранный Томторского месторождения. Таково наше отношение к ценным природным ресурсам, резко контрастирующее с обеспокоенностью остального мира проблемой грядущего, а в отношении таких «критических» РЗЭ, как Dy и Tb, уже наступившего дефицита их на мировом рынке.

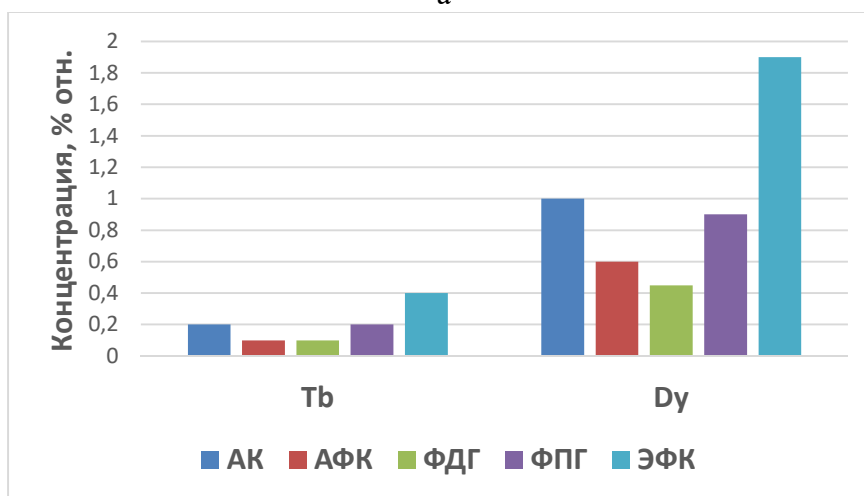
Апатитовый концентрат перерабатывается в удобрения двумя методами – азотнокислотным и сернокислотным (последним – более 80% общего количества). Согласно технологической схеме переработки апатитового концентрата азотнокислотным способом все содержащиеся в нём редкие земли отправляются в удобрения. Производство их коллективного концентрата (до 200 т/г) на заводе группы «Акрон» в Великом Новгороде, на пуск которого приглашали Президента страны, весной нынешнего года прекращено с мотивировкой «низкие цены на редкие земли и нестабильность рынка привели к отрицательной рентабельности производства». В действительности (по данным Asian Metal Inc.) мировой рынок, начиная с лета 2020 г., демонстрирует устойчивый рост потребления и цены редкоземельной продукции, а цена «магнитных» – Pr, Nd, Tb и Dy – в течение года удвоилась. А именно они в настоящее время составляют 42% по объёму и 93% по стоимости общемирового потребления редкоземельных металлов [3].

В случае сернокислотного вскрытия апатитового концентрата (дигидратный и полугидратный процессы) содержащиеся в нём РЗЭ распределяются между двумя продуктами – фосфогипсом (ФГ), направляемым в отвалы, и экстракционной фосфорной кислотой (ЭФК), идущей на производство минеральных удобрений. Параметры процесса оказывают влияние на растворимость соединений отдельных РЗЭ и их распределение между раствором кислоты и осадком ФГ, что и определяет различия в составе этих продуктов в дигидратном и полугидратном процессах. РЗЭ, находящиеся в фосфогипсе, рассматриваются как отход производства, в то же время их статус в экстракционной фосфорной кислоте и дальнейшая судьба попросту не рассматриваются. Однако их следует отнести к безвозвратным потерям, поскольку после внесения с удобрениями в почву они уже никогда не смогут быть возвращены в хозяйственный оборот. Но именно в ЭФК концентрируются наиболее дорогие и востребованные «критические» РЗЭ, в частности, Nd, Tb и Dy (рис.1 а, б). Поэтому, рассматривая экстракционную фосфорную кислоту как источник РЗЭ, мы должны принять во внимание не только экономический и технологический, но и нравственный аспект проблемы. В равной мере это относится и к нитрофосфатным растворам производства удобрений по азотнокислотной схеме.

Снижение общей концентрации РЗЭ в экстракционной фосфорной кислоте полугидратного процесса в сравнении с ЭФК дигидратного отчасти компенсируется повышением относительного содержания в ней элементов средней и тяжёлой групп.



а



б

Рис. 1. Распределение отдельных РЗЭ между продуктами переработки апатитового концентрата (АК) – нитрофосфатным раствором АО «Акрон» (АФК), фосфогипсом дигидратного процесса (ФДГ), фосфогипсом полугидратного процесса (ФПГ) и экстракционной фосфорной кислотой дигидратного процесса (ЭФК) (по данным работы [2]). а – La, Ce, Pr, Nd; б – Tb, Dy

Все производные апатитового концентрата заслуживают внимания как потенциальные объекты для извлечения РЗЭ с учётом их достоинств и недостатков с точки зрения переработки. К общим достоинствам всех рассматриваемых продуктов относятся: значительный объём содержащихся в них редких земель, готовность к переработке, отсутствие радиоактивности, возврат ценной продукции в хозяйственный оборот. К общим недостаткам – невысокая концентрация РЗЭ и значительный объём переработки. При этом можно вспомнить, что сопоставимая суммарная концентрация РЗЭ в «ионных рудах» южнокитайских месторождений (0,05-0,15%) при извлечении на китайских предприятиях 55-89% делает их переработку рентабельной.

Фосфогипс, независимо от способа производства, с учётом многолетнего периода складирования под открытым небом (уже накоплено до 300 млн т) и текущего ежегодного пополнения на 12-13 млн т, занимает огромные площади часто сельскохозяйственных земель и в силу своего

химического состава представляет реальную экологическую опасность для воздушной среды, почвы, поверхностных и подземных вод. Поэтому переработка его, кроме получения полезной продукции, диктуется, в первую очередь, соображениями охраны окружающей среды. Многочисленные подходы к созданию технологии переработки фосфогипса с извлечением РЗЭ рассмотрены в [4, 5], проблема в целом всесторонне рассмотрена Ж.Н. Галиевой в докладе на настоящей конференции. Однако сведений о промышленной переработке фосфогипса до сих пор нет.

Из всех производных апатитового концентрата наибольший, с нашей точки зрения, интерес представляет неупаренная экстракционная фосфорная кислота. К её преимуществам перед остальными относятся нахождение РЗЭ уже в ионной форме в растворе, тем более что затраты на приготовление его отнесены на счёт основного производства, наилучший среди остальных производных АК спектр редких земель, отсутствие отходов, расходов на транспортировку к месту переработки и необходимости утилизации побочных продуктов переработки. Более высокая концентрация РЗЭ в неупаренной продукционной ЭФК дигидратного процесса делает её первоочередным объектом переработки. По инициативе «ФосАгро» в компании «Русредмет» был проведён цикл исследований, лёгший в основу сорбционной технологии извлечения редких земель из ЭФК. Испытания технологии проводились на опытно-промышленной установке АО «ФосАгро-Череповец» производительностью 12 т/год по сумме оксидов РЗЭ, всё нестандартное оборудование для которой было разработано и изготовлено в «Русредмете». В результате по каскаду сорбции-десорбции было достигнуто извлечение суммы РЗЭ из ЭФК 92%, выход готовой продукции в виде товарного регенерата составил 1,98 кг/час по сумме оксидов РЗЭ при проектном значении 2,0 кг/час [6]. Разработка получила высокую оценку предприятия и руководства ПАО «ФосАгро» [7], отметившему, что «...В практике производства экстракционной фосфорной кислоты разработанная технология с получением чистых коллективных концентратов легкой и среднетяжелой групп реализована впервые. ... Подтверждено стабильно высокое качество выпускаемых концентратов, отсутствие радиоактивности и технологическая возможность их разделения на индивидуальные РЗЭ высокой чистоты традиционными методами. ... В период эксплуатации опытно-промышленной установки наработаны коллективные карбонаты легкой и среднетяжелой группы в количестве 14 и 1,2 т, соответственно. О начале промышленного производства концентратов РЗЭ, качестве и объемах получаемых концентратов проинформированы крупнейшие российские технологические компании (Ростех, РосАтом, ТВЭЛ)». Но в настоящее время установка законсервирована, дальнейшая судьба разработки неопределённая. Таким образом, сегодня из апатитового концентрата редкие земли не извлекаются ни на одном из отечественных предприятий. В то же время норвежская компания YARA (бывшая Norsk Hydro) в кооперации с REEtec успешно испытали и готовятся к

промышленному освоению извлечения РЗЭ из производственных растворов переработки апатита с помощью метода СИХ – непрерывного ионного обмена [8].

Мы предприняли попытку количественно проследить путь редких земель в используемых технологических процессах, разбив их потери на потенциально возвращаемые и утрачиваемые безвозвратно. В основу расчётов были положены годовые отчёты АО «Акрон» и ПАО «ФосАгро» и материалы справочника по наилучшим доступным технологиям [9]. Результаты этой оценочной работы представлены на рис. 2.

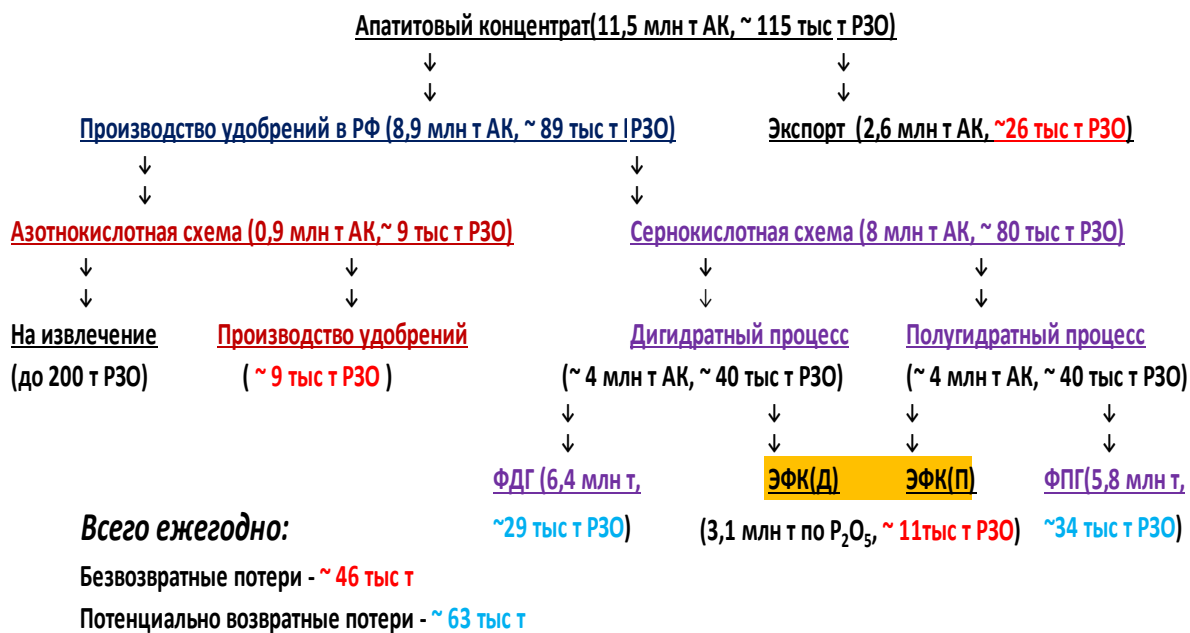


Рис. 2. Схема материальных потоков при производстве удобрений на основе апатитового концентрата (красным цветом выделены безвозвратные потери, синим – возвратные)

Как видно из приведённой схемы, неувязка баланса в 6 тыс. т (~5%) вполне допустима для оценочного уровня выполненных расчётов. В неё внес вклад и неопределённый объём импорта фосфорсодержащего сырья нашими производителями удобрений. Цифры на представленной схеме относятся к 2018 г. Согласно годовым отчётам 2020 г., общее производство апатитового концентрата обеими компаниями выросло до 11,7 млн т и на 3% снизился объём продаж, что существенно не влияет на результаты расчётов и подтверждает сделанные ранее выводы [10]:

- при нынешнем уровне добычи ежегодные безвозвратные потери РЗЭ в пересчёте на оксиды составляют не менее 45 000 т;

- при доказанном на практике уровне извлечения из технологических растворов обоих производств можно получать более 15 000 т/год редких земель;

- потенциально возвратные потери РЗЭ с фосфогипсом оцениваются в 63 000 т/г, что при извлечении на уровне 50% позволяет получить ещё не менее 30-35 тыс. т/г редкоземельной продукции.

Совершенно очевидно, что рациональное использование потенциала апатита хибинских месторождений позволяет удовлетворить не только кратко- и среднесрочные (5 000 т в 2025 г.), но и долгосрочные (18 000 т в 2030 г.) потребности страны в редкоземельной продукции, не прибегая к затратной разработке новых месторождений.

Кроме того, с государственной точки зрения трудно назвать оправданным ежегодный скрытый экспорт более 20 000 тонн редкоземельных оксидов с апатитовым концентратом. Возможные ссылки на необходимость занять персонал горно-обогажительной части компаний не слишком состоятельны. Вместо поисков вложения средств за рубежом национально ориентированному бизнесу уместнее развивать собственные мощности в переработке апатита для производства удобрений.

Отдельный вопрос – экономическая оценка редкоземельных и не только проектов. Открытая публикация предварительных технико-экономических оценок по примеру принятых за рубежом РЕА (Preliminary Economic Assessment) даёт потенциальному инвестору возможность самостоятельно оценить привлекательность проекта. Введение такого подхода в практику требует решений на уровне законодательной или исполнительной власти, зато позволяет избежать часто ненужной завесы секретности, скрывающей некомпетентность или коррупцию.

Литература

1. Быховский Л.З., Потанин С.Д., Котельников Е.И. и др. Редкоземельное и скандиевое сырье России. Минеральное сырье, № 31. М.: ВИМС, 2016. 217 с.
2. Локшин Э.П., Тареева О.А. Разработка технологий извлечения редкоземельных элементов при серноокислотной переработке хибинского апатитового концентрата на минеральные удобрения. Апатиты: КНЦ РАН, 2015. 268 с.
3. R.Castilloux. All-electric rare earth outlook. <https://www.adamasintel.com/north-american-rare-earths-day-2021-recordings/>
4. Поляков Е.Г., Нечаев А.В., Смирнов А.В. Металлургия редкоземельных металлов. М.: Metallurgizdat, 2018, 732 с.
5. Нечаев А.В., Поляков Е.Г. Редкоземельный потенциал хибинского апатита и пути его реализации // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2020. № 3. С. 26-31.
6. Сибилев А.С., Шестков С.В., Козырев А.Б. и др. Процесс извлечения РЗЭ из экстракционной фосфорной кислоты на ОАО «ФосАгро-Череповец» // Химическая технология. 2015. Т. 16, № 4. С. 201-205.
7. Гурьев А.А. Устойчивое развитие рудно-сырьевой базы и обогажительных мощностей АО «Апатит» на основе лучших инженерных решений // Записки Горного института. 2017. Т. 228. С. 662-673.
8. URL: <https://www.reetec.no/artikler/reetec-signes-reo-offtake-agreement-with-vital-netals> (дата обращения 12.11.2021).
9. Производство аммиака, минеральных удобрений и неорганических кислот. Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям. М.: Бюро НДТ. 2015. URL: <http://burondt.ru/NDT/docs/ndt-2/index.html> (дата обращения 05.02.2020).
10. Нечаев А.В., Поляков Е.Г. Редкоземельный потенциал хибинского апатита и пути его реализации. Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2020. № 3. С. 26-31.

СЕЛЕКТИВНО-ОПЕРЕЖАЮЩЕЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЕНИЯ ИЗ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ СПВ

А.А. Руденко¹, И.Д. Трошкина², В.В. Данилейко¹

1 – АО «РУСБУРМАШ», г. Москва,

2 – РХТУ им. Д.И. Менделеева, г. Москва

Рений-редкоземельно-урановое месторождение Добровольное выявлено в 1986 г. Тургайской партией № 89. Госбалансом учтены: 339,0 тонн урана по категории С₁; 7060,0 тонн урана по категории С₂; 5656 тонн урана по категории Р₁. Глубина залегания урановых руд составляет 480-700 м. Средние содержания урана по залежам 0,028-0,057%. Ресурсы и запасы рения составляют: Р₁ – 5,59 т и С₂ – 10,6 т. [1].

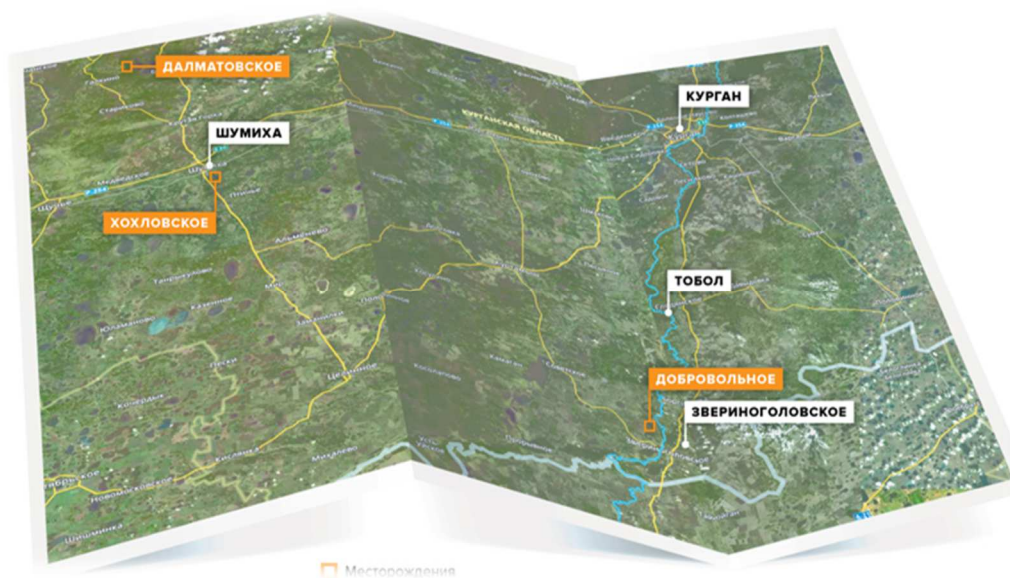


Рис. 1. Схема расположения месторождения Добровольное

Рений, кроме собственной минеральной формы (сульфиды рения), установлен в виде сорбционной примеси в настуране, пирите, марказите и глинистом веществе.

Содержание рения в рудах по классам составляет: до 1 г/т – 71%, от 1 до 10 г/т – 29%. Высокие содержания рения приурочены к подзонам бедных «серых» урановых руд и их «богатых» подзон, 15-20% рениевых руд располагаются в подзоне «белесых» пород. Схематичный разрез и распределение рения по разведочному профилю представлены на рис. 2.

В настоящее время известны многовариантные способы добычи полезных ископаемых скважинным подземным выщелачиванием, в частности урана. При этом после извлечения урана из продуктивных растворов извлекают пока только редкие элементы – рений, скандий и редкоземельные элементы (РЗЭ). Рений в промышленных масштабах извлекают в Узбекистане на Навоийском горно-металлургическом комбинате [2]. Другие способы, описанные в патентах России № 2294392,

Казахстана №№ 22659, 23507, 26780 и др., предписывают извлекать рений из всего объема урансодержащих растворов.

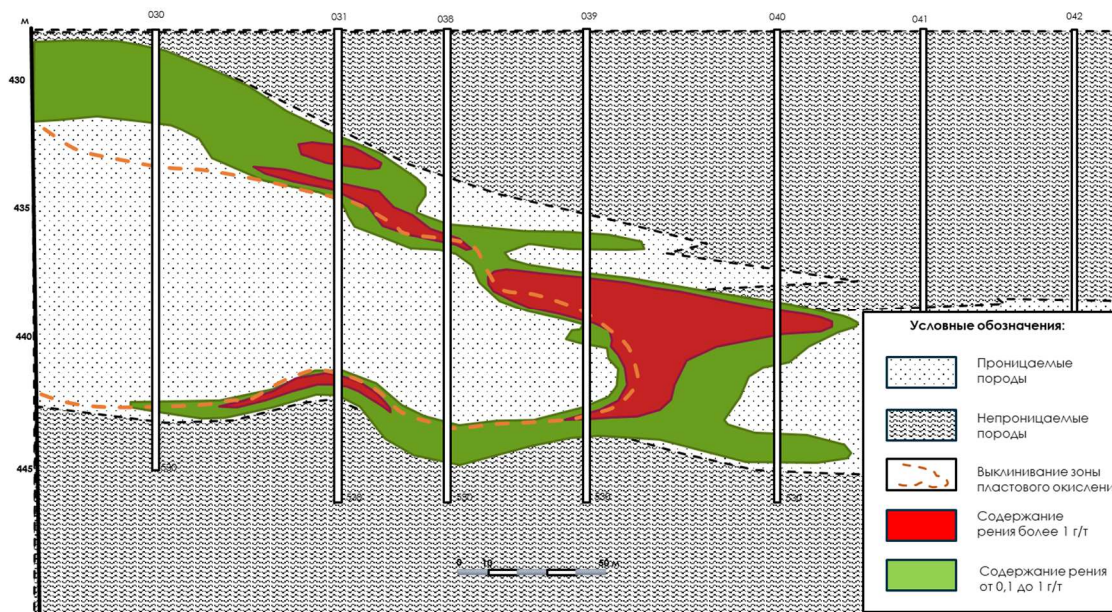


Рис. 2. Распределение рения по профилю 65+400 на месторождении Добровольное

Основными недостатками известных способов является то, что извлечение рения и других попутных компонентов из продуктивных урановых растворов предусматривается осуществлять после сорбции урана из продуктивных растворов – из маточников сорбции, при этом перерабатывать необходимо равнозначные объемы растворов при низких содержаниях сопутствующих компонентов в общем объеме растворов. Например, содержания рения составляют в продуктивных урановых растворах 0,3-0,8 мг/л (среднее 0,5 мг/л), что предопределяет необходимость сооружения дополнительных модулей по переработке растворов, соизмеримых с основным производством по переделу урана с капитальными и эксплуатационными затратами, выдерживающих рентабельность попутной добычи только на максимальных пиках рыночных цен на металлы, что делает уязвимым попутное извлечение редких металлов по таким схемам.

Предварительно рассчитать среднюю за весь период выщелачивания концентрацию рения (C_m , г/дм³) в продуктивном растворе можно исходя из его извлекаемого количества и общего объема V , м³ продуктивного раствора по зависимости [3]:

$$C_m = 10^3 P_m \varepsilon / V, \text{ где}$$

P_m – общие запасы руды в секции, т,

ε – степень извлечения металла, доли единицы,

V – объем выщелачивающего раствора, м³.

Концентрации рения в продуктивном растворе более 1 мг/л получают при исходных содержаниях рения в рудах более 2 г/т (рис. 3).

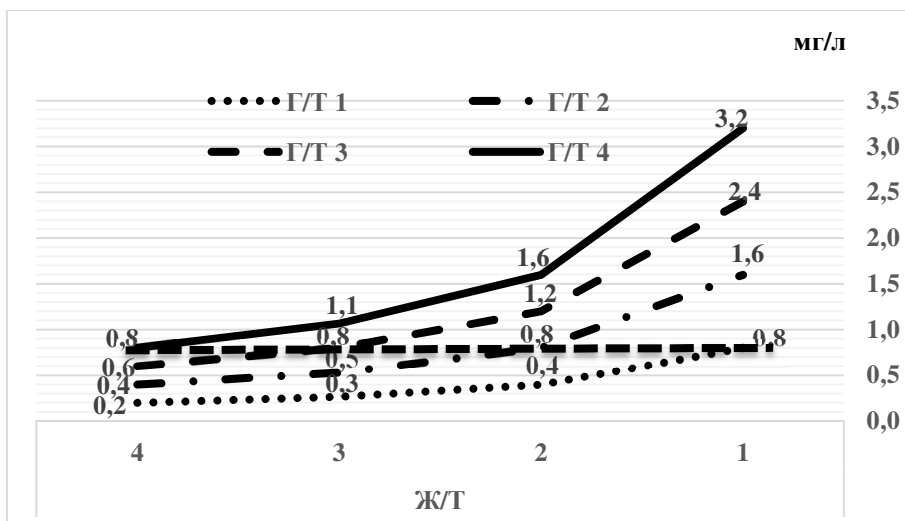


Рис. 3 Стехиометрическая зависимость извлечения рения в раствор от содержания в руде

Предлагается изменить последовательность операций по попутной добыче рения из растворов с применением селективно-опережающего извлечения [4]. Пример селективно-опережающего извлечения рения из урансодержащих растворов приведен на рис. 4.

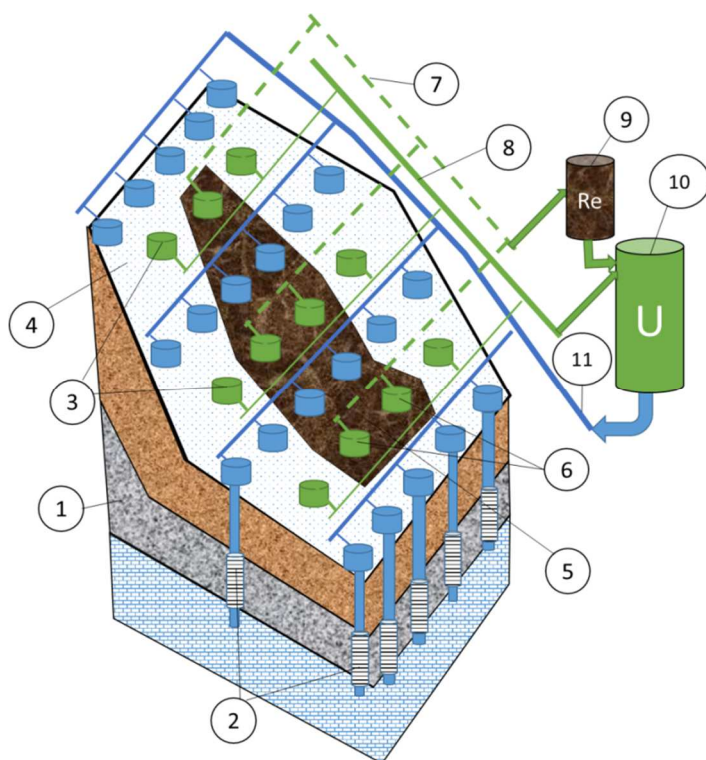


Рис. 4. Схема селективно-опережающей добычи рения

Рудный эксплуатационный блок (1) разбуривают технологическими закачными (2) и откачными (3) скважинами, которые после сооружения опробуют выщелачивающим раствором методом «Push-Pull». По результатам анализов растворов на рений дифференцируют зоны (4) расположения откачных скважин с содержанием рения менее 1 мг/л и

зоны (5) расположения откачных скважин (6) с содержанием рения в растворе более 1 мг/л. Откачные скважины с содержанием рения более 1 мг/л обвязывают в отдельный откачной коллектор (7) и направляют растворы на опережающую сорбцию (9) с последующим получением перрената аммония. После сорбции рения урансодержащие растворы поступают в общий коллектор (8) и проходят стандартные циклы по сорбции/десорбции урана на установке по переработке урансодержащих растворов (10) с получением готового продукта «желтого кека». Маточники сорбции доукрепляют серной кислотой и направляют по коллектору (11) на выщелачивание руд через закачные скважины (2).

В настоящее время идет проработка варианта мобильной версии сорбционной установки для условий скважинного подземного выщелачивания.

Оперативное извлечение попутных компонентов возможно в установке по селективно-опережающей переработке ренийсодержащих растворов, выполняемой в мобильном варианте. Она включает следующие основные узлы: фильтр для очистки (доочистки) от взвесей, каскад сорбционных аппаратов (сорбционных фильтров или колонн), соединительную арматуру, контрольно-измерительные приборы. Сорбционные аппараты заполняются селективным на извлекаемый компонент ионитом. Работа установки происходит в следующем режиме: продуктивный раствор, содержащий ценные попутные компоненты, после очистки от примесей на фильтре или в прудке с доочисткой на фильтре, поступает на сорбцию в заполненный ионитом аппарат.

После полного насыщения ценным компонентом сорбционный аппарат отключается и перевозится в основной цех переработки урановых растворов или на близлежащее предприятие по переработке ренийсодержащих материалов для осуществления операций промывки, десорбции и последующего концентрирования компонента до получения, например, черного перрената аммония марки AP-1. Сорбционный аппарат с отрегенированным ионитом возвращается для подключения в каскад аппаратов установки.

В зависимости от инфраструктуры полигона подземного выщелачивания возможно осуществление операций промывки, десорбции и последующего концентрирования до получения товарной соли на площади, занимаемой мобильной установкой, с расширением количества необходимых аппаратов.

Отличия предлагаемой технологии:

➤ Зонирование эксплуатационных блоков при сооружении закачных и откачных скважин.

➤ Обвязка откачных селективных скважин в отдельный коллектор.

➤ Осуществление опережающей сорбции рения.

Ожидаемый эффект:

➤ Уменьшение объемов перерабатываемых растворов по рению.

➤ Сокращение капитальных затрат по строительству перерабатывающей установки на рений.

➤ Снижение операционных затрат и сопутствующих расходов.

➤ Повышение экономической привлекательности месторождения.

В результате будем иметь возможность получать попутный компонент из экономически выгодных участков месторождений урана, в том числе и путем использования мобильной установки по селективно-опережающему извлечению.

Экономика просчитывается достаточно прозрачно:

➤ Объемы рения (30% от объема) 5 000 кг.

➤ Всего $5\,000\text{ кг} \cdot 1500\ \$ = 7\,500\,000\ \$$, при этом почти все капитальные затраты отнесены на производство урана.

Состав исследований, который возможно осуществить в течение 2022-2023 гг., приведен на рис. 5.

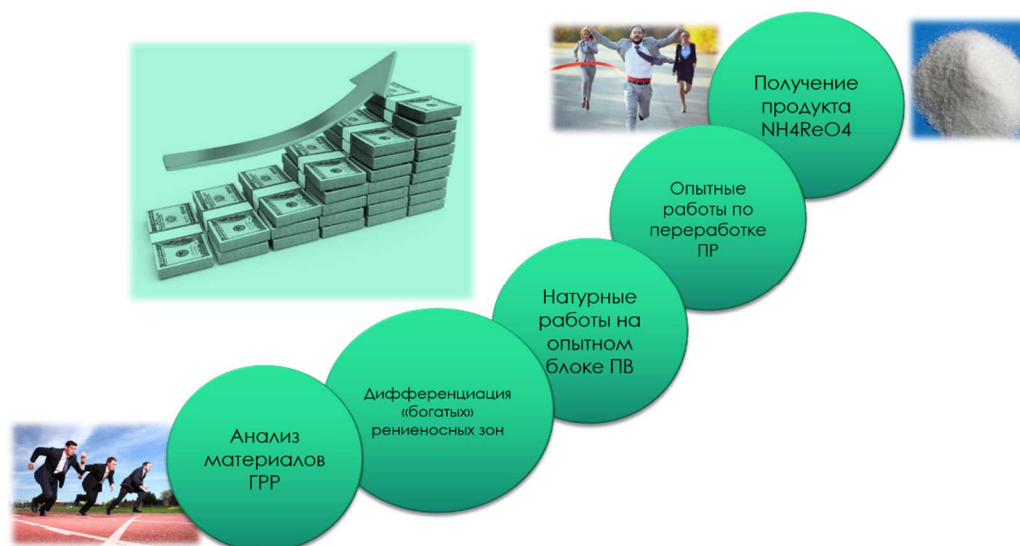


Рис. 5. Состав работ по адаптации технологии селективно-опережающего извлечения рения из продуктивных растворов СПВ

Литература

1. Лучинин И.Л. Отчет о результатах предварительной разведки Добровольного рений-редкоземельно-уранового месторождения. Тургайская партия № 89. Екатеринбург, 1994.

2. Волков В.П., Михин О.А., Першин М.Е. «Промышленный опыт извлечения рения из урансодержащих растворов ПВ с получением чистых солей перрената аммония» // Сборник докладов V Междунар. науч.-практ. конф. «Актуальные проблемы урановой промышленности» 18–20 сентября 2008 г. Алматы, ТОО «Viva-promotion», с. 353.

3. Справочник по геотехнологии урана / В.И. Белецкий, Л.К. Богатков, Н.И. Волков и др. Под ред. Д.И. Скороварова. М. Энергоатомиздат, 1997, с 370.

4. Способ добычи полезных ископаемых подземным выщелачиванием. Руденко А.А., Трошкина И.Д., Данилейко В.В. Положительное решение по Заявке на изобретение № 2020129776 от 08.09.2020 г.

ОБЕСПЕЧЕНИЕ ЧЕТВЕРТОГО ЭНЕРГОПЕРЕХОДА РЕДКИМИ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫМИ МЕТАЛЛАМИ

А.А. Серегина

ФГБУ «РЭА» Минэнерго России,

Дипломатическая академия МИД России, г. Москва

Энергетический переход (далее – Энергопереход) в настоящее время определяет наиболее актуальное состояние экономики развитых и развивающихся государств и отражает их принципиальные трансформации в сфере энергетики и энергетических технологий. В качестве ключевых драйверов Энергоперехода, как правило, выделяют:

✓ высокие темпы прироста численности населения в развивающихся странах (к их числу относятся государства условного макрорегиона «Глобальный Юг», который характеризуется частыми вооруженными конфликтами, высокой смертностью от различного рода заболеваний, низкоуровневым доходом на душу населения, слаборазвитой институциональной средой и экономико-политической системой в целом) [1];

✓ глобальное изменение климата (а именно: общепланетарное увеличение температуры в атмосфере более, чем на 2 градуса по шкале Цельсия потенциально приведет к коренной трансформации функционирования экосистем; не исключается их окончательная деградации и исчезновение), требующее пересмотра антропогенного фактора в освоении ресурсов Земли [2];

✓ ограниченное и убывающее количество традиционных энергетических ресурсов, прежде всего угля, нефти и газа, а равно низкий уровень развития добычных технологий в данных отраслях;

✓ интенсивное развитие технологий и внедрение альтернативной и возобновляемой энергетики: солнечной, ветровой, гидротермальной, водородной и т.д. [3].

Долю ископаемых ресурсов в мировом энергобалансе возможно сократить, сместив акценты с добывающих индустрий, посредством все большего сосредоточения на технологическом развитии секторов возобновляемой энергетики. Тем не менее, для развития технологий экологически чистой энергетики по-прежнему необходимо задействовать ресурсную ископаемую базу – уголь, нефть и нефтепродукты. Иными словами, текущий период можно охарактеризовать как «транзитный»: когда полный отказ от использования исчерываемого (невозобновляемого) энергоресурса и, соответственно, переход к возобновляемым источникам энергии не представляется возможным. Таким образом повышается значимость еще одного минерального ресурса – редких и редкоземельных металлов (далее – РМ, РЗМ), добываемых из недр Земли, и непосредственно задействованных в цепочке создания стоимости электроэнергии.

Сегодня критически важным представляется проведение анализа корреляций Энергоперехода с металлами, относящимися к группе редких и редкоземельных, как необходимого для этого процесса ресурса.

С точки зрения экспертов МЭА, рост спроса на РЗМ столкнется с трудностями, повышающими риски для мировой экономики:

- доминирование КНР в производственно-сбытовых цепочках на всей их протяженности от добычи и переработки РЗМ до производства комплектующих;
- негативные экологические афффекты от применения определенных производственно-технологических операций;
- расхождения в прогнозах относительно спроса на отдельные РЗМ, что способно спровоцировать скачкообразные колебания цен как на наиболее востребованные РЗМ (неодим), так и на наименее востребованные РЗМ (церий).

В качестве приоритетных технологий Энергоперехода, где существенную роль могут сыграть РМ/РЗМ, можно выделить следующие:

Солнечные фотоэлектрические технологии

Мировые мощности солнечных панелей увеличились почти в 20 раз за последнее десятилетие, чему способствовали снижение затрат и серьезная политическая поддержка в ключевых для развития гелиоэнергетики регионах. Благодаря наблюдающейся на всем протяжении последнего десятилетия резкой минимизации затратной части для производителей, солнечные фотоэлектрические системы предлагают одни из самых низких нормированных затрат на электроэнергию в большинстве стран. Внедрение и масштабирование применения продуктов энергетической фотоники оказывается дешевле, чем ввод в эксплуатацию новых угольных или газовых электростанций. Как в «сценарии государственной политики» (STEPS), так и в «сценарии устойчивого развития» (SDS), солнечная энергетика движется по пути достижения рекордных показателей установленных новых мощностей после 2022 года. К 2040 году на долю гелиоэнергетических систем придется 45% от общего увеличения мощности.

Достаточно отметить, что усредненный КПД коммерческих кремниевых модулей на основе полупроводниковых пластин за минувшее десятилетие вырос с 12 до 17%, КПД модуля из теллурида кадмия (CdTe) в свою очередь удвоился, показав рост с 9 до 19% [4].

Солнечные фотоэлектрические установки конструктивно состоят из модулей, инверторов, трекеров, монтажных конструкций и общих электрических компонентов. Модули на основе кристаллического кремния (с-Si) постепенно вытеснили остальные фотоэлектрические технологии; за ними последовали «тонкопленочные» альтернативные решения: теллурид кадмия (CdTe), диселенид меди, индия, галлия (CIGS) и аморфный кремний (a-Si). По весу фотоэлектрические панели с-Si обычно содержат около 5% кремния (солнечные элементы), 1% меди (соединители) и менее 0,1% серебра и других металлов. Тонкопленочные технологии требуют большего расхода

стекла (кремния), но позволяют меньше задействовать минералы, нежели в случае с c-Si. В панелях CdTe и CIGS не используются серебро или кремний, их замещают кадмий и теллур (CdTe) либо же индий, галлий и селен (CIGS). Распределенные солнечные фотоэлектрические системы, как правило, оснащаются инверторами или микроинверторами, требующими примерно на 40% больше меди, чем проекты коммунального масштаба, в которых наиболее широкое применение находят центральные инверторы [5].

В табл. 1 представлена сводная оценка использования РМ и РЗМ при производстве солнечных фотоэлектрических панелей в России.

Таблица 1

Использование РМ и РЗМ в солнечной энергетике России

Металл	Кг/МВт
Алюминий	102
Бор	0,0008
Кадмий	0,93–83,51
Медь	16,97–2194,1
Галлий	0,12–6,17
Индий	4,5–83,79
Селен	0,5–84,41
Серебро	5,17–19,2
Теллур	4,7–90,38

Технологии морской и наземной ветроэнергетики

Преимущественное применение редкоземельные металлы находят при создании постоянных магнитов, являющихся элементами синхронного генератора на постоянных магнитах (PMSG) ветряной турбины. В 2015 году на технологию PMSG приходилось порядка 23% установленной мощности ветряных турбин [6]. Постоянные магниты неодим-железо-бор в 2,5 раза эффективнее самарий-кобальтовых магнитов и сейчас занимают 21% объема рынка потребления РЗМ вообще [7]. Для создания такого магнита в среднем требуется 28,5–31% неодима (Nd), 1% бора (B), 65% железа (Fe), 1,1% тербия (Tb) [8].

Неодим используется в постоянных магнитах турбогенератора, а также в магнитах для крепления внутренних приспособлений внутри турбинной башни. Количество неодима в турбинах с прямым приводом составляет 180 т/ГВт, что в 15 раз больше, чем в турбинах с обычной высокоскоростной трансмиссией. Использование неодима в генераторах с гибридным приводом обычно составляет 51 т/ГВт. Подробный прогноз дальнейшего увеличения промышленного спроса на неодим, а также празеодим и диспрозий в перспективе 2050 года представлен на рис. 1.

Исходя из вышеприведенного анализа можно заключить, что спрос на РЗМ (т.е. Nd, Pr и Dy вместе взятые) для ветряных турбин испытает взрывной рост с 9.500 тонн в 2011–2015 гг. до 105.900–230.900 тысяч тонн (в 2046–2050 гг.; иными словами, показатели будут увеличены в 11-24 раз в зависимости от сценария развития ветроэнергетических индустрий.

Высказываются предположения о том, что оффшорная ветроэнергетика также продемонстрирует высокие темпы развития, что приведет к увеличению ее доли в общем спросе на РЗМ (приходящихся на сектор ветроэнергетик), с 2,5% в 2011–2015 гг. до 57-58,8% в 2046–2050 гг. Примечательно, что спрос на Nd достигнет 80,700-176,000 тонн в 2046–2050 гг., а спрос на Pr составит четверть от спроса на Nd. По сравнению со спросом на Nd и Pr прогнозируется, что спрос на Dy будет возрастать гораздо более умеренными темпами – от 1.100 тонн в 2011–2015 гг. до 6.200–13.200 тыс. тонн в 2041–2045 гг.

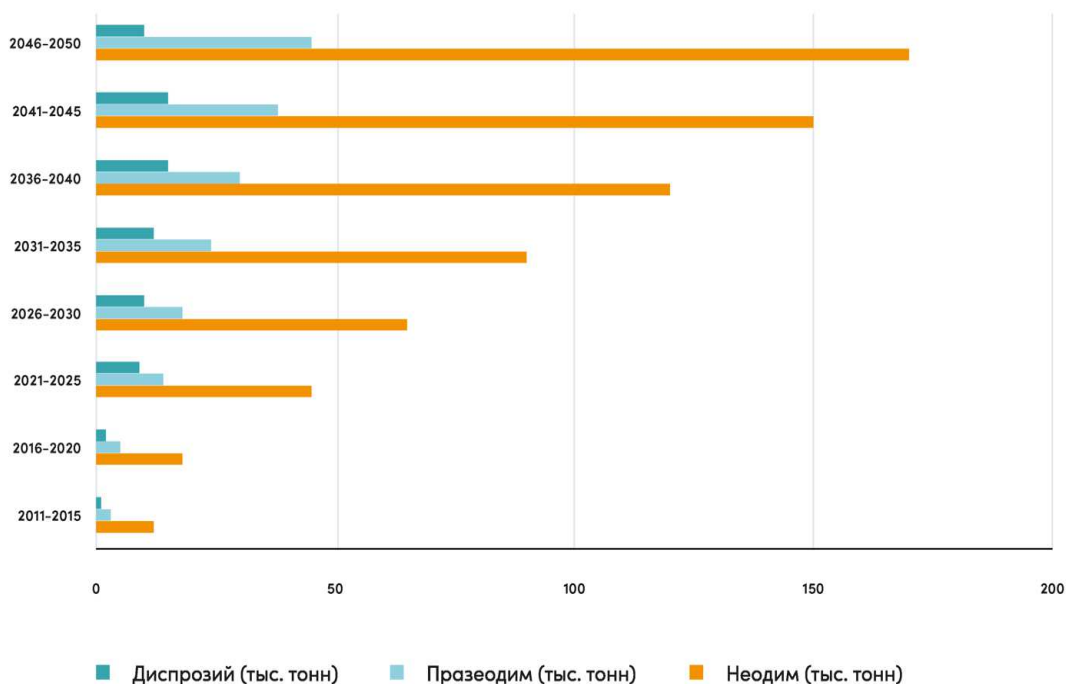


Рис. 1. Спрос на РЗМ для нужд ветроэнергетики, тыс. тонн/период [9]

Международное энергетическое агентство в сценарии, известном как «2DS» (оперирует прогнозом об ограничении повышения планетарной температуры до 2 градусов по шкале Цельсия), исходит из ожиданий, что спрос на неодим, используемый в ветрогенераторах (отражает совокупный спрос на РЗМ в данном секторе) снизится на 45% к 2050 году при условии снижения зависимости отрасли от используемых материалов на 67% в сравнении с 2020 годом [10].

Применительно к российской ветроэнергетической промышленности объемы использования РМ и РЗМ представлены в табл. 2.

Таблица 2

Использование РЗМ в производстве ветроэнергетических установок в России

Металл	Кг/МВт
Диспрозий	2,8–25,0
Молибден	116–136
Неодим	0–186
Празеодим	4–35
Тербий	0,8–7,0

Технологии производства водорода путем электролиза

Водород – универсальный энергоноситель, генерация которого возможна как из ископаемого топлива, так и из биомассы и электричества путем электролиза воды. Электролизеры рассматриваются в качестве перспективного способа увеличения доли электроэнергии из возобновляемых или альтернативных источников (рис. 2).

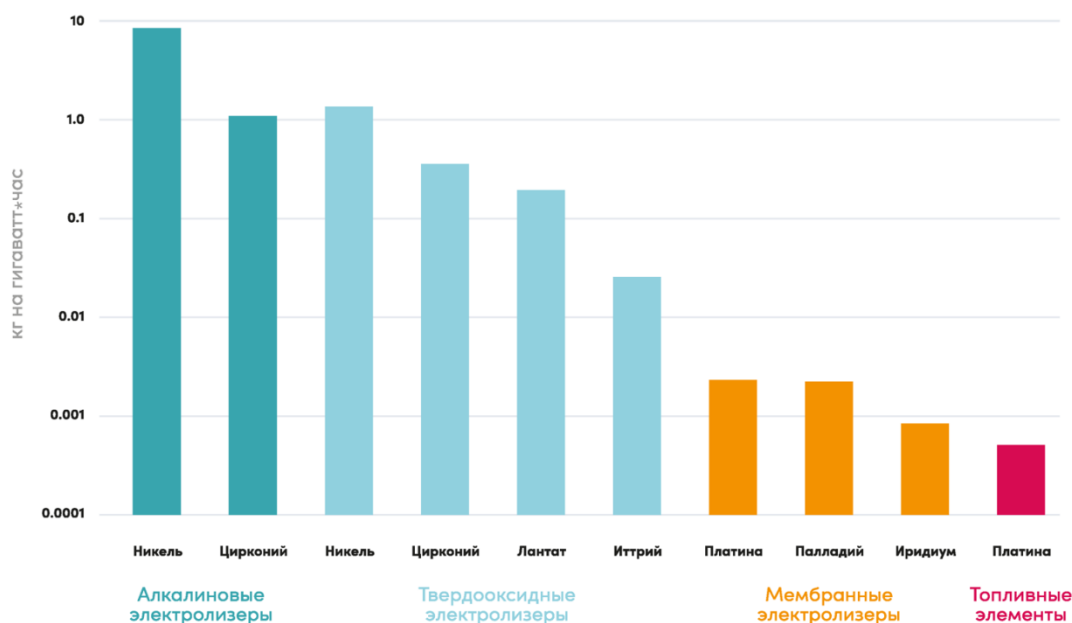


Рис. 2. Потребность электролизеров и топливных элементов в РМ/РЗМ в 2020 г.

Щелочной электролиз в настоящее время – наиболее зрелая и коммерчески доступная технология, нашедшая широкое применение с 1920-х годов на малых и крупных энергетических предприятиях. Одновременно с этим нужно отметить, что за несколько десятилетий не были реализованы новые проекты по возведению крупных водородных заводов. Причиной тому, очевидно, стал тот факт, что они уступали в конкурентоспособности производству водорода из природного газа. В проектах крупнейших строящихся в настоящее время электростанций предусмотрена мощность около 10 МВт при том, что демонстрационный проект такого размера в Японии запущен только в 2020 году [11]. В сравнении с другими технологиями электролиза производственные мощности для щелочных электролизеров намного больше: по последним оценкам, они способны давать 2 ГВт в год. Европейские производители опубликовали планы расширения существующих заводов для выхода к рубежу мощностей более 6 ГВт в год. В КНР, который, как мы уже показали, в наибольшей степени подходит в качестве донора необходимых России РМ и РЗМ, производственная база развивается ничуть не меньшими шагами, но ставка здесь делается на более дешевый щелочной электролиз.

Щелочные электролизеры имеют низкие капитальные затраты отчасти из-за того, что в них не используются драгоценные металлы.

Данное преимущество несколько сглаживается, если учесть, что современные конструкции электролизера требуют более одной тонны никеля на 1 МВт, или 1000 тонн для электролизной установки мощностью 1 ГВт. МЭА предсказывает снижение спроса на никель для щелочных электролизеров, но не спешит с утверждениями о том, что никель вскоре может быть вовсе исключен из будущих конструкций. Помимо никеля для щелочного электролизера мощностью 1 МВт при текущем уровне технологического развития может потребоваться, прежде всего, около 100 кг циркония, полтонны алюминия и более 10 тонн стали.

Электролизеры с протонообменной мембраной (PEM) имеют свои преимущества перед щелочными электролизерами: они меньшего размера, обладают более гибким режимом работы и более высоким давлением на выходе. К их минусам относится то, что технологически они менее зрелые, дороже и пока что имеют более короткий срок службы. Тем не менее, PEM представляет собой большую часть нынешних прототипов установок по производству водорода за пределами КНР. Отчасти это объясняется наличием у пользователей электролизеров стимулов для тестирования различных предлагаемых рынком вариантов; потребитель самостоятельно определяет, стоят ли эксплуатационные преимущества PEM дополнительных затрат в соотнесении со щелочными электролизерами.

Самый крупный объект PEM мощностью 20 МВт был введен в эксплуатацию в Канаде в 2021 году, другие объекты такого масштаба все еще находятся в стадии разработки в Европе. В глобальном измерении производственная мощность PEM составляет менее 500 МВт в год, но предполагаемый запуск двух площадок в Европе повысит ее до значений, превосходящих 1 ГВт в год к 2023 году. По мере накопления опыта и расширения производств разумно допускать, что капитальные затраты будут понижаться, причем значительно. Если PEM займет доминирующее положение на рынке водорода, это подстегнет в энергетическом секторе спрос на платину и иридий. Существующие катализаторы PEM используют около 0,3 кг платины и 0,7 кг иридия на МВт. Эксперты полагают, что в ближайшее десятилетие возможно сокращение этих сумм до одной десятой кг в рамках усилий по минимизации затрат. Наконец, усиление акцента в разработке технологий, в которых задействуются анионообменные мембраны, мог бы стимулировать полный отказ от использования вышеозначенных металлов.

Электролизные ячейки на твердых оксидах (SOEC) в данный момент проходят испытания, но уже известно, что они (SOEC) обладают более высокой эффективностью, а их внедрение сопровождается более низкими материальными издержками. Мы воздержимся от утверждения, что они станут превалировать на рынке, но необходимо отметить, что у них имеются большие перспективы. Безусловно, сильной стороной SOEC является то, что они могут работать в обратном направлении (как топливные элементы) и легко интегрируемы в другие высокотемпературные процессы или производства синтетических топлив.

Основные потребности производящих SOEC предприятий в минералах сводятся к никелю (150-200 кг на МВт), цирконию (около 40 кг на МВт), лантану (около 20 кг на МВт) и иттрию (менее 5 кг на МВт). Следует полагать, что каждый из показателей расхода будет уменьшен вдвое за счет конструкционных оптимизаций в следующем десятилетии с техническим потенциалом понижения содержания никеля до уровня ниже 10 кг на МВт. Для того, чтобы стало возможным корректное сравнение SOEC с другими типами электролизеров, данные показатели расхода минерального ресурса нужно стремиться свести к минимуму в соответствии с соображениями повышения эффективности SOEC [12].

Технологии хранения и накопления энергии

Литий-ионные батареи, используемые в электромобилях и накопителях энергии, состоят из элементов, которые непременно присутствуют в модулях аккумуляторного блока. Эти элементы по общему правилу составляют от 70 до 85% от веса батареи и содержат ряд минералов в активном катодном материале (например, литий, никель, кобальт и марганец), аноде (например, графите) и токосъемнике (например, меди). Остальные модули и компоненты блока состоят из алюминия, стали, охлаждающих жидкостей и электронных компонентов. Потребность здесь в каждом ископаемом минерале заметно варьируется в зависимости от химического состава катода и анода. Так, никель-марганцево-кобальтовым (NMC) батареям обычно требуется почти в восемь раз больше кобальта, чем никель-кобальтово-алюминиевым (NCA +) батареям, но вдвое меньше никеля. Литий-железо-фосфатные (LFP) батареи не работают на никеле, кобальте или марганце, но требуют примерно на 50% больше меди, чем батареи NMC [13].

Литий-ионные батареи обыкновенно классифицируют по химическому составу их катодов. Чаще всего используются оксид лития-кобальта (LCO), оксид лития-марганца (LMO), фосфат лития-железа (LFP), оксид лития-никель-кобальт-алюминий (NCA) и оксид лития-никель-марганца-кобальта (NMC). Различное комбинирование минералов влечет и сильно отличающиеся характеристики самих батарей. Среди представленных на рынке вариантов наибольшую удельную энергию несет LCO. Присущая ему высокая удельная энергия (150–190 Втч/кг) и технологическая зрелость делают его популярным выбором для устройств портативной электроники. Говоря о недостатках батареи LCO, отметим ее термическую нестабильность и относительно короткий срок службы (500–1000 полных циклов). В сочетании с соображениями безопасности батареи LCO не подходят для использования в электромобилях.

Батарея LMO имеет высокую удельную мощность, более длительный срок службы (1000–1500 циклов) и намного лучшую термическую стабильность, чем LCO, а отсутствие кобальта часто выделяется в качестве ключевого преимущества данной электрохимической технологии. При всех преимуществах, однако, LMO имеет значительно более низкую плотность генерации энергии в диапазоне 100–140 Втч/кг. В настоящее

время эти батареи применяются при производстве электровелосипедов и некоторых марок коммерческих автомобилей. Аккумулятор LFP со своей стороны обеспечивает термическую стабильность даже при высоких температурах, низкую стоимость и большую долговечность (до 2000 полных циклов при сохранении производительности). Однако его относительно низкая удельная энергия (90–140 Втч/кг) служит ограничением для использования в электромобилях большой дальности, если сравнивать LFP с иными химическими реактивами [14].

Аккумулятор NCA (включает в себя никель, кобальт, алюминий) отличается наивысшим диапазоном удельной энергии (200–250 Втч/кг) в текущем классе технологий, а также высокой удельной мощностью в сочетании со сроком службы от 1000 до 1500 полных циклов. NCA является наиболее предпочитаемой технологией у таких флагманов электромобильного производства, как Tesla, и она включает в себе огромный потенциал для использования в энергосистемах в приложениях резервного копирования и переключения нагрузки. Барьером для NCA является разве что большая дороговизна в сравнении с другими химикатами. Батареи NMC имеют более длительный срок службы (1000–2000 циклов), если сравнивать с NCA, но более низкую плотность энергии (140–200 Втч/кг). Данная электрохимическая технология доминировала на рынках гибридного транспорта в нишах BEV и PHEV с момента ее коммерциализации в начале 2000-х годов. Батареи NMC обладают более длительным сроком службы, что делает их предпочтительным выбором для PHEV. Известно, что производители, производящие как BEV, так и PHEV, такие, как General Motors, обращаются к литий-ионным аккумуляторам NMC.

Ожидаемое изменение спроса на элементы для накопителей энергии отражено на рис. 3.

Технологии производства электротранспорта

Мировые объемы реализации электромобильного транспорта показали рост на 40% в 2020 году, достигнув примерно 3 миллионов экземпляров и рыночной доли более чем 4%. Как следствие, количество электромобилей на дорогах городов мира сегодня оценивается более чем в 10 миллионов. При всей уверенной динамике развития электромобильного транспорта подобные показатели нельзя считать удовлетворительными, т.к. для достижения глобальных климатических целей доля продаж электрокаров должна вырасти примерно до 40% к 2030 году. Параллельно с этим должна быть проведена «оперативная электрификация» легких коммерческих автомобилей, автобусов и грузовых автомобилей [16]. Политическая поддержка со стороны государств, поддерживающих глобальную климатическую повестку, как являлась краеугольным фактором первоначального развертывания электромобилей, так и продолжит играть решающую роль в стимуляции роста парка электромобилей на ближайшие десятилетия. В этом ключе обнадеживающим видится то, что государство

«консолидирует волю» в части экотранспорта: по состоянию на апрель 2021 года более 20 стран и 70 региональных и городских властей объявили о достижении 100% нулевого уровня выбросов в транспортных средствах или о поэтапном отказе от автомобилей с двигателями внутреннего сгорания (ДВС) до 2050 года [17].

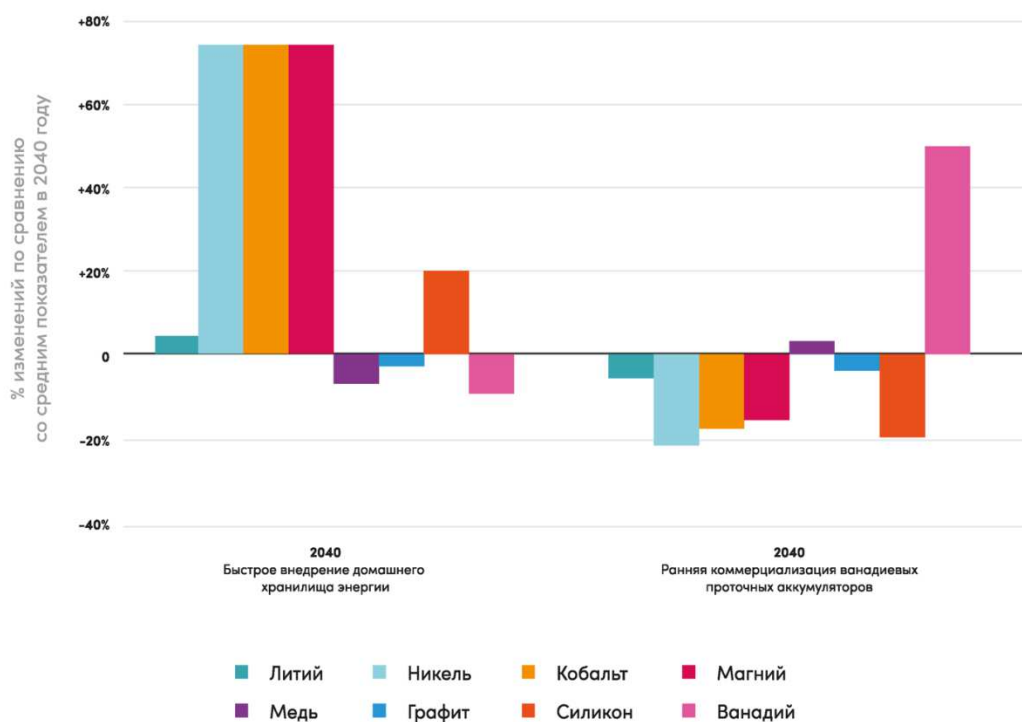


Рис. 3. Спрос на элементы для накопителей энергии для Сценария устойчивого развития МЭА в сравнении с базовым сценарием [15]

Двумя наиболее распространенными технологиями электродвигателей для подключаемых электромобилей являются синхронные двигатели с постоянными магнитами и асинхронные двигатели. Двигатели с постоянными магнитами имеют самый высокий КПД и удельную мощность, но использование РЗМ делает их более дорогими по сравнению с иными технологиями (рис. 4). Помимо неодима (0,25–0,50 кг на транспортное средство) и других РЗМ (0,06–0,35 кг на транспортное средство) для двигателей с постоянными магнитами также требуются медь (3–6 кг на транспортное средство), железо (0,9–2 кг на транспортное средство) и бор (0,01–0,03 кг на транспортное средство). Преимуществом асинхронных двигателей является их более низкая стоимость, которая, к сожалению, уравнивается относительно скромным КПД из-за электрических потерь в медных обмотках. Несмотря на то, что асинхронным двигателям для работы не нужны РЗМ, при их производстве происходит значительный расход меди (11–24 кг на автомобиль) для кожуха ротора и медного статора [18].

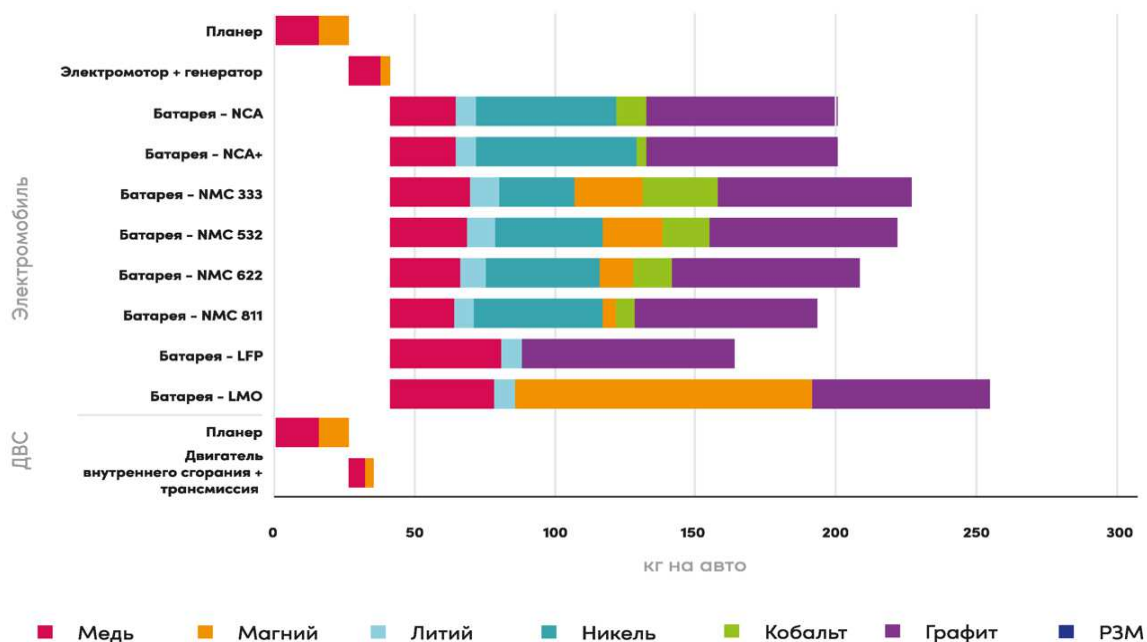


Рис. 4. Спрос на использование минералов в автомобиле с ДВС и электромобиле с аккумулятором [19]

Потребление и производство РМ/РЗМ в России до 2030 г.

Согласно данным, полученным на основе опроса компаний (письмо Минэнерго России № ПС-6310/01 от 1 июня 2021 года), всего в топливно-энергетическом комплексе (далее – ТЭК) России потребляется до 2700 тонн РМ ежегодно: из них 1100 приходится на нефтегазовый, а 1600 – на электроэнергетический сектор (рис. 5). Наиболее активно потребляется ниобий: до 2300 тонн, из которых порядка 900 выпадает на индустрии нефти и газа.

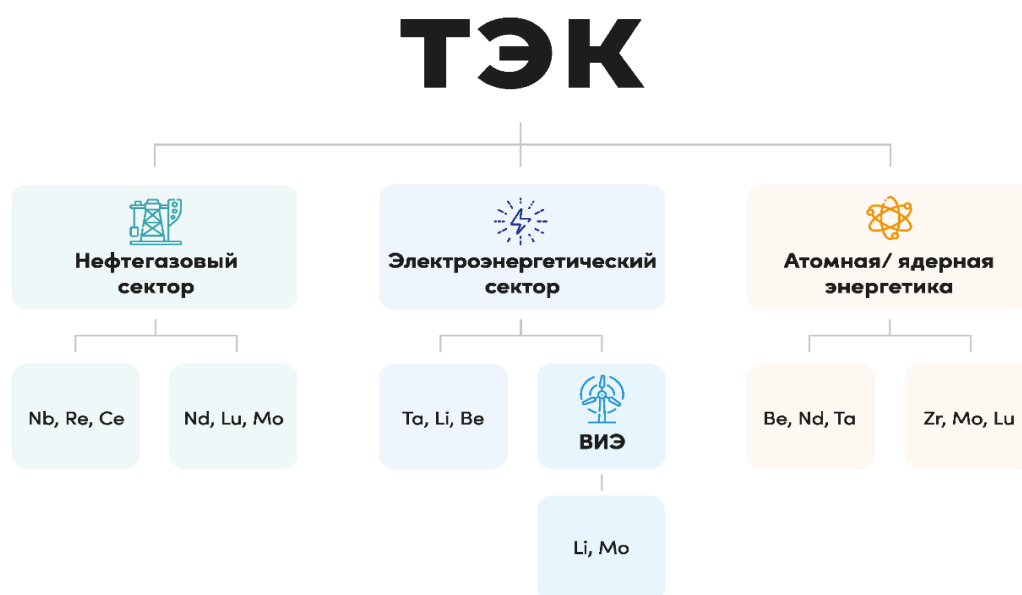


Рис. 5. Структура потребления РМ и РЗМ в ТЭК России

Объемы потребления других РМ в ТЭК России в округленном виде таковы: литий – 285 тонн, молибден – 90 тонн, цирконий – 40 тонн, тантал – 24 тонны, рений – 1 тонна, германий – 1 тонна.

В сравнении с совокупным объемом потребления РЗМ по России на нефтегазовый и электроэнергетический секторы ТЭК приходится около 40%: 500 из 1200 тонн ежегодно. Эти 500 тонн включают в себя лантан, празеодим, самарий, гадолиний и церий. Сверх того, опрос, проведенный среди российских компаний, дает основания говорить, что существует дополнительный спрос на РЗМ в размере 105 тонн ежегодно (из них 60 – на лантан, 45 – на неодим).

При этом внутри ТЭК прослеживается четкая диверсификация потребления: около 65% от потребляемых объемов РМ в ТЭК относится к промышленным процессам в электроэнергетическом секторе и 35% – в нефтегазовом. Диверсифицирована и структура потребления: тантал, литий, бериллий и германий (185 из 1600 тонн) задействованы только в электроэнергетических индустриях, в то время как потребление РМ в отраслях нефти и газа сводится исключительно к неодиму.

Производство дополнительного количества РМ и РЗМ в России может быть обеспечено за счет увеличения доли участия компаний, обладающих достаточным опытом именно в сфере добычи металлов. Это связано с высокой удельной капиталоемкостью сферы добычи и длинной цепочкой создания добавленной стоимости при включении в нее добываемого элемента.

Потребление РЗМ в виде конечной продукции в России оценивается на уровне 1000 тонн, обеспечивается в основном за счет импорта (90 %).

Структура потребления РЗМ в России по состоянию на 2020 год выглядит следующим образом: производители катализаторов для крекинга нефти – 60%, металлургия – 15%, стекольная промышленность – 10%, возобновляемые источники энергии (постоянные редкоземельные магниты) – 2%, ядерная энергетика – 1%.

Работа по снижению зависимости от импорта РЗМ и отдельных РМ в настоящее время ведется в рамках мероприятий «Дорожной карты» развития высокотехнологичной области «Технологии новых материалов и веществ», утвержденной Правительством Российской Федерации.

Стратегия обеспечения необходимым объемом РМ/РЗМ России

Развитие производства редких и редкоземельных металлов (РМ и РЗМ) имеет критически важное значение для удовлетворения потребностей высокотехнологичных отраслей Российской Федерации. Однако в настоящее время спрос потребителей на РЗМ почти на 90% покрывается импортом (в переработанной форме либо в составе готовой продукции). Также одной из основных проблем остается недостаточность внутреннего рынка для создания конкурентоспособных РМ и РЗМ производств.

Для обеспечения отраслей промышленности необходимым объемом РМ и РЗМ была разработана Дорожная карта развития

высокотехнологичной области «Технологии новых материалов и веществ» по продуктовому направлению «Редкие и редкоземельные металлы» (далее – Дорожная карта). Дорожная карта разработана в соответствии с Соглашением о намерениях между Правительством Российской Федерации и Государственной корпорацией по атомной энергии «Росатом» от 10.07.2019 в целях развития в Российской Федерации высокотехнологичной области «Технологии новых материалов и веществ» и утверждена решением Заместителя Председателя Правительства Российской Федерации Ю.И. Борисова от 27.04.2020.

Реализация проектов в рамках Дорожной карты обеспечит создание в Российской Федерации отрасли полного технологического цикла с широкой номенклатурой продуктов (суммарно 26 металлов), полную технологическую цепочку от добычи сырья до выпуска конечной, в основном высокотехнологичной продукции, развитие диверсифицированной сырьевой базы для обеспечения перерабатывающих производств, а также создание импортозамещающих производств по основной продукции РМ и РЗМ.

Возможные меры государственной поддержки, разрабатываемые в краткосрочной перспективе заинтересованными федеральными органами исполнительной власти и предприятиями отрасли совместно с Ассоциацией производителей и потребителей редких и редкоземельных металлов [20].

Кадровое обеспечение для развития отрасли РМ/РЗМ в России

В настоящее время подготовку кадров для отрасли РМ и РЗМ осуществляют следующие основные ВУЗы:

- Национальный Исследовательский Технологический Университет (НИТУ) «МИСиС»,
- МИРЭА - Российский технологический университет,
- Российский химико-технологический университет им. Д.И. Менделеева,
- Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина,
- Санкт-Петербургский государственный технологический институт (технический университет),
- Томский государственный университет,
- Дальневосточный федеральный университет,
- Норильский государственный индустриальный институт,
- Мурманский государственный технический университет.

Указанные ВУЗы выпускают специалистов с высшим образованием для текущих проектов РМ и РЗМ. Под будущие проекты необходимо предусмотреть выпуск как специалистов высшего инженерного состава, так и расширять выпуск специалистов технического и рабочего состава. Для этого в ПАО «ППГХО» (дочернее предприятие АО «Атомредметзолото», горнорудный дивизион ГК «Росатом») создан учебно-курсовой комбинат, где специалисты инженерных и рабочих

специальностей проходят курсы по подготовке, переподготовке и повышению квалификации (всего 82 специальности).

В целом следует отметить, что степень развития высшего и среднего образования по направлению РМ и РЗМ в Российской Федерации находится на высоком уровне.

Потребность в квалифицированных кадрах отрасли РМ и РЗМ к 2030 году оценивается примерно в 6 000 рабочих и инженеров, из которых 2 000 единиц составляет потребность в высшем инженерно-техническом составе.

Таким образом, в целях управления рисками проектов Дорожной карты проводится работа по следующим основным направлениям:

- Обеспечение бюджетных (включая существующие меры государственной поддержки) и внебюджетных источников финансирования.
- Обеспечение гарантий сбыта продукции за счет заключения долгосрочных контрактов с определенным объемом поставок и прозрачным ценообразованием.
- Наличие «якорной» инвестиции («якорный» – инвестор, который первым обязался внести значительную сумму денежных средств в проект, что придало последующим инвесторам определенную степень уверенности с точки зрения вхождения в проект).
- При проведении конкурсных процедур включение в обязательные критерии выбора подрядчиков – успешный подтвержденный опыт подрядчика и/или гарантии за него.
- Наличие системы управления проектами, соответствующей лучшим мировым практикам и стандартам с подтвержденным опытом реализации проектов.
- Построение работы по формированию законодательных инициатив и их согласованию с ФОИВ и Правительством Российской Федерации.

Литература

1. Dados, Nour and Raewyn Connell. 2012. “The Global South.” Contexts 11 (1): 12-13.
2. Lattanzio, R. K. (2019) Paris Agreement: U.S. climate finance commitments. Washington, District of Columbia: Congressional Research Service.
3. Anon (2019) World Energy Outlook 2019. [Online]. Paris: OECD Publishing.
4. Fraunhofer ISE (2020), Photovoltaics Report, <https://www.ise.fraunhofer.de/content/dam/ise/de/documents/publications/studies/Photovoltaics-Report.pdf>
5. IRENA (2016), End of Life Management Solar PV Panels, <https://www.irena.org/publications/2016/Jun/End-of-lifemanagement-Solar-Photovoltaic-Panels>.
6. D. Blagoeva, P. Alves Dias, A. Marmier, C.C. Pavel // Assessment of the potential bottlenecks along the materials supply chain for the future deployment of low-carbon Energy and transport technologies in the EU; Joint Research Centre (JRC) // Publications Office of the European Union. EUR 28192 EN (2016), 10.2790/08169.
7. Rare Earth Elements // British Geological Survey // <https://drive.google.com/file/d/1qdT6y-Tg4uO3YscIVfoC5AQLPMxgGSjb/view>.
8. file:///C:/Users/%D0%AE%D0%BB%D0%B8%D1%8F/Desktop/jrc122671_the_role_of_rare_earth_elements_in_wind_energy_and_electric_mobility_2.pdf.

9. Critical Rare-Earth Elements Mismatch Global Wind-Power Ambitions // *One Earth* 3, 116–125, July 24, 2020
10. World Bank // <https://pubdocs.worldbank.org/en/961711588875536384/Minerals-for-Climate-Action-The-Mineral-Intensity-of-the-Clean-Energy-Transition.pdf>.
11. Asahi Kasei // <https://asahi-kasei.eu/asahi-kasei-starts-green-hydrogen-production-at-the-worlds-largest-single-stack-alkaline-water-electrolysis-system-in-fukushima/>.
12. IEA // *The Role of Critical Minerals in Clean Energy Transitions*.
13. Argonne National Laboratory (2020), BatPaC Model Software, <https://www.anl.gov/cse/batpac-model-software>.
14. S&P Global (2021), New lithium supply chains could slash sector emissions by nearly a third, <https://www.spglobal.com/platts/en/market-insights/latestnews/coal/121120-new-lithium-supply-chains-could-slash-sectoremisions-by-nearly-a-third-roskill>.
15. IEA (2020b), *World Energy Outlook 2020*, <https://www.iea.org/reports/world-energy-outlook-2020>.
16. Cui, H., Hall, D. and Lutsey, N. (2020), Update on the global transition to electric vehicles through 2019, International Council on Clean Transportation, <https://theicct.org/publications/update-globalev-transition-2019>.
17. Wappelhorst, S. and Cui, H. (2020), Growing momentum: Global overview of government targets for phasing out sales of new internal combustion engine vehicles, ICCT, <https://theicct.org/blog/staff/global-ice-phaseout-nov2020>.
18. Ballinger, B. et al. (2019), The vulnerability of electric vehicle deployment to critical mineral supply, *Applied Energy*, 255, 113844, <https://doi.org/10.1016/j.apenergy.2019.113844>.
19. IEA (International Energy Agency) (2020a), *Global Electric Vehicle Outlook 2020*, <https://www.iea.org/reports/global-ev-outlook-2020>.
20. O. V. Zhdaneev, Ye. I. Petrov, A. A. Seregina “Rare and rare-earth metals industry development in Russia and its influence on fourth world energy transition”// *Non-ferrous metals* № 2/21, Vol. 51.

РАЗРАБОТКА СПОСОБА НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОГО ОБЕСКРЕМНИВАНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СОЕДИНЕНИЙ ФТОРА

*А.А. Смороков, А.С. Кантаев, Д.В. Брянкин
ТПУ, г. Томск*

В рамках технологического развития Российской Федерации необходимо освоение месторождений полезных ископаемых с их вовлечением в экономику государства. Существенным фактором, ограничивающим вовлечение как минерального, так и техногенного сырья, является высокое содержание диоксида кремния. В ходе работы была проведена апробация низкотемпературного обескремнивания как минерального сырья (лейкоксеновый концентрат Ярегского месторождения), так и техногенного сырья (полиметаллические шлаки Нерчинских заводов).

Согласно Стратегии развития минерально-сырьевой базы Российской Федерации до 2035 года, утвержденной Правительством, титан относится к группе дефицитных полезных ископаемых, внутреннее потребление которых в значительной степени обеспечивается вынужденным импортом. Помимо этого, титан входит в перечень стратегических видов минерального сырья, утвержденного Правительством РФ.

Россия располагает крупной сырьевой базой титана, достаточной для обеспечения внутренних потребностей страны в титановом сырье. География распределения запасов титана в РФ представлена на рис. 1.

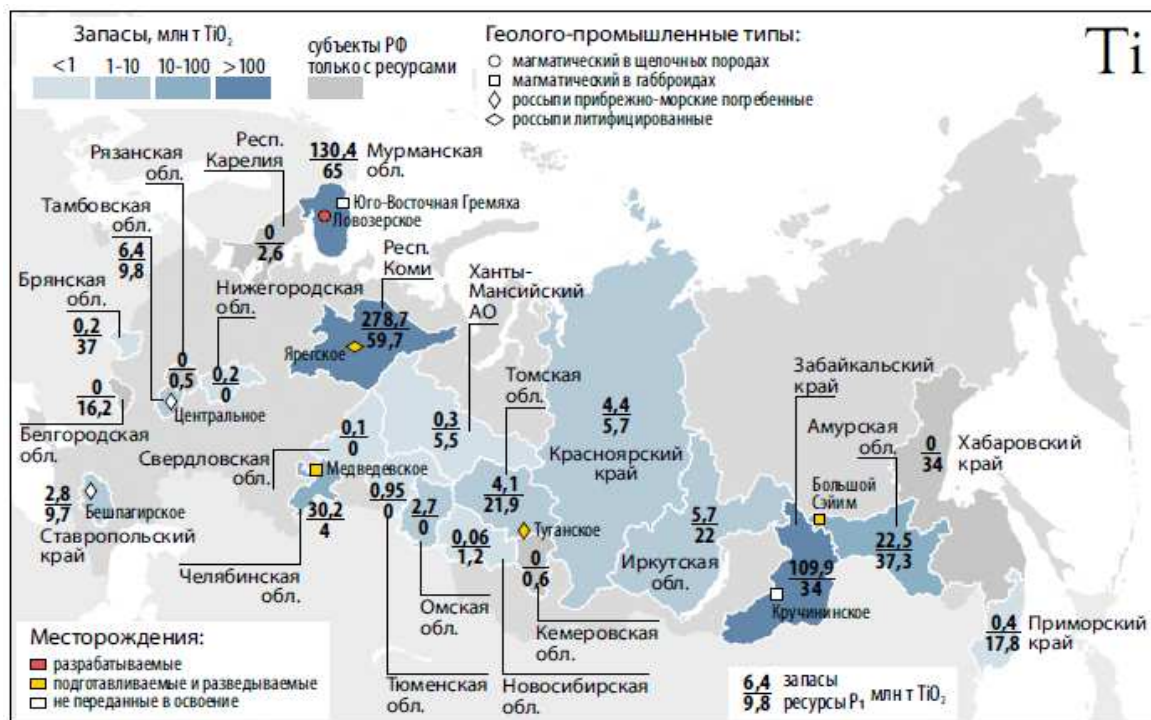


Рис. 1. Основные месторождения титана в РФ

При этом доля в мировом производстве титановых концентратов непропорциональна имеющимся запасам в сравнении с другими странами. Так, доля запасов титана от мировых составляет 12,4 %, а доля в мировом производстве титановых концентратов – 0,04 %.

Россия входит в тройку основных мировых продуцентов губчатого титана и является крупнейшим производителем пигментного диоксида титана в Восточной Европе. При этом практически все российские предприятия, использующие титановое сырье, импортируют его.

Проблема освоения российских месторождений имеет ряд причин, в том числе и проблемы с получением концентратов, пригодных для использования существующими предприятиями.

Наиболее востребованной на рынке титаносодержащей продукцией являются пигментный диоксид титана, а также сам титан и сплавы, содержащие титан. Диоксид титана в России преимущественно получают сернокислотным способом, сырьем для которого служат ильменитовые концентраты и титановые шлаки. Также возможно получение диоксида титана хлорным способом.

Получение же титановой губки, являющейся сырьем для получения титановых сплавов и изделий из титана, промышленно осуществляется только по хлорной схеме (рис. 2), которая имеет определенные ограничения по исходному сырью. В частности, используются рутиловые концентраты или титановые шлаки. При этом есть ряд ограничений как по содержанию титана в сырье, так и по содержанию примесей. Существенным ограничением является содержание диоксида кремния, способствующего образованию гексахлордисилоксана – соединения, отделение которого ректификацией от тетрахлорида титана весьма проблематично.

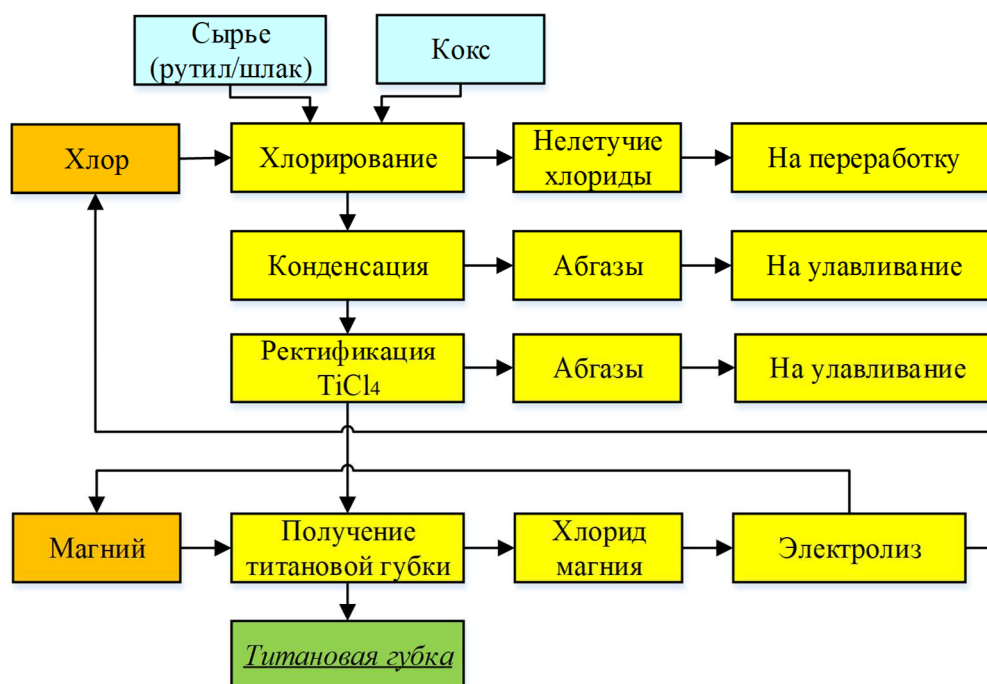


Рис. 2. Принципиальная схема хлорного способа получения титановой губки

Потенциальное сырье, которое может быть использовано для получения титановой губки – лейкоксеновый концентрат крупнейшего в России Ярегского месторождения (рис. 3а). Получаемые концентраты, тем не менее, отличаются высоким содержанием кремния и недостаточно высоким содержанием титана. Разработка способа селективного удаления кремния позволит получать концентраты, пригодные для промышленных предприятий.

Был предложен селективный метод удаления кремния раствором гидрофторида аммония. Селективность достигается за счет достаточно высокой растворимости гексафторосиликата аммония, в отличие от остальных примесей. При этом была отмечена достаточно высокая химическая стойкость рутила в условиях проведения процесса.

В результате экспериментов были определены оптимальные условия обескремнивания. При температуре менее 100 °С, атмосферном давлении и продолжительности процесса менее 4 часов более 95 % кремния переходит в раствор. При этом титан остается в твердом остатке.

Полученный твердый остаток был подвергнут обжигу для удаления фтора и остаточного кремния. Полученный продукт (рис. 3б) по составу соответствует сырью, используемому на предприятиях по производству металлического титана.



Рис. 3. а – исходный лейкоксеновый концентрат; б – продукт после обжига

По результатам работ предложена технологическая схема по обескремниванию лейкоксенового концентрата Ярегского месторождения с возможностью рециклинга основных реагентов.

Для апробации обескремнивания полиметаллического шлака были выбраны шлаки Нерчинских заводов, располагавшихся на территории современного Забайкальского края и действовавших с 18 по начало 20 века. Данные шлаки характеризуются значительным содержанием ряда цветных металлов (свинец, цинк и другие). Также структура шлака содержит силикатную матрицу, не позволяющую эффективно проводить переработку данного рода сырья классическим способом.

Обескремнивание проводилось аналогичным образом, как и в случае с лейкоксеновым концентратом. Результаты обескремнивания полиметаллического шлака сопоставимы с цифрами по степени обескремнивания лейкоксенового концентрата. На данный момент проведена апробация по обескремниванию партии в 100 кг шлака на площадке Томского политехнического университета (рис. 4).



Рис. 4. Установка по обескремниванию полиметаллического шлака

Полученный после последующего обжига продукт характеризуется магнитными свойствами, что позволяет проводить магнитную сепарацию с целью получения концентратов железа и цветных металлов.

Результаты работ показали возможность использования водных растворов гидрофторида аммония в качестве реагента, позволяющего проводить селективное обескремнивание сырья различной природы происхождения, в данном случае – лейкоксенового концентрата и полиметаллического шлака. Потенциал применения рассмотренного метода делает его актуальным для переработки имеющихся запасов руд и концентратов, непригодных для переработки классическими технологиями.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПОПУТНОГО С УРАНОМ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ В АО «ХИАГДА»

И.Н. Солодов¹, А.А. Соловьев², Е.Ю. Мешков²

1 – АО «Атомредметзолото», г. Москва,

2 – АО «ВНИПИПромтехнологии», г. Москва

Из геохимических спутников урана на гидрогенных месторождениях (селен, рений, ванадий, молибден [1]) в середине 1980 годов на РУ5 Ленинадского горно-химического комбината внедрена технология попутного с ураном извлечения рения по технологии Института металлургии и обогащения при Академии наук Казахской ССР. В 1990-х годах Навоийским горно-химическим комбинатом освоена технология, разработанная ВНИИХТ, получения товарного продукта в виде перрената аммония, которая прошла все этапы опытно-промышленных работ от добычи рения из руд урановых месторождений Северный Кенимех и Мейлысай до его извлечения из продуктивных растворов [2]. В настоящее время НАК «Казатомпром» проводит опытные работы по попутной с ураном добыче рения из продуктивных растворов (ПР) [3].

Из других перспективных компонентов для попутной добычи являются редкоземельные металлы (РЗМ) – Sc, Y, La, Ce, Pr, Nd, Pm, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb и Lu. Из них только единственная технология извлечения скандия из ПР, разработанная УрФУ, внедрена в АО «Далур» и используется для выпуска товарной продукции в трех формах – фторид скандия, оксид скандия и алюмоскандиевая лигатура [4].

Попутная добыча других РЗМ находится на стадии лабораторных и натуральных исследований, в основном направленных на изучение содержания этих металлов в урановых рудах и в растворах всей технологической цепочки переработки ПР. Исследованиями российских, узбекских и казахских специалистов установлено, что содержание $\Sigma Ln+Y$ в продуктивных растворах месторождений Далматовское [4, 5], Сев.Кенимех, Мейлысай [2], Семизбай, Заречное и Буденовское [6, 7, 8, 9] находится в диапазоне 15-33 мг/дм³. Сведений о содержании РЗМ в урановых рудах меньше. За исключением месторождений Хиагдинского рудного поля их содержание находится на уровне 0,01%.

Интерес представляют исследования, проведенные на месторождении Заречное [8]. Установлено, что в рудной сероцветной части разреза обнаружены повышенные содержания Sc – до 0,013% и Y – до 0,063%. При этом в углефицированных органических остатках содержания ценных компонентов (ЦК) достигали максимальных значений: V – 4,4%, Se – 3,7%, Y – 0,1%, U – 1,1%. В рудных пробах с содержанием урана 0,01-0,12% итрий обнаружен в количестве 0,0011-0,026%, т.е. на порядок меньше, чем в органических остатках. Результаты изучения

содержания ЦК в ПР показали, что Y и ΣLn выщелачиваются из руд сернокислыми растворами почти одновременно с извлечением урана при Ж:Т 1,1-1,5 (рис. 1). Но РЗМ несколько опережают уран при выходе в раствор, что, по-видимому, связано с их десорбцией с углефицированных растительных остатков. Содержания ЦК в маточниках сорбции свидетельствовали о накоплении элементов в ПР в процессе СПВ (в мг/дм³): ΣLn – 15,4; V – 11,1; Y – 3,1; Sc – 0,143.

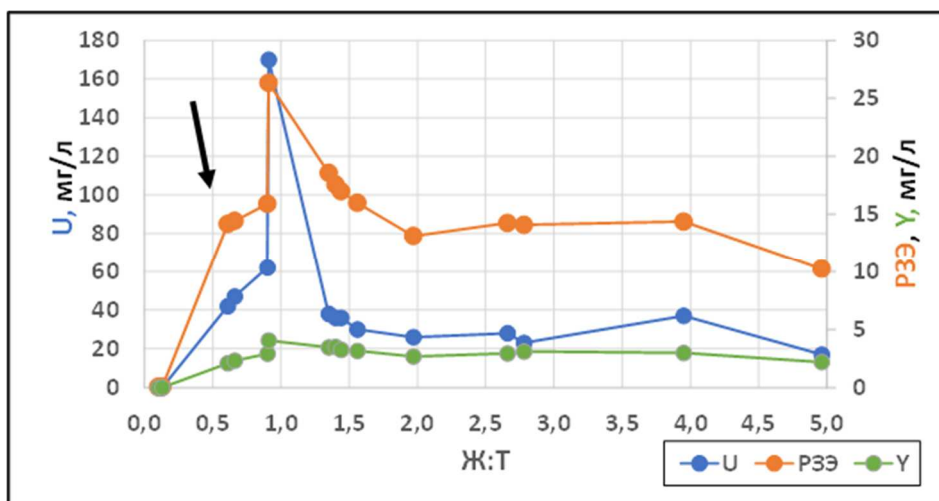


Рис. 1. Сравнение выходных кривых РЗЭ (ΣLn) и Y с выходной кривой U в продуктивных растворах на месторождении Заречное. Стрелкой отмечен этап десорбции Y и ΣLn из предположительно углефицированных растительных остатков. По материалам доклада [8]

Месторождения Хиагдинского рудного поля (Хиагдинское, Вершинное, Кореткондинское, Намаруское и Дыбрыньское) по содержанию РЗМ ($\Sigma Ln+Y$) в рудах выглядят более привлекательными рудными объектами по сравнению с перечисленными выше месторождениями. По данным [10] в балансовых рудах (>500 г/т U) концентрации РЗМ изменяются от 63 до 719 г/т (табл. 1).

Причем между ураном и РЗМ существует прямая связь, которая еще более тесная между парой U и Y (рис. 2).

С целью заверки этих результатов в 2020 году на Залежи В1 месторождения Вершинное были выбраны для опробования продуктивных растворов на РЗМ откачные скважины, вскрывающие бедные (удельная площадная продуктивность <5 кгU/м²), рядовые (5-25 кг U/м²) и богатые (>25 кг U/м²) урановые руды (рис. 3).

На рис. 4 приведены результаты опробования всех типов руд по рудоносности. Из этих данных видно, что в бедных рудах преобладают содержания $\Sigma Ln+Y$ около 30 мг/дм³, а в богатых достигают 75-83 мг/дм³.

Однако сравнить между собой все опробованные скважины невозможно, т.к. выбранные эксплуатационные блоки находились на разной стадии отработки.

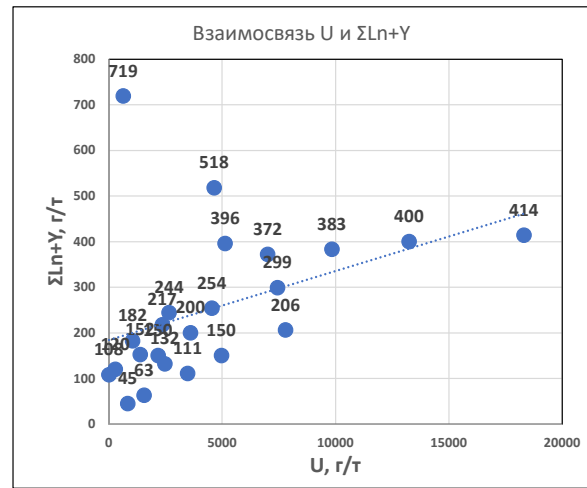
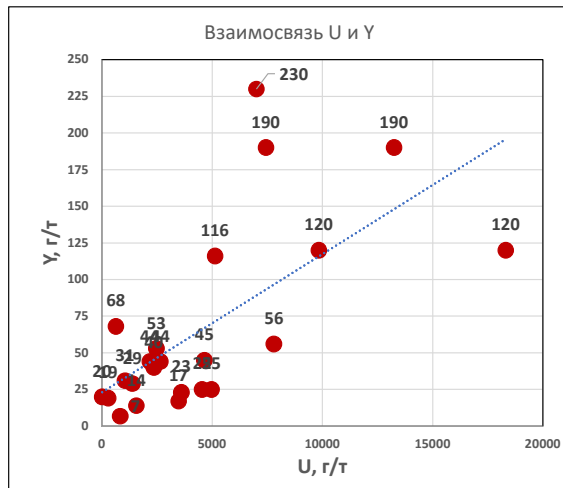


Рис. 2. Взаимосвязь содержания урана с РЗМ в рудах месторождений ХРП.
По материалам [10]

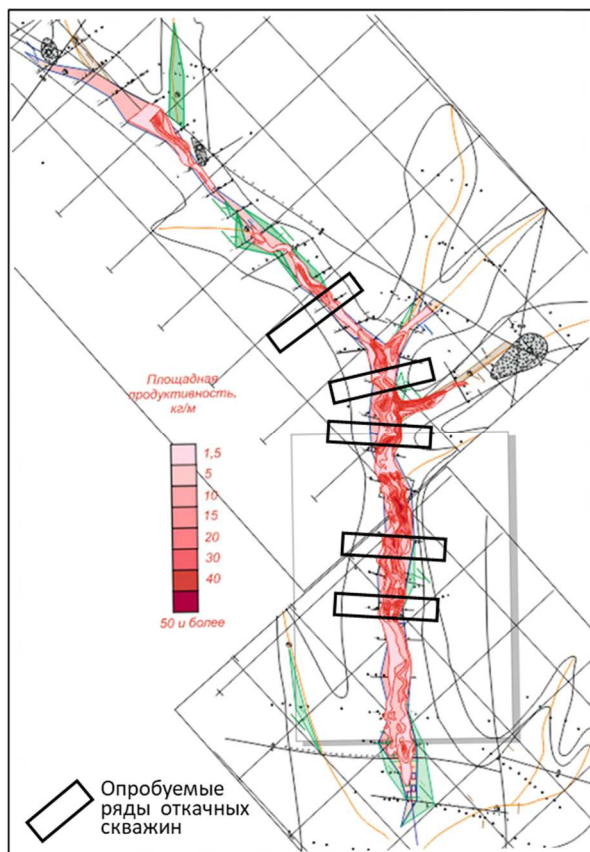


Рис. 3. Ряды опробуемых откачных скважин на содержание РЗМ в продуктивных растворах на карте удельной площадной продуктивности Залежи В1 месторождения Вершинное. Пунктирной рамкой выделены блоки В1.19 и В1.20 для постановки режимных наблюдений за изменением РЗМ в ПР

В связи с этим в 2021 году для режимных наблюдений за изменением содержаний U и РЗМ в продуктивных растворах были выбраны откачные скважины на вновь вводимых в эксплуатацию блоках В1.19 и В1.20 (см. рис. 3). Целью этого исследования является сравнение выходных кривых извлечения из руд серноокислыми растворами РЗМ с выходной кривой урана. Скважинами В1.19.22 и В1.19.24 вскрыты бедные руды, скважинами В1.20.06 и В1.20.08 – рядовые и скважинами В1.20.12 и В1.20.14 – богатые руды.

Результаты режимных наблюдений приведены в табл. 2.

Содержания урана и РЗМ в проницаемых рудоносных отложениях
месторождений ХРП [10]

Номер п/п	Содержание в г/т																
	U	Y	La	Ce	Pr	Nd	Sm	Eu	Gd	Tb	Dy	Ho	Er	Tm	Yb	Lu	ΣLn+Y
1	18320	120	58	110	13	53	11	2.6	10	2.5	16	3.5	11	1.8	12	1.8	414
2	13250	190	37	73	8.8	32	8.1	1.6	6.4	2.4	20	5.0	19	3.8	29	4.8	400
3	9840	120	62	110	12	42	7.8	1.6	5.3	1.6	11	2.9	11	2.1	15	2.7	383
4	7800	56	42	73	8.8	35	7.2	1.7	4.6	1.2	6.6	1.5	3.8	0.68	3.9	0.66	206
5	7440	190	14	35	3.6	15	3.6	0.37	2.4	1.3	13	4.3	16	2.6	16	2.4	299
6	7010	230	19	52	5.5	19	5.1	0.52	3.6	1.5	15	4.9	18	3.0	19	2.9	372
7	5132	116	61	101	13	46	10	2.6	10	2.0	14	3.6	12	1.9	13	1.9	396
8	4650	45	62	272	22	87	16	4.1	14	1.7	8.0	1.44	4.3	0.56	3.8	0.58	518
9	4550	25	51	110	12	46	10	3.4	6.1	1.2	5.4	0.91	2.1	0.36	1.9	0.35	254
10	3610	23	46	84	11	36	6.1	1.2	3.7	0.84	4.0	0.80	1.9	0.40	2.3	0.45	200
11	3480	17	24	50	5.6	20	3.7	1.1	0.94	0.53	2.8	0.64	1.6	0.36	2.1	0.43	111
12	4970	25	37	63	8.1	25	4.9	3.4	3.5	0.64	3.5	0.78	2.6	0.42	3.0	0.51	150
13	2660	44	54	95	11	40	8.0	2.0	4.9	1.3	6.3	1.1	2.7	0.49	2.7	0.49	244
14	2360	40	47	84	10	36	7.1	1.8	4.8	1.2	5.7	1.0	2.6	0.45	2.6	0.45	217
15	2175	44	33	51	6.0	22	4.1	2.8	3.3	0.63	4.0	1.0	3.7	0.54	3.7	0.65	150
16	2473	53	25	38	4.8	16	3.0	0.82	2.4	0.48	3.0	0.75	2.6	0.39	2.7	0.48	132
17	1386	29	32	62	7.5	29	3.2	1.2	5.4	0.89	4.9	1.0	3.0	0.41	2.7	0.40	152
18	1052	31	42	73	9.0	36	6.7	1.9	5.1	0.9	4.8	0.95	2.9	0.39	2.6	0.38	182
19	640	68	150	250	31	110	18	3.0	15	2.6	12	2.4	65	1.0	6.1	1.1	719
20	830	7	1	26	3.2	11	2.0	0.55	2.4	0.24	1.3	0.25	0.9	0.13	1.0	0.14	45
21	1560	14	18	20	3.5	11	2.0	0.68	1.5	0.29	1.7	0.40	1.3	0.21	1.5	0.25	63
22	288	19	30	51	5.9	20	3.5	0.7	3.0	0.46	2.8	0.61	2.0	0.30	2.0	0.29	120
23	10	20	19	44	5	20	4.5	1.2	2.3	0.72	3.6	0.67	1.3	0.25	1.1	0.22	108
		69															253

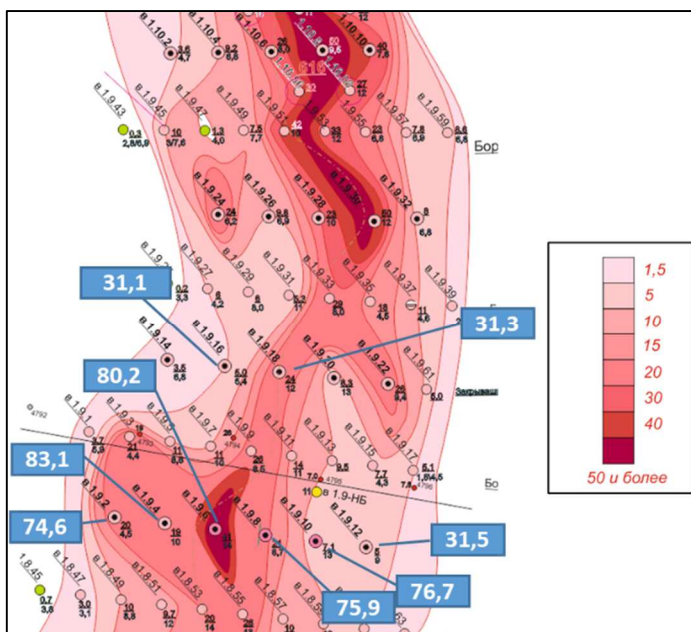


Рис. 4. Содержание $\Sigma Ln+Y$ (в синих прямоугольниках в mg/dm^3) в ПР в скважинах, вскрывающих бедные, рядовые и богатые руды

В выщелачивающих растворах, нагнетаемых в закачные скважины блоков В1.19 и В1.20, содержания урана в хвостах сорбции составляли 0,2-0,5 mg/dm^3 . Накопленные в процессе отработки месторождения Вершинное концентрации РЗМ к моменту опробования достигли 66 mg/dm^3 , что в 2-3 раза выше, чем на месторождениях Далматовское, Казахстана и Узбекистана. Все концентрации РЗМ, которые превышают 66 mg/dm^3 , – результат их выщелачивания из рудоносных отложений. Максимальное обнаруженное содержание РЗМ – 95 mg/dm^3 .

Таблица 3

Результаты опробования продуктивных растворов из скважин блоков В1.19 и В1.20 на U и РЗМ

Дата отбора	Место отбора	Результаты анализа, mg/dm^3				
		Th	U	Sc	Y	$\Sigma Ln+Y$
27.04.2021	ВР 15-20 бл	3,0	0,24	0,40	13,6	66,1
06.06.2021	ВР суточная 15-20	2,7	0,46	0,38	14,1	66,7
13.06.2021	ПР Вершинное	4,3	97	0,41	14,9	71,1
04.05.2021	В1.20.06	2,4	230	0,20	10,6	56,4
17.06.2021	В1.20.06	2,6	181	0,31	11,1	57,0
04.05.2021	В1.20.08	2,9	128	0,26	11,2	57,0
17.06.2021	В1.20.08	4,2	205	0,41	14,2	77,4
04.05.2021	В1.20.10	4,4	219	0,35	13,5	71,5
04.05.2021	В1.20.12	5,9	243	0,35	15,1	79,2
17.06.2021	В1.20.12	0,9	181	0,10	11,8	44,1
04.05.2021	В1.20.14	2,2	184	0,20	14,7	75,3
13.06.2021	В1.20.20	2,0	199	0,19	15,7	64,8
21.05.2021	В1.19.22	1,8	80	<0,05	15,7	59,0
17.06.2021	В1.19.22	1,2	63	0,12	16,3	73,1
13.06.2021	В1.19.26	6,3	214	0,50	17,9	95,2
13.06.2021	В1.19.28	3,1	310	0,31	18,5	91,4

Представляет интерес, какие источники в рудах обеспечивают эти концентрации РЗМ в ПР. Анализ результатов режимных наблюдений позволяет сделать следующие предварительные выводы. Одним из источников является десорбция РЗМ сернокислыми растворами из углефицированных растительных остатков, с которыми также связаны большие содержания урана в рудах хиагдинского типа, достигающие 3,5-4,5 %. Богатые урановые руды приурочены к осевой (талъвеговой) части рудоносных палеооврагов, что хорошо видно на рис. 4. В этих участках палеооврагов выявлены наиболее богатые по содержанию скопления растительного детрита. Среднее содержание $C_{орг}$ равно 1-2%. Вероятно, на графике зависимости $\Sigma Ln+Y$ от содержания U в ПР (рис. 5а) первый максимум связан с десорбцией редкоземельных металлов, а второй – с другими источниками, которые обсуждаются далее.

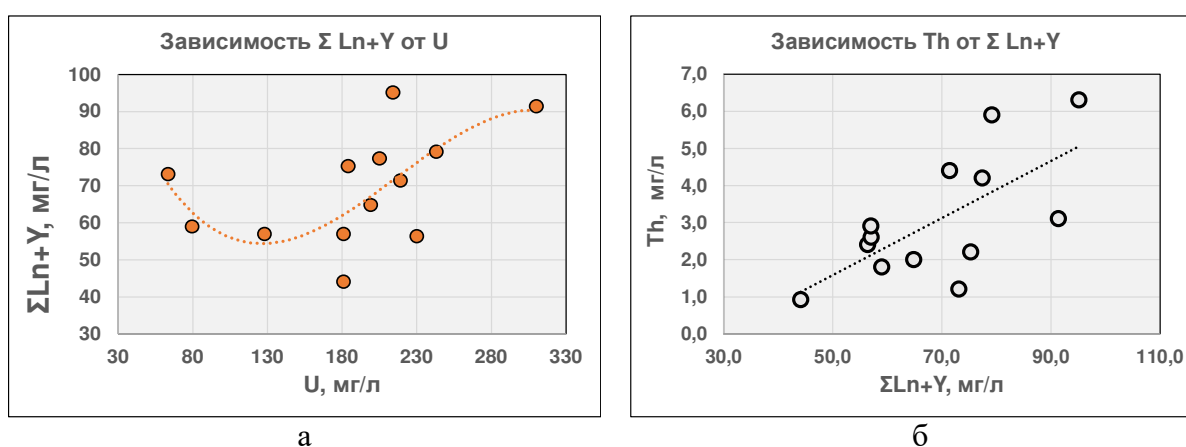


Рис. 5. Зависимость концентрации $\Sigma Ln+Y$ (а) и Th (б) от содержания U в продуктивных растворах.

Можно предположить, что сорбированные формы РЗМ связаны с содержанием этих элементов в глубинных поствулканических углекислых гидрокарбонатных подземных водах, широко распространенных на территории ХРП.

Исследованиями углекислых гидрокарбонатных подземных вод на месторождениях Ласточка, Фадеевское, Нижние Лужки и Горноводное в Приморье [11] установлено:

- 1) Концентрации РЗЭ в водовмещающих породах рассматриваемых месторождений минеральных вод колеблются в пределах от 71 до 942 г/т;
- 2) Для месторождений минеральных вод, локализованных в осадочных породах, характерно накопление РЗЭ, а в вулканогенных породах – обеднение ими;
- 3) Основными минеральными формами РЗЭ в водовмещающих породах являются минералы фосфатной группы, представленные преимущественно монацитом;

4) Уровень концентрации РЗЭ в гидрокарбонатных минеральных водах значительно выше, чем в пресных поверхностных водах Приморья, и изменяется от 0,43 до 9 мкг/л (аномальное 24 мкг/л);

5) Наиболее высокие концентрации РЗЭ в минеральных водах отмечаются для месторождений, локализованных в вулканических породах;

6) Формирование углекислых минеральных вод сопровождается миграцией РЗЭ из вмещающих пород, которая увеличивается от легких к тяжелым. Предполагается, что в процессе взаимодействия в системе «вода–порода» легкие РЗЭ в значительной мере остаются в составе породы и входят в состав новообразованных карбонатных минеральных форм, тогда как тяжелые поступают в растворенной форме в водные растворы.

7) Общая тенденция поведения растворенных форм РЗЭ в воде при формировании углекислых гидрокарбонатных минеральных вод определяется **ведущей ролью гидрокарбонат-иона в обогащении вод тяжелыми РЗЭ.**

Следующим по значимости источником $\Sigma Ln+Y$ в ПР являются собственно урановые минералы. Электронномикроскопические исследования позволили определить в рудоносных отложениях месторождений ХРП, что преобладающим рудным минералом является РЗЭ-содержащий нингиоит. Сумма РЗЭ в нингиоите достигает 10%, а отдельные элементы располагаются в убывающем ряду: $Ce > Y > La > Nd > Pr$ [12].

Минералогическими исследованиями в ходе геологоразведочных работ на месторождениях ХРП в составе акцессорных минералов обнаружены фосфатные минералы – рабдофан, монацит, апатит и ксенотим, которые могут также быть источником РЗЭ в ПР. Согласно экспериментам по растворимости этих минералов в разбавленных растворах серной кислоты известно, что в этих растворах растворимы только рабдофан, монацит и апатит, а ксенотим нерастворим [13]. Прямая линейная зависимость содержания Th от $\Sigma Ln+Y$ (рис. 5б) позволяет предположить, что еще одним источником РЗЭ в ПР являются рабдофан $((PZЭ, Ca, Th)(PO_4) \cdot H_2O)$ и монацит $((PZЭ, Th)(PO_4))$.

Технологии извлечения $\Sigma Ln+Y$ из продуктивных растворов разработаны и постоянно совершенствуются [5, 7, 9 и др.]. При этом данные технологии не внедряются в производство. Главная причина – низкие цены на РЗЭ. По нашей оценке, попутная добыча РЗЭ даже при высоком их содержании в продуктивных растворах АО «Хиагда» находится в пограничной области – экономически выгодно/невыгодно.

Если в список попутно добываемых компонентов включить изотоп ^{227}Ac , который накапливается в концентрате РЗЭ, то экономика попутной добычи РЗМ-актиниевого концентрата кардинально улучшается. ^{227}Ac – продукт распада ^{235}U . В 1 т концентрата РЗЭ содержится 0,02Ки ^{227}Ac (четверть потребности России в этом изотопе). ^{227}Ac – генератор ^{223}Ra , широко используемого в ядерной медицине и имеет весьма высокую

стоимость. Удельная активность первичных концентратов составляет $10^6 - 10^7$ Бк/кг. Способ получения концентратов актиния-227 – экстракционно-хроматографический.

Заключение

1. Продуктивные растворы, образующиеся при добыче урана в АО «Хиагда», наиболее богатые по содержанию РЗМ в сравнении с их содержанием в ПР при отработке месторождений Далматовское (Россия), Семизбай, Буденовское Заречное (Казахстан), Мейлисай, С. Кенимех (Узбекистан). Поэтому урановые месторождения ХРП – наиболее привлекательный объект для попутного с ураном извлечения РЗМ из ПР.

2. Содержания $\Sigma \text{Ln} + \text{Y}$ в рудах пропорциональны содержанию урана и в ряду от бедных до богатых руд возрастают от 45 до 719 г/т (среднее 253 г/т).

3. Содержание Y в этом же ряду возрастает от 7 до 150 г/т.

4. Углекислые гидрокарбонатные подземные воды, по-видимому, основной источник РЗМ в углефицированных растительных остатках.

5. Источниками РЗМ в ПР, например, на месторождении Вершинное являются в порядке убывания – сорбированные формы на углефицированных растительных остатках, фосфаты урана, рабдофан и монацит.

6. Накопленные содержания РЗМ в оборотных растворах на месторождении Вершинное составляют 66 мг/л. Максимальное содержание РЗМ – 95 мг/л.

7. Включение ^{227}Ac в список попутно добываемых элементов значительно улучшает экономику предприятия.

Литература

1. Подземное выщелачивание полиэлементных руд / Лаверов Н.П., Абдульманов И.Г., Бровин К.Г. и др.; под ред. Н.П.Лаверова. – М.: Изд-во Академии горных наук, 1998. – 446 с.

2. Толстов Е.А. Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе // М., «Горная книга», 1999

3. Коровин В.Ю., Погорелов Ю.Н., Зонтов А.В., Зонтова Л.В. Сорбция рения из сернокислого раствора анионитом АМР // Сборник трудов IX Международной конференции «Актуальные проблемы урановой промышленности» / г. Алматы, Республика Казахстан, 7-9 ноября 2019, 62 с.

4. Смышляев В.Ю. О попутной добыче скандия из продуктивных растворов подземного выщелачивания на Далматовском месторождении урана // Горный журнал, 2017, № 8, 6-20 с.

5. Рычков В.Н. Сорбция ионов РЗМ ионами различных классов из растворов подземного выщелачивания урана // М.: ВНИИХТ: Первая Всероссийская научно-практическая конференция «Перспективы добычи, производства и применения РЗМ», 26-27 сентября 2011, – 111 – 114 с.

6. Дуйсебаева Т.С., Вершков А.Ф., Дуйсебаев Б.О. и др. Перспективы извлечения золота и попутных ценных металлов из отработанных и действующих блоков урановых месторождений // Сборник трудов IX Международной конференции «Актуальные проблемы урановой промышленности» / г. Алматы, Республика Казахстан; 7-9 ноября 2019.

7. Алтынбек А.Д., Дуйсебаев Б.О., Вершков А.Ф. и др. Разработка и испытание технологии извлечения ППК (золота и РЗМ) методами экстракции в тонких пленках // Сборник трудов IX Международной конференции «Актуальные проблемы урановой промышленности» / г. Алматы, Республика Казахстан; 7-9 ноября 2019.

8. Седышев С.А. Мониторинг поведения попутных компонентов в процессе сернокислотного подземного выщелачивания на месторождении «Заречное» // Сборник трудов IX Международной конференции «Актуальные проблемы урановой промышленности» / г. Алматы, Республика Казахстан; 7-9 ноября 2019.

9. Тасибеков Х.С., Буркурманов Б.Б., Бекишев Ж.Ж. Перспективы извлечения некоторых редких металлов из маточных растворов рудника «Куланды» АО «СП «Акбастау» // Сборник трудов IX Международной конференции «Актуальные проблемы урановой промышленности» / г. Алматы, Республика Казахстан, 7-9 ноября 2019, 11-20 с.

10. Винокуров С.Ф., Магазина Л.О., Стрелкова Е.А. Редкоземельные и редкие элементы в урановых рудах палеодолинных месторождений Витимского района: характер распределения, форма нахождения, генетическое и практическое значение // Геология рудных месторождений, 2017, том 59, № 2, с. 141–162.

11. Вах Е.А., Харитонова Н.А., Вах А.С. Характер поведения редкоземельных элементов в системе «вода – порода» при формировании углекислых гидрокарбонатных минеральных вод Приморья // Разведка и охрана недр, № 5, 2013, с. 41- 46.

12. Дойникова О.А., Тарасов Н.Н., Мохов А.В. Новый фосфатный тип урановых руд в России // Доклады Академии наук, 2014, том 457, № 4, с. 434–438

13. Позин М.Е. Технология минеральных солей // М.: изд-во «Химия», 1974. – 792 с.

ПОИСКИ И ОЦЕНКА ВЫСОКОТИТАНИСТОГО ОРУДЕНЕНИЯ КУРОПТЕВСКОЙ ПЛОЩАДИ (МУРМАНСКАЯ ОБЛАСТЬ)

*И.П. Тихомиров¹, Е.В. Крестин¹, А.К. Ржевская¹, А.В. Паршин²
1 – ФГБУ «ВИМС», г. Москва, 2 – ООО «СибГеоТех», г. Иркутск*

Поиски объектов с высококачественным титановым сырьем – приоритетное направление геологоразведочной отрасли. Его актуальность заключается в том, что подавляющее большинство российских перерабатывающих предприятий работает на концентратах, импортируемых из других стран (Украины, Вьетнама, США и Казахстана). Также основная часть известных объектов с титановыми рудами содержит большое количество неизвлекаемого диоксида титана в тонких сростаниях ильменита и магнетита (титаномагнетита), и необходима переоценка их потенциала с точки зрения извлекаемости полезных компонентов из руд.

Для решения поставленной задачи ФГБУ «ВИМС» в рамках выполнения государственного задания проводились прогнозно-аналитические работы по поиску объектов, которые с одной стороны обладают значительными запасами титановых руд, с другой – отличающихся потенциально высокими степенями извлечения полезных компонентов и низкими содержаниями вредных примесей. По результатам проведенного анализа было выделено Куроптевское рудопроявление как подходящее по ряду критериев перспективных высокотитанистых объектов.

Рудопроявление находится в Ловозерском районе Мурманской области на границе Кейвского и Мурманского блоков (рис. 1). Выявлено в 1975 г. в ходе геолого-съемочных работ масштаба 1:50 000 с общими поисками, локализовано в массиве метаморфизованных габбро, формирующих расслоенный массив, вытянутый в северо-западном направлении вдоль Северо-Кейвского разлома (рис. 2). По результатам геолого-геофизических работ выявлены две перспективные рудные зоны протяженностью 2,8 и 2,3 км и мощностью до 50 и 100 м соответственно [1].

Проведены ревизионные минералого-технологические исследования, по результатам которых изучены: минералогический состав, степени раскрытия минералов в разных классах крупности, а также возможность получения концентратов, удовлетворяющих требованиям действующих предприятий. Для обеих проб получены кондиционные концентраты: магнетитовый, содержащий 66,21–68,54 % Fe_{общ}, 1,73–2,37 % TiO₂ и 0,4–0,53 % V₂O₅ и ильменитовый, содержащий 31,16–34,76 % Fe_{общ}, 49,15–51,61 % TiO₂ и 0,41–0,43 % V₂O₅, а в хвосты попадает не более 3,64 % TiO₂. Минералогические исследования показали, что практически весь диоксид титана (более 98 %) сосредоточен в ильмените.

На основании полученных данных обосновано проведение поисково-оценочных ГРП с целью локализации прогнозных ресурсов титановых руд

категории P_1 – 20 млн т, запасов категории C_2 – 15 млн т и категории C_1 на детальном участке при бортовом содержании TiO_2 5 % и глубине оценки 500 м.

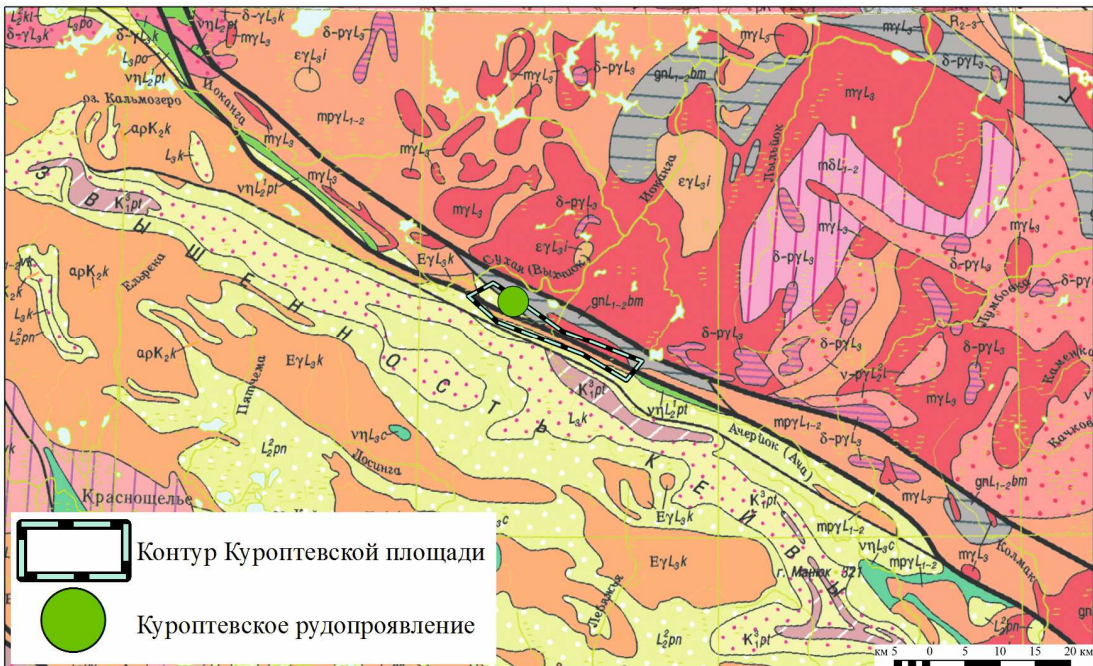


Рис. 1. Обзорная карта района Куроптевской площади

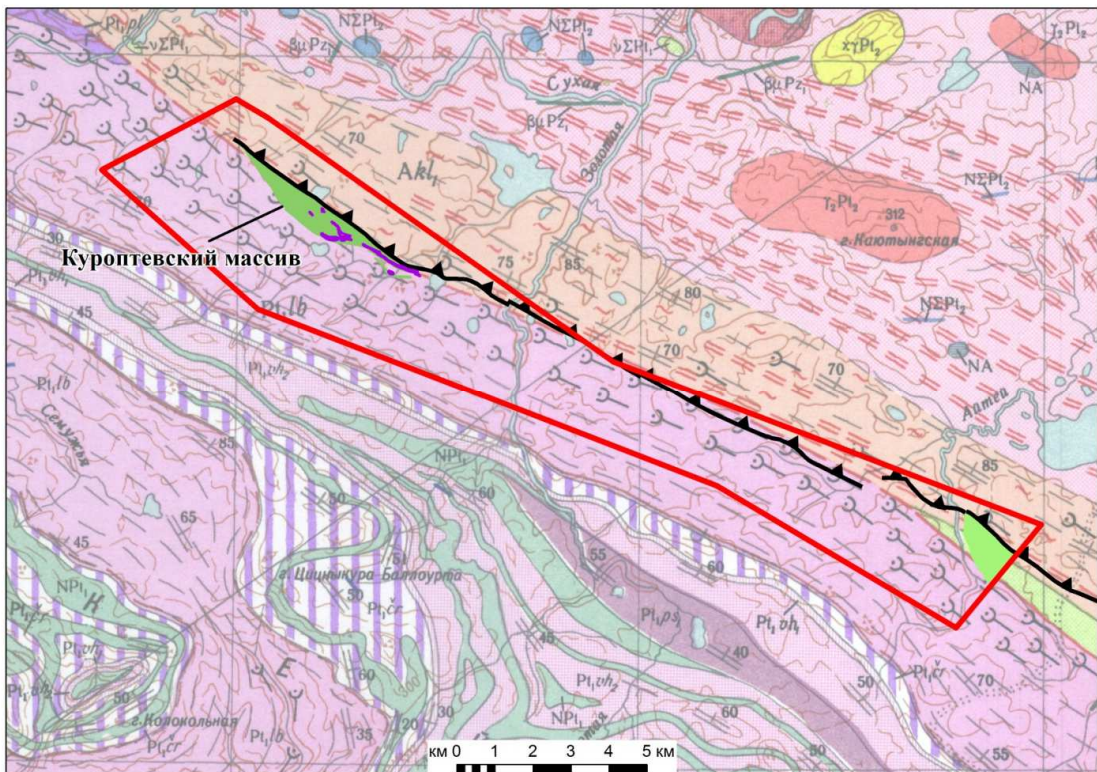


Рис. 2. Геологическая карта Куроптевской площади

Для решения поставленных задач был разработан комплекс геологоразведочных работ, включающих в себя геолого-поисковые маршруты методом геологического обследования по свободной сети с отбором штуфных проб, низковысотные аэромагниторазведочные работы с использованием БПЛА масштаба 1:10 000 на всей площади работ (74,8 км²) и 1:5 000 на участках детализации (10 км²), бурение поисково-оценочных скважин с комплексом ГИС (КМВ, ГК, ГГК-п, инклинометрия, кавернометрия), проведение инженерно-геологических исследований в скважинах, а также гидрогеологических исследований в скважинах и на оборудованных гидропостах. В рамках проведения лабораторных работ будут выполнены анализы рядовых керновых, штуфных проб на TiO₂, Fe_{общ}, Fe_{маг}, V₂O₅, P₂O₅ и S_{общ}, минералого-технологические и лабораторно-технологические исследования титановых руд. Результатом будет служить оценка прогнозных ресурсов категории P₁, подсчет запасов категорий C₁ и C₂, а также разработка ТЭО временных разведочных кондиций.

На текущем этапе проведены опережающие геолого-геофизические работы. По результатам площадной аэромагниторазведочной съемки масштаба 1:10 000 с учетом данных геолого-поисковых маршрутов составлена геологическая карта площади работ, выделен перспективный участок площадью 10 км², на котором пройдены геолого-поисковые маршруты по сети с отбором штуфных проб для изучения геологического строения массива, выделения и предварительного оконтуривания рудных зон, а также проведены детализационные аэромагниторазведочные работы масштаба 1:5 000. На их основании была уточнена геологическая карта детализационного участка, намечены рудные зоны и профили для наземных магниторазведочных работ. По их итогам составлена детализационная карта магнитного поля перспективного участка, уточнены характеристики рудных зон и составлен план проведения дальнейших буровых работ.

Для оценки параметров рудных зон с глубиной на основании проведенных магниторазведочных работ была составлена объемная инверсионная модель магнитной восприимчивости участка детализации (рис. 3). На ее основании были уточнены параметры проектируемых буровых скважин – угол наклона и азимут бурения. По результатам проведенной комплексной интерпретации выделены 5 основных аномальных зон, потенциально связанных с титановым оруденением.

Проведенное штуфное опробование сопровождалось отбором каменного материала для определения минералого-петрографических характеристик, изучения геохимической и минералогической зональности в разрезе расслоенной интрузии.

Проведенный микроскопический анализ показал, что рудные зоны нередко сопровождаются увеличением количества темноцветных минералов, в основном биотита. Отмечается также развитие хлорита до 5–10 %. Рудные минералы представлены в основном магнетитом и

ильменитом, количество тонких сростков сравнительно небольшое (<10 % от общего количества ильменита) (рис. 4).

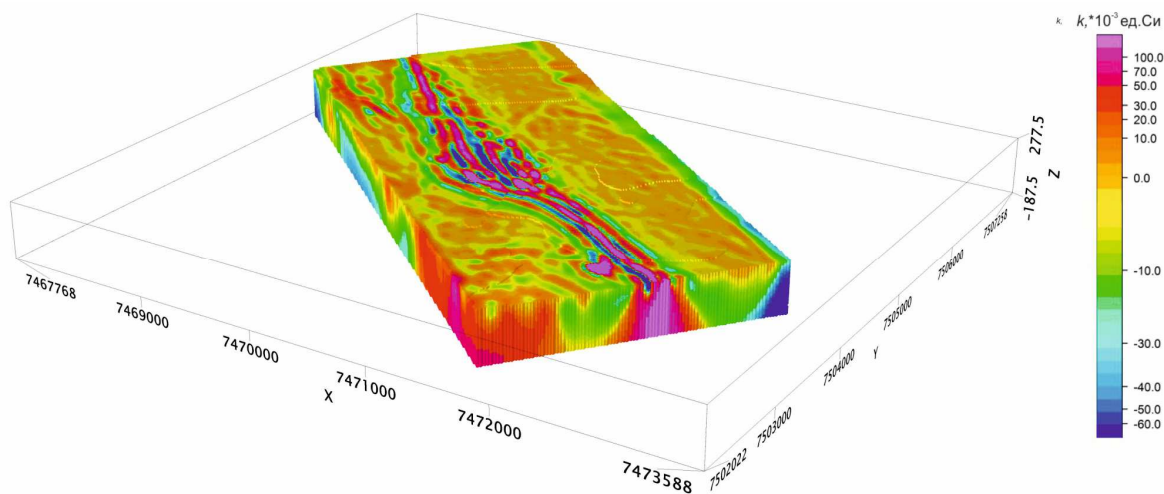


Рис. 3. Инверсионная трехмерная модель магнитной восприимчивости Куроптевского массива

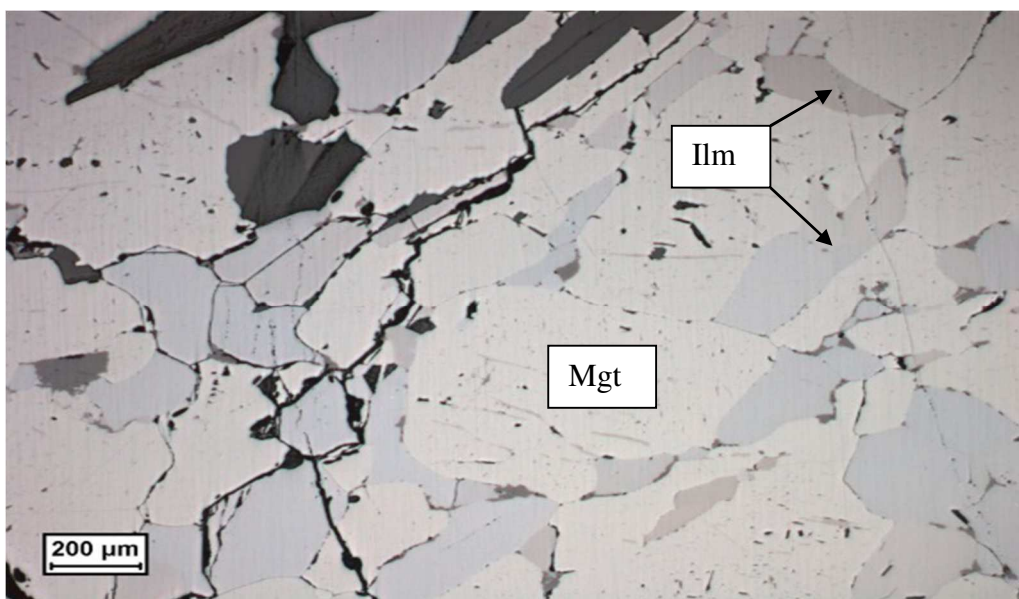


Рис. 4. Богатые руды Куроптевского рудопроявления. Отраженный свет

В составе расслоенной габбровой серии рудные зоны выделяются повышенными содержаниями полезных компонентов. Химические анализы штучных проб показали содержание TiO_2 в богатых рудах до 14,42 %; $Fe_{общ}$ – до 57,6 %, V_2O_5 – до 0,35 %. Доля $S_{общ}$ менее 0,1 %, P_2O_5 – менее 0,7 %.

На основании комплекса опережающих геолого-геофизических работ разработан план проведения буровых работ. В качестве первоочередных выделены два буровых профиля с целью изучения разреза Куроптевского массива на всю мощность и определения позиций

локализации в составе расслоенной серии ильменит-магнетитового оруденения. После уточнения прогнозно-поисковой модели рудные тела будут прослежены поисковыми скважинами по простиранию и по падению в соответствии с поисковой сетью 400×200 м. После завершения поисковой стадии в контуре наиболее перспективных участков реализуется оценочное бурение по сети 200×100 м со сгущением на отдельных локальных участках по сети 100×50–100 м.

В результате текущих ГРП предполагается локализовать и оконтурить объект высокотитанистых руд с промышленно значимыми запасами, который по аналогии с мировыми аналогами (Телнесс, Норвегия) может иметь перспективы дальнейшего вовлечения в освоение недропользователями.

Литература

Шлайфштейн Б.А., Даркшевич О.Я., Зайцев В.Г. и др. Отчет Ачерйокской партии геолого-съёмочных работах м-ба 1:50 000, лист Q-37-III, IV, проведенных в 1973-75 гг. в Ловозерском р-не Мурманской обл. – Апатиты, 1976ф.

НОВЫЙ ВЗГЛЯД НА ТОМТОР КАК СЫРЬЕВУЮ БАЗУ МЕТАЛЛОВ ВЫСОКИХ ТЕХНОЛОГИЙ

А.В. Толстов, Л.Н. Баранов
НИГП АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный

Один из крупнейших в мире – ультраосновной щелочной карбонатитовый комплекс (УЩК) Томтор, расположенный на севере Сибирской платформы, был обнаружен в 1958 г. при геологической съёмке масштаба 1:200 000. Первые упоминания в научной литературе сравнивали Томтор с Хибинами [23]. В 1970-е годы силами НИИГА на массиве проведены общие поиски, в ходе которых установлена уникальность фосфорно-редкометалльного оруденения в карбонатитах и их корах выветривания. В ходе поисково-оценочных работ, выполненных силами ПГО «Якутскгеология» (1985-1991 гг.), были выявлены три участка уникальных ниобий-редкоземельных руд в переотложенных эпигенетически измененных корах выветривания фосфорно-редкометалльных карбонатитов: Южный, Буранный и Северный [9, 11, 12]. На следующем этапе на участке Буранный выполнены разведочные работы (1993-1999), увенчавшиеся постановкой на баланс ГКЗ уникально богатых руд [17].

Основные полезные компоненты руд массива Томтор: редкоземельные элементы, ниобий, иттрий, скандий. Попутные компоненты: титан, ванадий, алюминий, фосфор, цирконий, стронций, уран, торий.

На сегодняшний день Томторское месторождение по запасам и концентрациям Nb и REE превышает известные аналоги и является уникальным [16, 17]. В связи с острой и все растущей востребованностью данных полезных элементов, а также с необходимостью освоения Арктических регионов Российской Федерации весьма актуальна проблема всестороннего изучения уникального по размерам и запасам УЩК массива Томтор [18, 20].

Массив расположен на СВ обрамлении Сибирской платформы в центральной части Уджинского поднятия, к которому также приурочены массив Богдо, рудная карбонатитовая зона Чимыра, а также невоскрытые, предполагаемые по геофизическим данным массивы Буолколах, Чюэмпе и Уэле, образующие одноименную провинцию ультраосновных щелочных пород и карбонатитов (рис. 1). Томтор – типичный массив УЩК площадью 250 км² с концентрически-зональным строением. Центральное ядро диаметром 6 км сложено породами карбонатитового комплекса (карбонатитами и карбонатно-силикатными породами). С западной и восточной сторон ядро окаймляют фойдолиты и ультрамафиты в виде неполного кольца шириной до 2 км. Внешнее кольцо сложено щелочными и нефелиновыми сиенитами.

Дайки и трубки взрыва пикритов и альнеитов прорывают все породные комплексы массива и относятся к наиболее поздним образованиям. В северо-

восточной и южной частях массива известны проявления апатит-магнетитовых пород – камафоритов, фоскоритов (рис. 2).

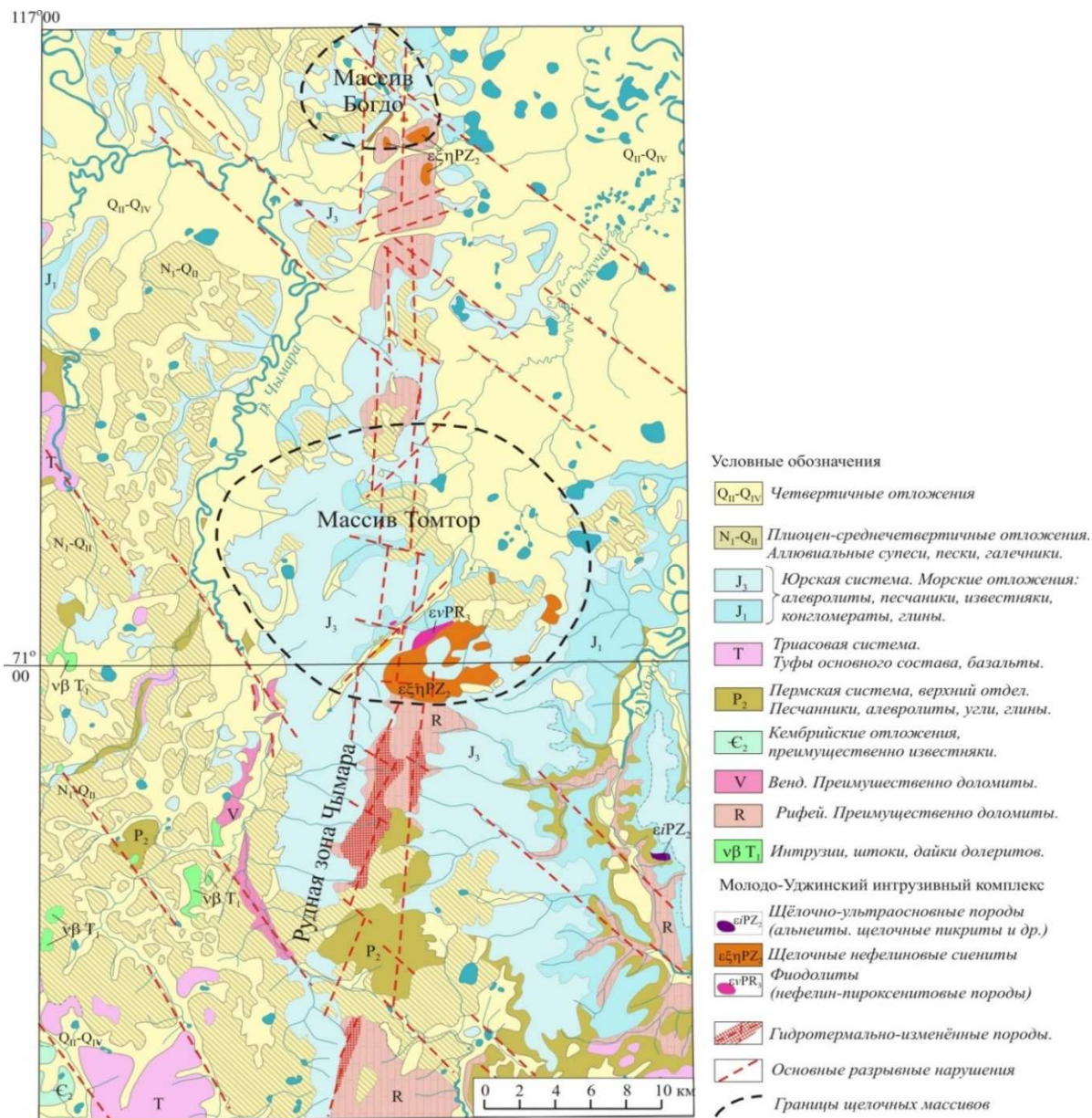


Рис. 1. Схематическая геологическая карта расположения массива Томтор, составлена по результатам работ Амакинской и Эбеляхской экспедиций.

1 – четвертичные отложения; 2 – плиоцен-среднечетвертичные отложения: аллювиальные супеси, пески, галечники; 3, 4 – юрская система: морские отложения: алевролиты, песчаники, известняки, конгломераты, глины; 5 – триасовая система: туфы, базальты; 6 – пермская система, верхний отдел: песчаники, алевролиты, угли, глины; 7 – кембрийские отложения: преимущественно известняки; 8 – венд: доломиты; 9 – неопротерозой: доломиты; 10 – интрузии, штоки, дайки долеритов; 11–13 – Молодо-Уджинский интрузивный комплекс: 11 – щелочно-ультраосновные породы (альнеиты, щелочные пикриты и др.), 12 – щелочные нефелиновые сиениты, 13 – фиодолиты (нефелин-пироксенитовые породы); 14 – гидротермально измененные породы; 15 – основные разрывные нарушения; 16 – границы щелочных массивов. По [10,17].

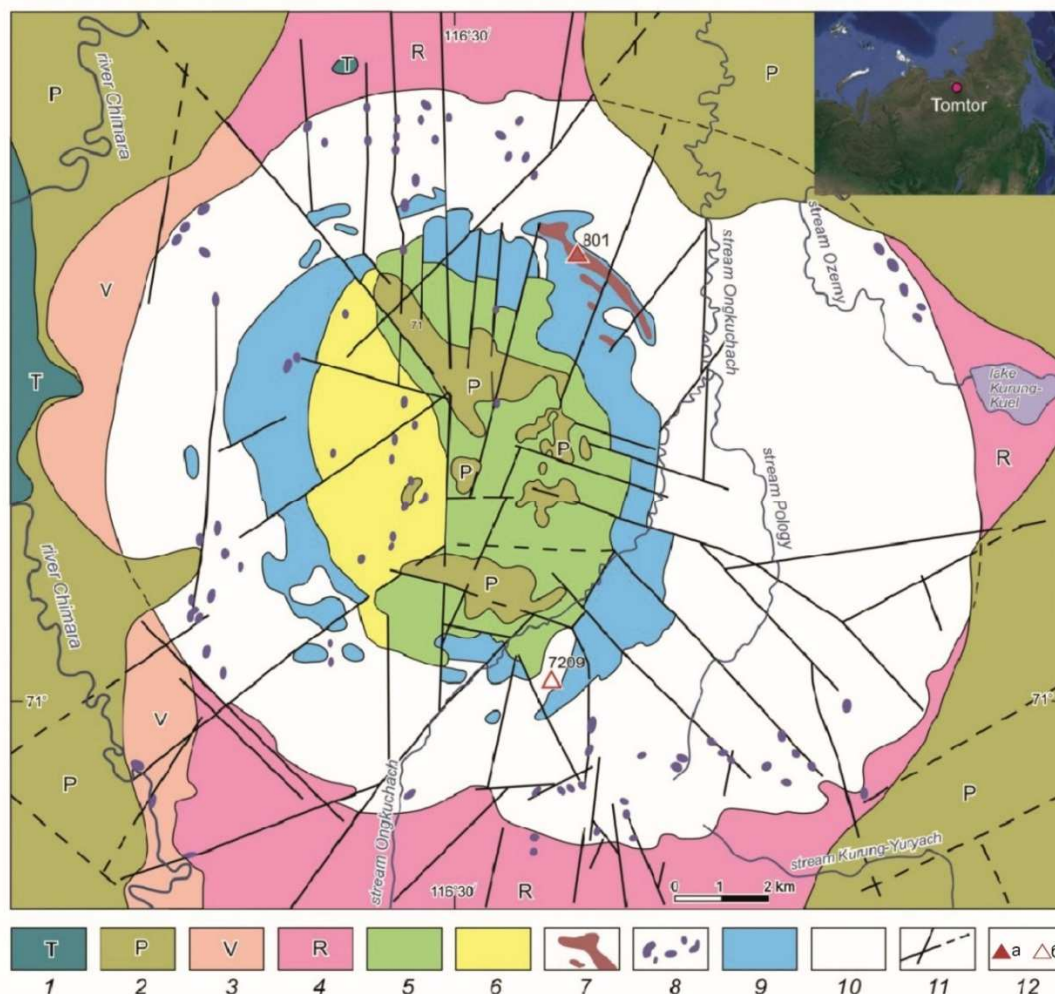


Рис. 2. Схематическая геологическая карта массива Томтор на основе геологической карты доюрских образований массива Томтор по [17].

1 – нижнетриасовые туфы, лавы базальтов, Т; 2 – пермские конгломераты, гравелиты, песчаники, алевролиты, угли, Р₁₋₂; 3 – песчаники, гравелиты, алевролиты, (венд, V); 4 – доломиты, сланцы, алевролиты, песчаники (рифей, R); 5–7 – карбонатитовый комплекс: 5 – редкометалльные, 6 – безрудные карбонатиты и 7 – камафориты; 8–10 – силикатный комплекс: 8 – щелочно-ультраосновные породы, 9 – фойдолиты, 10 – сиениты; 11 – тектонические нарушения; 12 – точки отбора образцов и их №№; а) из апатит-магнетитовых руд, б) из сиенитов

На всех породах массива развит гипергенный комплекс, представленный линейными и площадными латеритными корами выветривания, мощности которых зависят от состава субстрата. Минимальные мощности (5-30 м) имеют коры, развитые по породам силикатного комплекса, максимальные (до 400 м) – по карбонатитам. С корами выветривания по карбонатитам связано уникальное Nb-REE оруденение (рис. 3). Коноплев и коллеги [8] считают, что руды нового геолого-промышленного типа – это делювиально-озёрная ксенотим-монацит-пирохлоровая россыпь с наложенным хемогенным рудогенезом. Формирование природной россыпи происходило за счет размыва коры выветривания карбонатитового комплекса и обогащения рудными компонентами на локальных участках в экзодиагенезе.

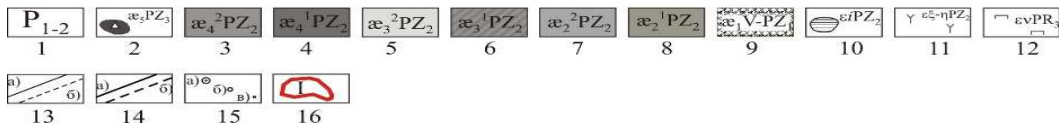
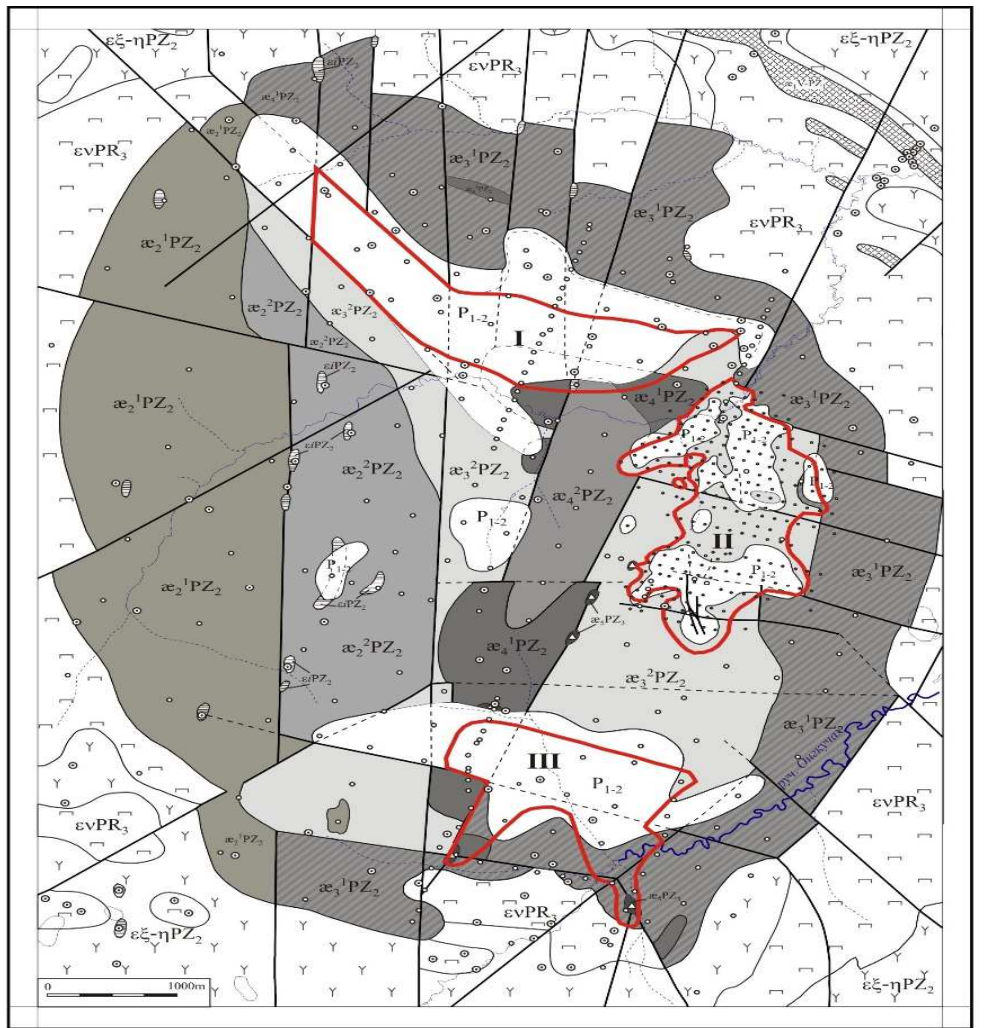


Рис. 3. Схематическая геологическая карта доюрских образований центральной части массива Томтор, составлена по [15].

1 – осадочные отложения: палеозойская группа, пермская система, нижний–верхний отделы нерасчлененные, эндогенные образования массива Томтор; 2-9 – карбонатитовый комплекс: 2 – карбонатитовые брекчии; 3, 4 – редкометалльная группа: 3 – карбонатиты редкометалльные, 4 – анкерит-шамозитовые породы; 5-9 – фосфорно-редкометалльная группа: 5 – карбонатиты полиминеральные, 6 – апатит-микроклин-слюдястые породы, 7 – карбонатиты кальцитовые и доломит-кальцитовые, 8 – кальцит-микроклин-слюдястые породы, 9 – камафориты; 10-12 – комплекс силикатных пород: 10 – щелочно-ультраосновные породы альнеит-тинггаитовой серии (альнеиты, щелочные пикриты, тинггаиты и др.), 11 – щелочные и нефелиновые сиениты, 12 – фойдолиты (нефелин-пироксенитовые породы); 13 – геологические границы: а – достоверные, б – предполагаемые и погребенные; 14 – тектонические нарушения: а – достоверные, б – предполагаемые и погребенные; 15 – скважины: а – пробуренные до 1985 г., б – поисково-оценочной стадии (1985-90 гг.), в – разведочные (1991-94 гг.); 16 – контуры участков Северный (I), Буранный (II) и Южный (III). По [10]

По мнению других исследователей, при формировании уникально богатого оруденения значительную роль играли эпигенетические процессы, обусловившие концентрацию элементов-гидролизатов (в первую очередь скандия и РЗЭ), отложившихся в области кислотного-щелочного геохимического барьера без доступа кислорода [11, 21, 24].

В последние годы активно развивается научное направление по доказательству активного участия в формировании богатого оруденения микроорганизмов, что подтверждается полученными результатами [5, 10]. В любом варианте рудный пласт пирохлор-монацит-крандаллитового состава рассматривается как геологическое образование, возникшее на рубеже девона и карбона, не имеющее аналогов на Сибирской платформе и представляющее не только колоссальную промышленную ценность, но и огромный геологический интерес об этой отсутствующей на других территориях странице истории [21].

При подсчёте запасов средние содержания главных компонентов составили, мас. %: Nb_2O_5 – 7,21, Y_2O_3 – 0,578, Sc_2O_3 – 0,045, REE_2O_3 – 10,16 [18]. Таким образом, концентрации Nb_2O_5 в наиболее богатых рудах месторождения более чем в 3 раза превышают их содержания в рудах месторождения Араша, а максимальные достигают 24 % [12]. Концентрации REE_2O_3 сопоставимы с мировыми аналогами редкоземельных месторождений и составляют в среднем в рудах 7-15 %, достигая на отдельных участках 40 %.

Руды отличаются высокими содержаниями Y_2O_3 (в среднем 0,75 %) и Sc_2O_3 (в среднем 0,06 %, максимальное 0,1-0,3 %) [9]. Наиболее богатые руды месторождения Томтор (участок Буранный) можно считать природным Nb-REE концентратом, в котором светлые полосы, сложенные преимущественно глинистыми минералами группы крандаллита (горсейксита, гоацита и флоренсита) и измененного барий-стронциевого пирохлора чередуются с более темными, сложенными глинистым монацит-рабдофанитом и гидроксидами железа и марганца – лимонитом и пиролюзитом (рис. 4) [5, 10, 18]. В породах УЩК и корях выветривания по карбонатитам заключены также колоссальные ресурсы железа и фосфатов (франколит-лимонитовые и франколит-сидеритовые руды) [15].

Кроме того, лимонитовые руды Северного участка характеризуются повышенными концентрациями марганца (20-30% MnO) и огромными ресурсами, исчисляемыми сотнями млн т, в результате чего они представляют собой комплексные Fe-Mn оксидные природнолегированные Nb-REE руды с весьма значимыми ресурсами, что требует их специализированного доизучения и доразведки [15, 18].

В пределах массива к северо-востоку от карбонатитового ядра установлены также промышленные залежи апатит-магнетитовых руд (фоскоритов, камафоритов) «Онкучах» (рис. 5), образующие пластовые вертикально залегающие залежи с ресурсами железа около 1 млрд т и ресурсами P_2O_5 по категории P_2+P_3 ок. 500 млн т [1, 15].



Рис. 4. Пироклор-монацит-крандаллитовая руда. Участок Буранный, 2014 г.

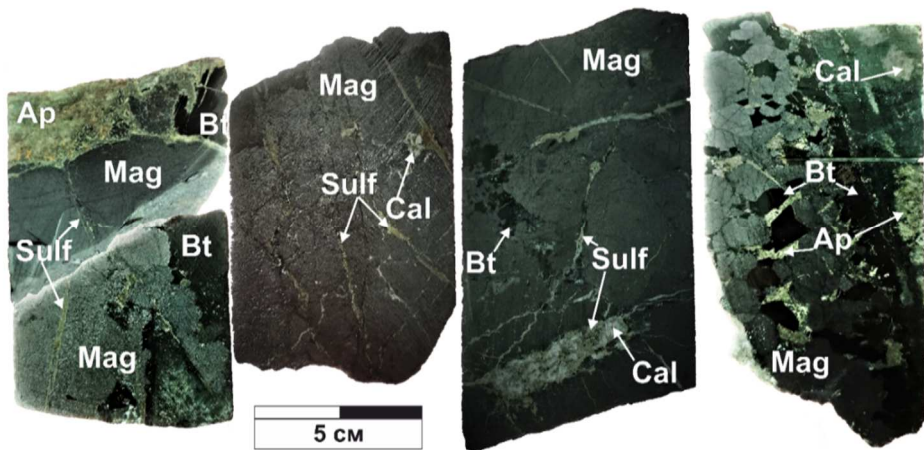


Рис. 5. Магнетитовые руды месторождения Онкучах массива Томтор.
Условные обозначения: Ap – апатит, Bt – биотит, Cal – кальцит,
Mag – магнетит, Sulf – сульфиды

Рудные тела образуют серию параллельных, серповидных, крутопадающих жил северо-западного простирания мощностью от 75 до 100 м при протяженности до 3,5 км. Аналогичное по параметрам железорудное месторождение Баюнь-Обо в Китае с содержанием валового железа 35% в рудных телах мощностью до 100 м и протяженностью до 3 км, приуроченных к карбонатитовому массиву, обеспечивает до 90% мировой добычи РЗМ.

В 2015 г. на участке Южный при поисково-оценочных работах в латеритном комплексе выявлены окисленные апатит-магнетитовые (франколит-мартитовые) руды, свидетельствующие о наличии аналогичного проявления в пределах массива Томтор в более широких масштабах и нескольких генетических типах. Помимо Nb-REE и P-Fe минерализации, на Лено-Анабарском междуречье широко известны проявления россыпного золота и минералов группы платины (МПГ) [19, 20]. Концентрации Au и Pt на

отдельных участках россыпей достигают 2 г/м^3 при соотношении этих металлов 1:1 – 2:1 и являются уже на протяжении нескольких лет объектом попутной добычи АО «Алмазы Анабара» [27].

При этом вопрос коренного источника золота и МПГ, как, впрочем, и коренного источника алмазов на данной территории, до сих пор остается весьма дискуссионным [27]. Ранее нами были обоснованы предпосылки выявления коренного источника МПГ – сульфидного Cu-Ni оруденения норильского типа и нового нетрадиционного источника МПГ – в кембрийских высокоуглеродистых сланцах куонамской битуминозной толщи [10], однако в этом отношении не было сделано открытий.

Результаты изучения состава МПГ и особенностей их распространения в пределах Севера Сибирской платформы, изученные разными исследователями, свидетельствуют о расположении коренного источника территориально на северо-восточном склоне Анабарской антеклизы [13, 27] (рис. 6). За последние десятилетия обоснована идея о новом коренном источнике МПГ, связанном со щелочными комплексами [2, 6, 7, 13, 14, 17, 19, 26, 27].

Это направление представляется нам весьма перспективным, поскольку согласуется с результатами исследований А.В. Округина (ИГАБМ СО РАН) по включениям в зернах платины магнетита, щелочных силикатов и алюмосиликатов, прямо указывающих на коренной источник МПГ, и, тем самым, значительно расширяет рудный потенциал массивов УЩК, которые в большинстве своем на МПГ не анализировались. В зернах МПГ (рис. 7) в пределах Анабаро-Уджинского междуречья установлено наличие типичных минералов УЩК: нефелина, пироксена, титаномагнетита и флогопита [13]. Таким образом, в качестве коренных источников МПГ в первую очередь следует рассматривать массивы УЩК Томтор и Богдо, при изучении которых основное внимание уделялось Nb-REE оруденению [6].

Кроме этого, следует особо отметить, что Н.В. Владыкину удалось извлечь несколько зерен платины из тяжелой фракции пермских осадочных отложений, залегающих непосредственно на рудной толще во впадинах центральной части массива Томтор (участок Буранный), которые однозначно указывают на их связь с породами массива и диктуют необходимость проведения специализированных исследований коренных пород на платину. Первые результаты в этом направлении были получены в самые последние годы: минералогические находки золота и железистой платины установлены нами в щелочных сиенитах и апатит-магнетитовых рудах массива Томтор [1, 2, 19], а также в породах массива Богдо [6]. Эти находки значительно повышают минерагенический потенциал Уджинской провинции, и, конкретно, массива Томтор.

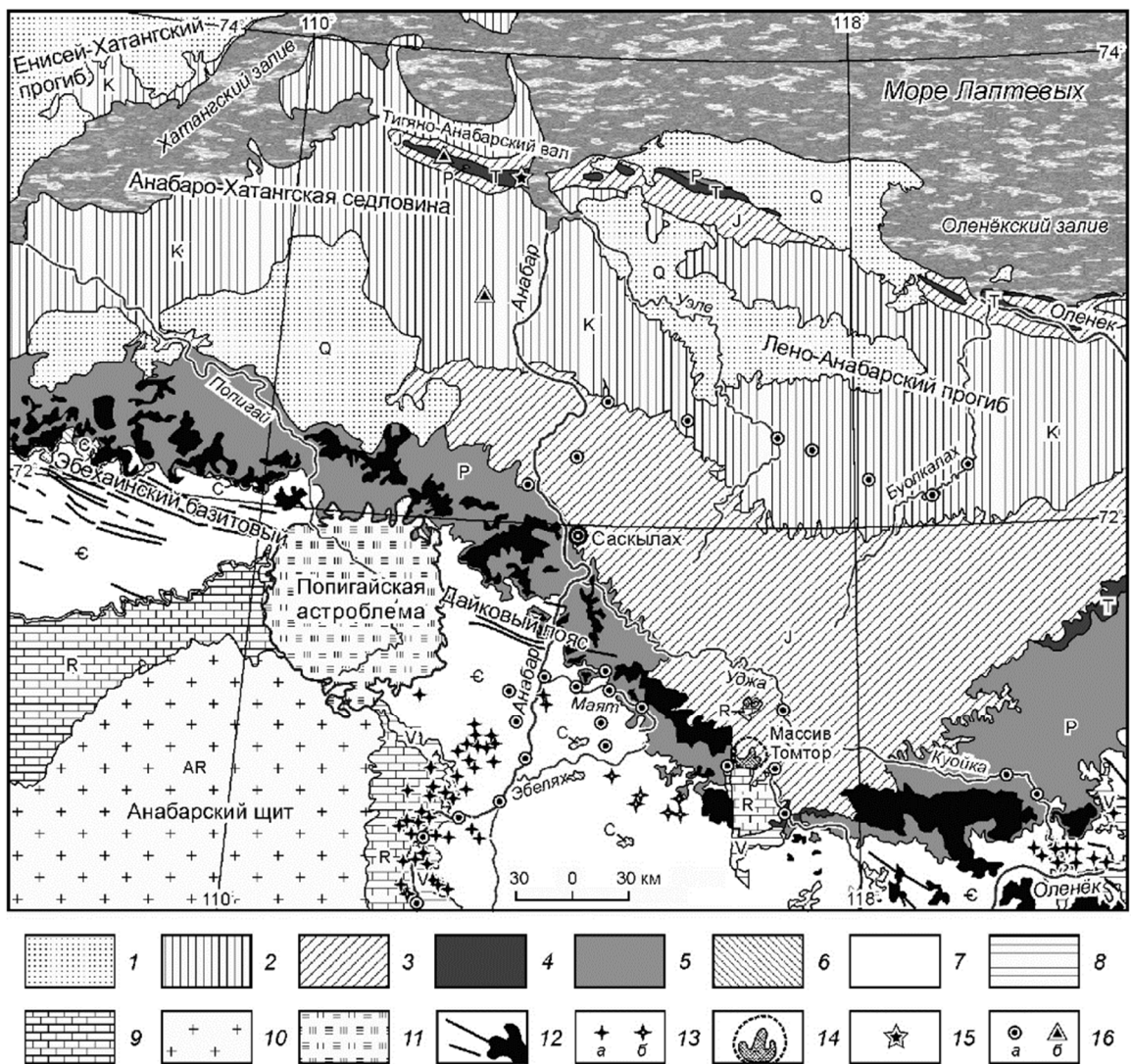


Рис. 6. Схематическая геологическая карта распространения платиноносных россыпей в бассейне р. Анабар. Построена на основе геологической карты Сибирской платформы масштаба 1:1 500 000, 1999 [13].

1 – четвертичные осадки, Q; 2 – меловые пески, алевриты и галечники, K; 3 – юрские конгломераты, песчаники, алевролиты, J; 4 – триасовые песчаники и алевролиты, T; 5 – пермские песчаники, алевролиты и алевролитовые глины, P; 6 – песчаники карбона, C; 7 – кембрийские доломиты, известняки, мергели и песчаники, E; 8 – доломиты и песчаники венда, V; 9 – рифейские конгломераты, песчаники, алевролиты, аргиллиты и доломиты, R; 10 – архейские метаморфические комплексы, AR; 11 – структура Попигайской астроблемы; 12 – силлы и дайки пермо-триасовых долеритов и трахиодолеритов; 13 – кимберлитовые (а) и базитовые (б) трубки; 14 – Томторский массив щелочно-ультраосновных пород с карбонатами; 15 – выходы меланефеленитов и пикритобазальтов в устье р. Анабар; 16 – места отбора шлиховых проб с весовым количеством золота в ассоциации с родистой платиной (а) и иридий-осмиевыми минералами (б). По [13]

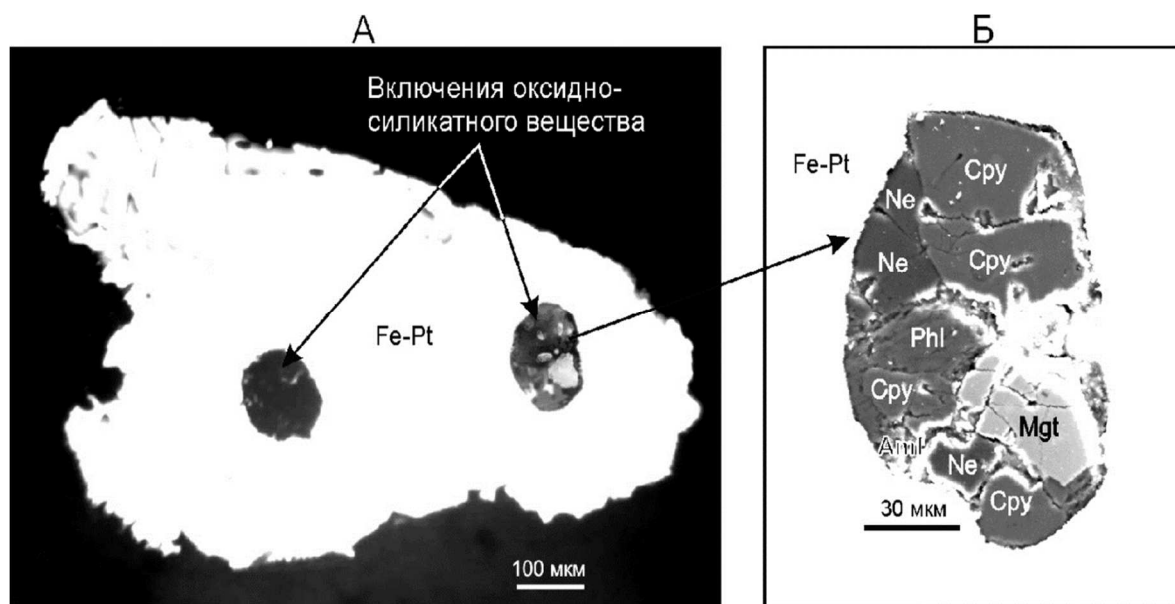


Рис. 7. Включения оксидно-силикатного вещества в железистой платине р. Маят [13]. А – общий вид включений в матрице зерна (46-170) иридисто-железистой платины (Fe-Pt) под микроскопом; Б – увеличенное изображение в отраженных электронах на сканирующем микроскопе JSM-6480LV (ИГАБМ СО РАН) правого раскристаллизованного включения, состоящего из диопсида (Cpy), нефелина (Ne), флогопита (Phl), амфибола (Amf) и титаномагнетита (Mgt)

По прошествии более 60 лет с момента открытия массива и спустя 30 лет после выявления и разведки в пределах участка Буранный уникальных ниобий-редкоземельных руд, до сих пор остро стоит вопрос о технологии их переработки. Технологический регламент пироклор-монацит-крандаллитовых руд Томторского месторождения, положенный в основу ТЭО кондиций [12], учитывал получение 10 товарных продуктов:

- технического Nb_2O_5 , 95%, НБО-М, ГОСТ 23620-79;
- диоксида титана (пигментного), 99,9%;
- оксида скандия, 99,9%, ТУ 95.148-77;
- оксида европия, 99,99% ОСТ 48-199-81;
- оксида церия, 99,9% ОСТ 48-195-81;
- оксида неодима, 99,9% ОСТ 48-197-81;
- оксида иттрия, 99,9% ОСТ 18-208-81;
- оксида самария, 96%;
- оксида лантана, 99,99%;
- оксида празеодима, 96%.

Последующими работами Кузьмина В.И. увеличено количество и существенно расширен ассортимент товарных продуктов, среди которых главную конъюнктурную ценность представляют индивидуальные оксиды средних и тяжелых РЗЭ, в частности – неодим, что позволяет говорить о новых возможностях получения практически всех РЗЭ из одного сырьевого источника [20]. Таким образом, последующими работами было показано, что в полезную переработку можно вовлечь 75 % компонентов

руды, в силу чего принципиально отпадает необходимость предварительного обогащения руды.

К настоящему времени специалистами ИХХТ СО РАН (г. Красноярск) проведены лабораторные исследования, расширяющие линейку до 20 товарных продуктов, включая высоколиквидные и высокочистые индивидуальные РЗЭ [25].

Кроме того, за последнее десятилетие проведены также первые работы по электрошлаковой обработке исходных руд, в результате которой ниобий концентрируется в феррониобии, а все редкоземельные элементы уходят в шлак. Эта технология имеет свои преимущества и реальные перспективы при изначальном получении в голове процесса высоколиквидного феррониобия [4, 25]. Дополнительно к этому в г. Бердске (АО Химзавод) выполнены экспериментальные исследования по использованию церия в качестве легирующей добавки к стали, что может существенно повысить потребности низколиквидных на сегодняшний день легких редкоземельных элементов (в первую очередь, церия и лантана) и существенно снизить стоимость легированной стали при сохранении ее качества [22].

Стоимость товарной продукции с одной тонны руды за последние 20 лет значительно варьировала (от 2 до \$5 тыс.), достигая на некоторых временных отрезках по оценкам отдельных авторов [4, 20, 22] \$8,5 тыс. После китайского фактора 2008-2009 гг. она превышала \$10 тыс. (по состоянию на 01.01.2014 г.). На сегодняшний день, ввиду общей нестабильности цен на РЗЭ, она варьирует в диапазоне тыс.\$ 5-15 продукции с одной тонны руды, в зависимости от ассортимента конечной получаемой товарной продукции.

Объемы добычи руды в пределах Томторского рудного поля диктуются потребностями рынка и могут составлять от 10 до 100 тыс. т в год с учетом потребностей отечественного рынка и до 200 тыс. т – с возможным выходом с наиболее высоколиквидной товарной продукцией (скандий, феррониобий и неодим) на мировой рынок.

Литература

1. Баранов Л.Н., Толстов А.В., Округин А.В., Слепцов А.П. Новое в минералогии и геохимии апатит-магнетитовых руд массива Томтор, северо-восток Сибирской платформы. Руды и металлы, № 2, 2018. С. 42-54.
2. Баранов Л., Толстов А., Округин А. Благородные металлы в щелочных породах и карбонатитах // В сб.: Геология и минерально-сырьевые ресурсы СВ России. М-лы X Всерос. науч.-практ. конф. ВНК-2020, ИГАБМ СО РАН, АН РС(Я), ЯО РМО. 2020. С. 188-192.
3. Баранов Л.Н., Толстов А.В. Типоморфные особенности магнетита камафоритов массива Томтор. Известия высших учебных заведений. Геология и разведка. 2021. 63(5) С. 96–106. <https://doi.org/10.32454/0016-7762-2020-63-5-96-106>.
4. Делицын Л.М., Мелентьев Г.Б., Толстов А.В., Магазина Л.А., Самонов А.Е., Сударева С.В. Технологические проблемы Томтора и их решение // Редкие земли. 2015. № 2 (5). С. 164-179.

5. Добрецов Н.Л., Жмодик С.М., Лазарева Е.В., Брянская А.В., Пономарчук В.А., Сарыг-оол Б.Ю., Кириченко И.С., Толстов А.В., Карманов Н.С. Структурно-морфологические признаки участия микроорганизмов в формировании богатых Nb-REE руд Томторского месторождения (Россия) // ДАН. Науки о Земле. 2021. Т. 496. № 2. С. 154-157.
6. Жмодик С., Добрецов Н., Лазарева Е., Белянин Д., Толстов А., Карманов Н. Золото и серебро в щелочных породах массива Богдо (Арктическая Сибирь) // В сб.: Геология и минерально-сырьевые ресурсы СВ России. М-лы X Всеросс. науч.-практ. конф. ВНК-2020. СВФУ, ИГАБМ СО РАН, АН РС(Я), ЯО РМО. 2020. С. 201-205.
7. Когарко Л.Н., Уханов А.В., Никольская Н.Е. Новые данные о содержании элементов группы платины в горных породах ийолит-карбонатитовой формации (массивы Гули и Кугда, Маймеча-Котуйская провинция, Полярная Сибирь) // Геохимия. 1994. №1, с. 1568-1577.
8. Коноплев А.Д., Толстов А.В., Васильев А.Т. и др. Особенности локализации редкометалльного оруденения на месторождении Томтор // Редкометалльно-урановое рудообразование в осадочных породах. Сб. научных трудов. Москва, 1995. С. 223-241.
9. Кравченко С.М., Беляков А.Ю., Кубышев А.И., Толстов А.В. Скандиево-редкоземельно-иттриево-ниобиевые руды – новый тип редкометалльного сырья // ГРМ. 1990. Т. 32. № 1. С. 105-109.
10. Лазарева Е.В., Жмодик С.М., Добрецов Н.Л. и др. Главные рудообразующие минералы аномально богатых руд месторождения Томтор (Арктическая Сибирь) // Геология и геофизика. - 2015. - Т.56. - № 6. С. 1080-1115.
11. Лапин А.В., Толстов А.В. Окислительный и восстановительный этапы формирования зоны гипергенеза карбонатитов и их рудоносность // ГРМ. 1991. Т. 33. № 4. С. 81-91.
12. Лапин А.В., Толстов А.В. Новые уникальные месторождения редких металлов в корях выветривания карбонатитов // Разведка и охрана недр. 1993. № 3. С. 7-11.
13. Округин А.В., Зайцев А.И., Борисенко А.С. и др. Золотоплатиноносные россыпи бассейна р. Анабар и их возможная связь с щелочно-ультраосновными магматитами севера Сибирской платформы // Отечественная геология, 2012, №5, С. 11-20.
14. Округин А., Толстов А., Баранов Л., Земнухов А. Лено-Анабарская благородно-редкометалльно-алмазоносная металлогеническая провинция // В сб.: Геология и минерально-сырьевые ресурсы СВ России. М-лы X Всеросс. науч.-практ. конф. ВНК-2020, ИГАБМ СО РАН, АН РС(Я), ЯО РМО. 2020. С. 279-284.
15. Толстов А.В. Особенности минералогии и геохимии апатит-магнетитовых руд массива Томтор (С-З Якутия). // Геология и геофизика, 1994, № 9, с. 91–100.
16. Толстов А.В. Проблемы геолого-экономической оценки Томторского месторождения // Стратегия использования и развития минерально-сырьевой базы редких металлов в XXI веке. Материалы межд. симпоз. – М.:1998, с. 135–137.
17. Толстов А.В., Гунин А.П. Комплексная оценка Томторского месторождения // Вестник ВГУ. Серия: Геология. 2001. № 11. С. 144-160.
18. Толстов А.В., Коноплев А.Д., Кузьмин В.И. Особенности формирования уникального редкометалльного месторождения Томтор и оценка перспектив его освоения // Разведка и охрана недр, 2011, № 6, с. 20–26.
19. Толстов А.В., Баранов Л.Н., Лазарева Е.В., Карманов Н.С. Первые данные о благороднометалльном оруденении массива Томтор // В сб.: Геология и мин.-сырьевые ресурсы СВ России. ВНК-2017. С. 462-467.
20. Толстов А.В., Похиленко Н.П., Самсонов Н.Ю. Новые возможности получения редкоземельных элементов из единого арктического сырьевого источника // Журнал СФУ. Серия: Химия. 2017. Т. 10. №1. С. 125-138.

21. Толстов А.В., Черенков В.Г., Баранов Л.Н. Генезис и возраст рудной толщи Томторского месторождения ниобия и редких земель Северо-Востока Сибирской платформы // Руды и металлы. 2020. № 4. С. 32-44.
22. Шепелев Н.В., Набиев К.Ф., Толстов А.В., Лобарев И.В. Использование РЗМ для легирования стали при электрошлаковом литье // Актуальные вопросы получения и применения РЗМ-2015. Сб. м-лов Межд. научно-практической конференции. 2015. С. 172-178.
23. Эрлих Э.Н. Новая провинция щелочных пород на северо-востоке Сибирской платформы // Записки ВМО, 1964. Т. 93, вып. 6. С. 682-693.
24. Oliveira Cordeiro, P.F., Brod, J.A., Palmieri, M., de Oliveira, C.G., Barbosa, E.S.R., Santos, R.V., Gaspar, J.C. and Assis, L.C., 2011. The Catalão I niobium deposit, central Brazil: Resources, geology and pyrochlore chemistry. *Ore Geology Reviews*, 41(1), pp.112-121.
25. Kuzmin V.I., Kuzmina V.N., Tolstov A.V. et al. The Composition, chemical properties, and processing of the unique niobium-rare earth ores of the Tomtor deposit // В сб.: IMPC 2016 - 28th International Mineral Processing Congress. Conference proceedings. 2016.
26. Shpunt B.R. Platinum Minerals in Quarternary sediments between Anabar and Olenek rivers // *International Geology Review*. 1972. Т. 14. № 6. С.655-657.
27. Tolstov A.V. Platinum prospects of alkaline rocks of Udsha province (NW of Yakutia), 30-h Intern. // Conference on Ore Potential of Alkaline, Kimberlite and Carbonatite Magmatism, Antalia, 2014, p.196-197.

СОРБЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЕНИЯ УГЛЕРОДНЫМИ НАНОКОМПОЗИТАМИ

*И.Д. Трошкина, Ф.Я. Вацура, А.Л. Гакиев,
И.Е. Тарганов, А.А. Пономарчук
РХТУ им. Д.И. Менделеева, г. Москва*

Разработка и использование новых материалов и методов для глубокого и селективного извлечения редких и дефицитных элементов связаны с наличием их микроколичеств в традиционном и нетрадиционном полиметалльном сырье. Среди таких элементов присутствуют те, которые получают только попутно.

К ним относится рений – стратегически важный металл, который, благодаря своим уникальным физическим и химическим характеристикам, нашел широкое применение при создании жаропрочных суперсплавов для изготовления конструктивных элементов в аэрокосмической отрасли (более 80 %), катализаторов для нефтеперерабатывающей промышленности (рениформинг-процесс), ответственных деталей в электронике. В связи с редкостью и ограниченностью мировых запасов применение рения отличает особенность: он используется в тех отраслях промышленности, где его нельзя заменить.

Рений из низкоконцентрированных растворов, в которых он, как правило, находится в виде перренат-иона со степенью окисления +7, выделяют с помощью сорбции на слабо- и сильноосновных анионитах, комплексообразующих сорбентах [1, 2].

Рециркуляция его возможна из вторичного сырья: отработавших ресурс лопаток двигателей, турбин, катализаторов и др. При этом сорбционное концентрирование рения из образующегося товарного элюата возможно благодаря применению специфических сорбционных материалов, совмещающих свойства сорбентов и экстрагентов – твэксов и импрегнатов [1-4].

Из газовой фазы рений можно извлечь с помощью цеолитов [5].

Использование сорбционных методов для извлечения рения из различных по составу растворов началось с 1950-х годов. Для этих целей применяли в основном активированные угли марок КАД, БАУ и т.п., достаточно полно сорбирующие рений как из щелочных, так и слабокислых растворов (при pH 2-12) [1, 6]. Сорбцию проводили в колоннах или фильтрах с неподвижным слоем. Десорбцию рения осуществляли растворами соды (1-3 %) или аммиака (2 н.) при повышенной температуре [6].

Относительно дешевые активированные угли используют для сорбционных процессов концентрирования рения из растворов, образующихся при переработке молибденовых руд [1], одного из основных традиционных сырьевых источников рения.

Рений – органотфильный элемент, что делает целесообразным проведение исследований по сорбции его углеродными материалами, в том числе углеродными наноккомпозитами.

В работе представлены результаты по сорбции рения из сернокислых растворов следующими углеродными наноккомпозитами: активированными углями, модифицированными углеродными нанотрубками (УНТ), и активированными углями, модифицированными УНТ и полианилином (ПАНИ).

Работа выполнена в Российском химико-технологическом университете им. Д.И. Менделеева. Используемые углеродные наноккомпозиты получены сотрудниками Тамбовского государственного технического университета (ТГТУ). Часть образцов изготовлена в Российском химико-технологическом университете им. Д.И. Менделеева.

Характеристики углеродных наноккомпозитов представлены ниже.

1. *Активированные угли, модифицированные углеродными нанотрубками.* В качестве исходного угля использовали уголь марки NWC (AQUACARB 207C, Chemviron Carbon, UK), со следующими характеристиками: насыпная плотность 1150-1350 м²/г, адсорбционная емкость по метиленовому синему 230-270 мг/г, насыпная плотность 0,47-0,51 г/см². Уголь этой марки был модифицирован углеродными нанотрубками методом, разработанным А.Е. Бураковым (Тамбовский государственный технический университет) [7].

Морфологию поверхности наномодифицированного АУ изучали методом сканирующей электронной микроскопии. Микрофотографии поверхности образцов активированного угля, модифицированного УНТ (рис. 1) отражают структуру углеродного наноккомпозита.

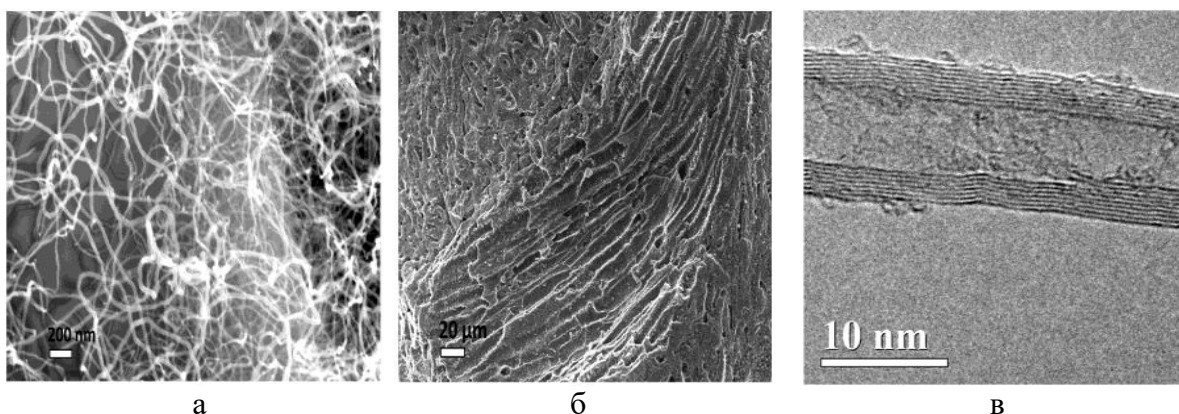


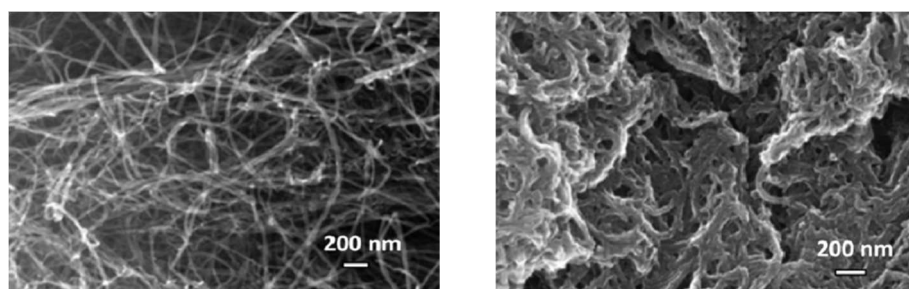
Рис. 1. Структура наномодифицированного активированного угля:
а – слой УНТ на поверхности угля; б – структура пор;
в – изображение ПЭМ, демонстрирующее структуру одиночных УНТ,
расположенных на поверхности угля

Установлено, что диаметр УНТ составляет 15–25 нм, материал не содержит неструктурированного углерода, имеются частицы

катализатора диаметром 10–20 нм. Наномодифицирование повлияло на степень упорядоченности углеродной структуры. Термогравиметрические и дифференциально-сканирующие кривые показывают, что для исходного и наномодифицированного угля наблюдается схожий характер деструкции. Изменение массы исходного угля начинается в диапазоне 100-150 °С. Модифицированный уголь имеет те же характеристики термостабильности, но без выраженного выхода влаги на начальном этапе температурного нагрева.

2. *Активированные угли, модифицированные УНТ и полианилином (ПАНИ).* Наноконпозиты типа полианилин (ПАНИ)/УНТ), используемые в работе, получали путем окислительной полимеризации анилина на поверхности углеродных нанотрубок (изготовитель ТГТУ). Содержание ПАНИ в этих наноконпозитах может меняться от 10 до 90 % мас. Углеродные наночастицы выступают в качестве текстурообразующих компонентов, придавая материалу пористость и развитую поверхность.

Сравнение изображений УНТ (рис. 2а) и композита на его основе (рис. 2б) показывает, что композит приобрел более плотную структуру за счет полимерного покрытия поверхности УНТ.



а – УНТ «Таунит-М»

б – поверхность композита
ПАНИ/УНТ

Рис. 2. Изображения структуры слоя УНТ (а) и поверхности ПАНИ/УНТ (б)

Сорбция рения углеродными наноконпозитами

Эксперименты по сорбционному извлечению рения проводили в статических условиях из сернокислых растворов или сернокислых растворов с добавлением хлорид-ионов ($[\text{SO}_4^{2-}]$, 10 г/л; $[\text{Cl}^-]$, 1 г/л), с кислотностью, соответствующей рН 2. Концентрация рения составляла 10-20 мг/л, соотношение фаз углеродный наноконпозит:раствор – 1:200÷1:1000 (г:мл).

Кинетику сорбции рения изучали методом ограниченного объема раствора.

Предварительными исследованиями было показано, что сорбция рения наноконпозитами оксид графена/полигидрохинон), полиаминокумулен/УНТ и мезопористым углеродом незначительна. Лучшими характеристиками обладает наноконпозит полианилин/УНТ.

Изотермы сорбции рения нанокompозитами АУ-УНТ и ПАНИ/УНТ линейны и описываются уравнением Генри с константой (180±5) и (3000±220) мл/г соответственно.

Интегральные кинетические кривые сорбции рения изученными углеродными материалами отличаются характерной выпуклостью. Кинетические данные, полученные методом ограниченного объема раствора, были обработаны по кинетическим моделям [8–10] (табл.).

Таблица

Константы скорости сорбции рения углеродными нанокompозитами, рассчитанные с использованием кинетических моделей псевдопервого, псевдovторого порядка и модели Еловича

Модель псевдопервого порядка		Модель псевдovторого порядка		Модель Еловича	
k1, 1/мин	R ²	k ₂ , г·(ммоль·мин) ⁻¹	R ²	β, г·ммоль ⁻¹	R ²
Активированный уголь, модифицированный углеродными нанотрубками					
0,00156	0,8591	0,00101	0,1581	0,883	0,9701
Нанокompозит ПАНИ/УНТ					
0,0017	0,7152	0,124	0,9991	0,0912	0,9521

На рис. 3 представлены данные по кинетике сорбции рения активированным углем, модифицированным УНТ, полученные линейризацией по уравнению Еловича.

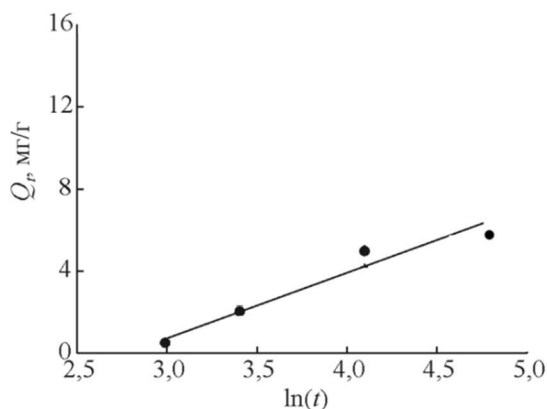


Рис. 3. Моделирование кинетики сорбции ионов Re на угле, модифицированном УНТ, по уравнению Еловича

При сорбции композитом АУ-УНТ наибольший коэффициент корреляции наблюдается при использовании уравнения модели Еловича, композитом ПАНИ-УНТ – уравнения псевдovторого порядка.

Соответствие опытных данных по кинетике сорбции нанокompозитом АУ-УНТ модели Еловича может свидетельствовать о химической неоднородности поверхности сорбента.

В механизме сорбции рения нанокompозитом ПАНИ-УНТ вероятен анионный обмен перренат-иона с амино- и иминогруппами ПАНИ.

Заключение

Рений – органофильный элемент. Это подтверждается его склонностью к сорбции углеродными материалами.

Наномодифицирование активированного угля углеродными нанотрубками повлияло на степень упорядоченности углеродной структуры. Композит ПАНИ/УНТ приобрел более плотную структуру за счет полимерного покрытия поверхности УНТ.

Показана возможность использования углеродных нанокompозитов, содержащих углеродные нанотрубки и полианилин с углеродными нанотрубками, модификация которых направлена как на повышение удельной поверхности, так и усиления их функционализации и селективности, для извлечения рения из растворов с его низким содержанием.

Углеродные нанокompозиты представляют альтернативную ионитам материальную базу для сорбции рения при переработке как основных продуктов традиционного сырья, так и решения специфических задач, возникающих при разработке технологии попутного извлечения рения из первичного и вторичного сырья.

Литература

1. Палант А.А., Трошкина И.Д., Чекмарев А.М., Костылев А.И. Технология рения. М.: ООО «Галлея-Принт», 2015. 329 с.
2. Блохин А.А., Михайленко М.А. Процессы ионообменной сорбции в гидрометаллургии рения // Цв. металлы. 2019. Т. 10. С. 18-27.
3. Korovin V., Shestak Y., Pogorelov Yu., Cortina J.L. Solvent extraction and liquid membranes: fundamentals and applications in new materials. CRC Press, Taylor and Francis Group, 2008. P. 278–299.
4. Трошкина И.Д., Обручникова Я.А., Пестов С.М. Сорбция металлов материалами с подвижной фазой экстрагентов // Рос. химич. журнал. 2017. Т. 61. Вып. 4. С. 54–65.
5. Кельцев Н.В., Толстикова М.Г. Извлечение семиоксида рения из газовых потоков твердыми сорбентами // Труды МХТИ им. Д.И. Менделеева. М., 1979. Вып. 109. С. 10-12.
6. Лебедев К.Б. Рений. М.: Metallurgizdat, 1963. 207 с.
7. Бураков А.Е., Буракова Е.А., Ткачев А.Г., Буракова И.В., Туголуков Е.Н. Повышение качественных характеристик адсорбентов при формировании поверхностной структуры углеродных нанотрубок каталитическим пиролизом углеводородов // Сорбционные и хроматографические процессы, 2013. Т. 13. Вып. 3. С. 334–342.
8. Lagergren S. // Kung Sven Vetén Hand. 1898. Vol. 24. N. 1. Pp. 39-45.
9. Ho Y.S. Review of second-order models for adsorption systems // J. of Hazardous Materials. 2006. V. B136. P. 681-689.
10. Tran H.N., You S.-J., Hosseini-Bandegharai A., Chao H.-P. Mistakes and inconsistencies regarding adsorption of contaminants from aqueous solutions: A critical review // Water Research. 2017. Vol. 120. P. 88-116. DOI: 10.1016/j.watres.2017.04.014.

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ТЕХНОГЕННОГО АЛЮМИНИЙСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

А.С. Тужилин, Б.Г. Балмаев, Т.Н. Ветчинкина, Ю.В. Заблоцкая
ИМЕТ РАН, г. Москва

На предприятиях цветной металлургии и других отраслей промышленности образуются миллионы тонн техногенного алюминийсодержащего сырья, которое в основном направляется в отвалы. К нему относятся алюминиевая стружка и шлаки, образующиеся в процессе плавки вторичного алюминиевого сырья. Актуальной задачей является разработка безотходных технологий утилизации техногенного алюминийсодержащего сырья с комплексным извлечением всех ценных компонентов и ликвидации отвалов.

В качестве объектов исследований были выбраны шлак, полученный при производстве вторичных сплавов на металлургическом предприятии в г. Белая Калитва (Ростовская обл.), и алюминиевая стружка промышленного завода в г. Хабаровск.

Химический состав шлака представлен в табл. 1.

Таблица 1

Содержание основных компонентов шлака

Содержание, мас. %								
Al	Al ₂ O ₃	NaCl	KCl	MgO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	п.п.п.
14,0	52,20	8,88	4,49	3,25	5,10	0,7	0,38	11,1

Рентгенофазовым анализом установлено, что основа шлака представлена металлическим алюминием и оксидом алюминия в форме корунда. Также в нем присутствуют минералы сильвин, галит, периклаз и кварц.

Для переработки шлака предлагается принципиальная технологическая схема с получением глинозема, коагулянтов и стройматериалов (рис. 1). После водного выщелачивания шлак подвергается взаимодействию с соляной кислотой и направляется на получение коагулянта – гидроксохлорида алюминия, а остаток от выщелачивания – на производство цемента.

Образующиеся солевые растворы можно сконцентрировать путем проведения противоточного выщелачивания с отстоем и декантацией растворов в одном реакторе с применением специальной схемы возврата части декантата для поддержания постоянного соотношения жидкой и твердой фаз [1].

При необходимости можно провести частичную упарку раствора для доведения его концентрации до заданного состава. Такие солевые растворы можно направлять на различные нужды: для технологии умягчения воды на котельных и ТЭЦ, где требуется концентрация суммы

хлоридов в растворах около 100 г/л [1]; в качестве противоморозной добавки, обеспечивающей твердение бетона при отрицательной температуре; для получения регенерирующего флюса [2].

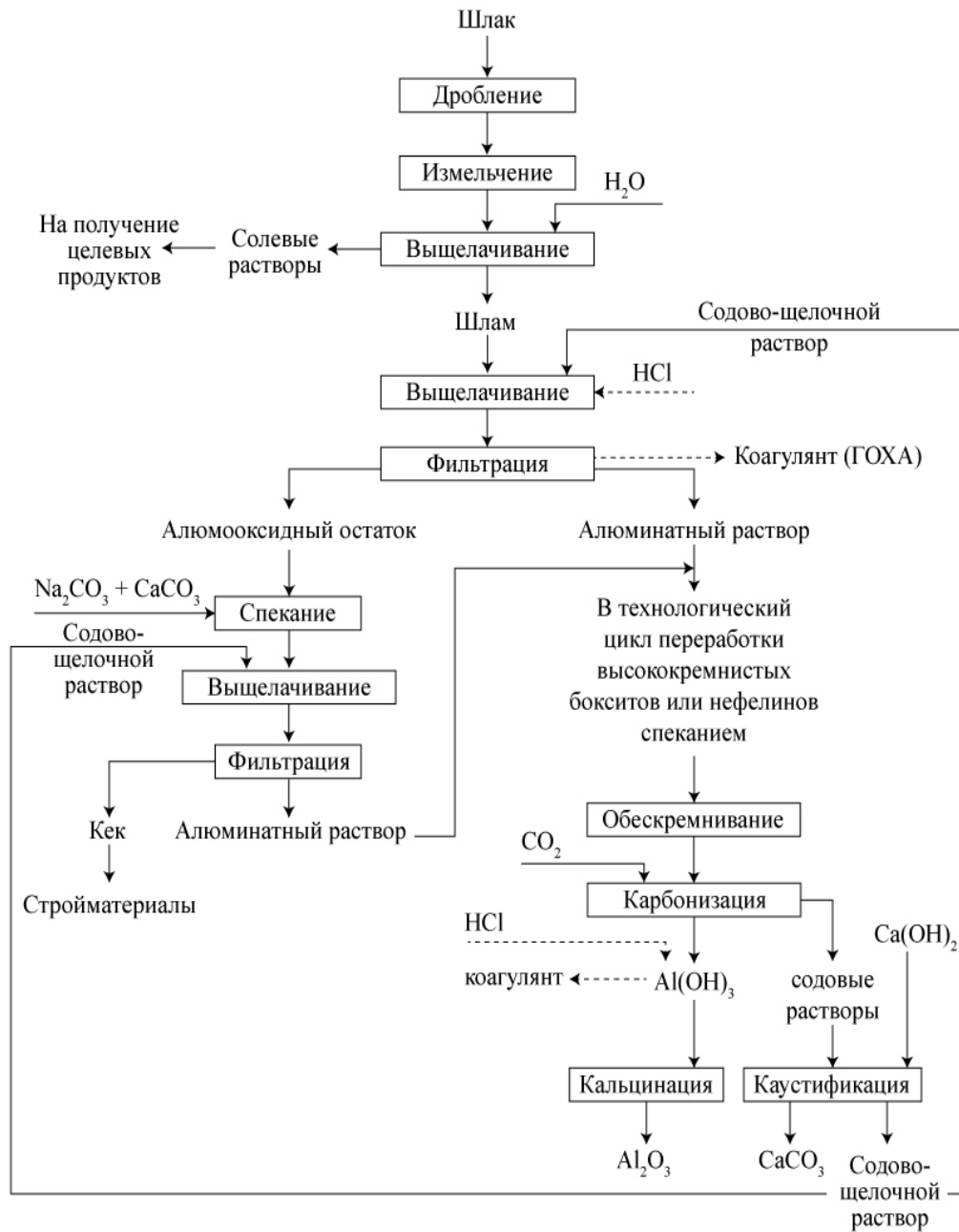


Рис. 1. Принципиальная технологическая схема переработки алюминийсодержащего шлака с получением глинозема, коагулянтов и стройматериалов

Другой вариант состоит в содово-щелочном выщелачивании шлама после водной отмывки шлама. При этом алюминий переходит в алюминатный раствор, а алюмооксидный остаток подвергается спеканию с содой и известняком. Образующийся кек от выщелачивания направляется

на получение стройматериалов, а алюминатный раствор – в общий технологический цикл.

После обескремнивания и карбонизации из алюминатных растворов может быть выделен гидроксид алюминия, из которого после кальцинации получают глинозем, а содовые растворы после каустификации направляют на выщелачивание шлама. Переработка такого шлама хорошо вписывается в технологию получения глинозема из высококремнистых бокситов и нефелинов способом спекания.

По данной схеме возможно также получение коагулянта – гидроксохлорида алюминия (ГОХА) различных модификаций для очистки воды, если гидроксид алюминия, выделенный карбонизацией, направлять на кислотное выщелачивание с использованием раствора соляной кислоты.

В табл. 2 представлен химический состав алюминийсодержащей стружки.

Таблица 2

Химический состав стружки, мас. %

Al	Fe	Mg	Mn	Cu	Ni	Zn	Pb	V
95,24	1,12	1,26	0,38	0,35	0,01	0,12	0,04	0,02

Одним из путей рационального использования стружки является ее переработка с получением коагулянта – гидроксохлорида алюминия (ГОХА) для очистки питьевых и сточных вод. Помимо содержащихся в ней примесей металлов стружка загрязнена маслом, нефтепродуктами и смазочно-охлаждающей жидкостью (СОЖ). В качестве реагента для ее очистки нами предлагается 1% раствор NaOH, что связано с его низкой стоимостью, отсутствием токсичности и взрывоопасности, широким употреблением [3].

При комнатной температуре время для удаления органических примесей 1% раствором NaOH, взятой в количестве по отношению к алюминиевой стружке ж:т = 3:1, составило 10 мин. После очистки от загрязнений алюминиевая стружка дважды промывается горячей водой при ж:т = 3:1 для отмывки от щелочи, после чего направляется на получение раствора ГОХА. Количество оставшихся загрязнений составляет не более 0,1-0,2 %, что не оказывает влияния на качество и процесс получения ГОХА. Таким образом, использование 1% раствора NaOH для удаления органических примесей с поверхности стружки является простым и эффективным способом, который может быть рекомендован для быстрой реализации в промышленных условиях. Полученные после отмывки стружки щелочные растворы направляются на очистные сооружения, где они отделяются от органических примесей методом коагуляции. В качестве реагентов используются гидроксохлориды алюминия, производимые на том же предприятии. Очищенная стружка может быть переработана кислотным способом путем растворения ее в соляной кислоте с получением коагулянтов.

При растворении алюминиевой стружки в соляной кислоте значительная часть примесей переходит в раствор коагулянта, который

окрашивается из-за присутствия в нем солей этих металлов в интенсивный сине-зеленый цвет. Кроме того, нерастворенные «механические» примеси находятся в коагулянте во взвешенном состоянии, отделение которых значительно затруднено. Нами были проведены опыты по применению различных флокулянтов (Флокатор, Praestol и др.) для осаждения взвешенных частиц с последующим отделением осадка фильтрованием. Применение флокулянтов позволило отделить взвешенные частицы и осветлить растворы, но примеси металлов при этом остались в растворе коагулянта. Чтобы снизить вероятность попадания их в ГОХА, был предложен щелочно-кислотный способ, который основан на взаимодействии стружки с водным раствором гидроксида натрия. При этом основная часть примесей, содержащихся в стружке, не растворяется и после фильтрации остается в кеке.

Выделенный гидролизом из щелочного раствора гидроксид алюминия растворялся в соляной кислоте с получением ГОХА различной основности. В результате проведенных экспериментов по данным химического анализа полученный раствор ГОХА содержал минимальное количество примесей (мас. %): 0,06 Fe; 0,008 Zn; 0,001 Cu; 0,02 Mg; 0,02 Mn; 0,005 V; 0,005 Ni; 0,005 Pb.

Выводы

1. Проведено двухстадийное выщелачивание алюминийсодержащего шлака, в результате которого 96-98% хлоридов натрия и калия и 36-38% металлического алюминия и его соединений в пересчете на Al_2O_3 переходят в раствор, а оксид алюминия и другие компоненты остаются в алюмооксидном остатке. Предложена принципиальная технологическая схема переработки шлака с получением глинозема, коагулянтов и стройматериалов.

2. Выполнены физико-химические исследования по переработке стружки кислотным и щелочно-кислотным способами с получением гидроксохлорида алюминия. Показано, что при щелочно-кислотном способе значительная часть примесей, присутствующих в стружке, отделяется при фильтровании алюминатного раствора. В качестве реагента для удаления масел, нефтепродуктов и СОЖ с поверхности алюминиевой стружки предложено использовать 1% раствор NaOH, что обусловлено его низкой стоимостью, отсутствием токсичности и взрывоопасности, возможностью широкого употребления.

Работа выполнена по Государственному заданию № 075-00715-22-00.

Литература

1. Кубаткина Н.В. Исследование и разработка технологии комплексной утилизации солевых алюминийсодержащих шлаков // Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. Орел. 2000. 138 с.
2. Фомин Б.А., Москвитин В.И., Махов С.В. Металлургия вторичного алюминия. М.: Экомет. 2004. 240 с.
3. Tuzhilin A.S., Lainer Y.A., Surova L.M., Surov V.N. Alkali-acidic method of processing of aluminum chip with obtaining aluminum hydroxychloride. Russian Journal of Non-Ferrous Metals. 2010. T. 51. № 4. С. 285-289.

**РЕЗУЛЬТАТЫ ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ
ПРИМЕНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИИ
РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ
ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЛЕПИДОЛИТОВЫХ РУД
МЕСТОРОЖДЕНИЯ МУНГУТИЙН ЦАГААН ДУРВУЛЖИН (МЦД)
В МОНГОЛИИ**

Ю.О. Федоров¹, А.С. Соловьев²

1 – ОАО «Иргиредмет», г. Иркутск, 2 – «CALK SPAR» LLC, г. Уланбатор

В последнее время в мире все больше говорят о переходе на зеленую энергетику и даже планируют этот переход в самое ближайшее время. А это значит станет больше электрокаров и зеленых станций (гелиостанций и ветропарков). Для того, чтобы хранить произведенную ими электроэнергию, будут использоваться специальные хранилища, которые построены на основе литий-ионных АКБ. По прогнозам, потребность в литии в ближайшие годы будет на уровне **1 миллиона тонн в год** и будет постоянно расти из года в год. **Можно сказать, что литий в ближайшем будущем станет современной «нефтью» с большими перспективами.**

В настоящей статье представлены на публичное обсуждение результаты опытно-промышленных испытаний применения технологии РРС (рентгенорадиометрической сепарации) для предварительного обогащения лепидолитовых руд месторождения МЦД в Монголии, проведенных совместно АО «Иргиредмет», РФ, г. Иркутск и инжиниринговой компанией «CALK SPAR» LLC, Монголия, г. Уланбатор.

В мире основные запасы лития сосредоточены в литийсодержащей рапе – 76 % и только 24 % запасов связано с коренными рудами.

В РФ учтенные запасы лития заключены в рудах коренных месторождений. В стране известны также рассолы с содержанием лития. Однако использование подземных рассолов в Иркутской области сдерживается глубиной их локализации 1-1,5 км и проблемами технологии извлечения. Наиболее перспективными с точки зрения извлечения лития из рассолов являются литиевые рассолы в алмазных трубках Якутии. Этот проект был выдвинут для реализации Институтом геохимии СО РАН, Иркутск, и поддержан Росатомом на научно-практическом совещании «Литий России».

Помимо рассолов, перспективными для добычи лития за счет переработки литиевых руд являются месторождения сподуменовых пегматитов. **В настоящее время себестоимость их обогащения и получения из них гидроксида лития практически равна себестоимости получения этого соединения из рапы.**

В РФ запасы рудного лития распределены следующим образом:

- редкометалльные гранитные пегматиты – 75 %;
- редкометалльные граниты – 23 %;
- слюдисто-флюоритовые метасоматиты – 2 %.

В 2000 годы в РФ провели переоценку МСБ лития. Переоценка проводилась по шести балансовым месторождениям, которые расположены в двух регионах РФ – в Мурманской области и в Восточно-Сибирском регионе. В Мурманской области расположены Колмозерское, Полмостундровское и Вороньтундровское месторождения лития, представленные сподуменовыми пегматитами. В Восточно-Сибирском регионе расположены Гольцовое, Урикское и Белореченское месторождения лития [1]. Суммарные разведанные запасы лития достаточны для удовлетворения потребностей страны в этом редком металле.

Советские геологи стояли и у истоков создания минерально-сырьевой базы редкометалльного сырья в Монголии, в частности, запасов лития. Монголия имеет протяженную границу с РФ, а российские литиевые месторождения как раз находятся в непосредственной близости от территории Монголии. Советские геологи в 60-е годы 20 века обнаружили в процессе проведения плановых ГРП (геологоразведочных работ) на территории Монголии несколько потенциально интересных с точки зрения добычи лития площадей: Мунгутийн Цагаан Дурвулжин, Жанчивланский рудный узел, Хух Дел Ула, Ар Баян, Тасдыгское месторождение, находящееся частично в РФ, частично на территории Монголии.

Доказанные запасы лития в Монголии, по оценкам экспертов, составляют 2,3 млн т. Согласно данным Управления по делам полезных ископаемых и нефти (УПИН), сегодня в Госреестре зарегистрированы два месторождения лития:

- доказанные запасы лития месторождения «Хух дэл Ула» составляют 122,3 тыс. т;

- запасы литийсодержащей руды на месторождении «Мунгутийн Цагаан Дурвулжин» оцениваются в 2 млн 260 тыс. т.

В силу роста мирового потребления редких металлов в последнее время инвесторы все чаще стали проявлять интерес к запасам и разработке месторождений лития в Монголии.

История открытия месторождения Мунгутийн цагаан дурвулжин (МЦД)

Месторождение было открыто в 1980-х годах, во время геологической съемки масштаба 1:50 000, на стадии поисково-оценочных работ. Разведка части месторождения МЦД началась в 2008 году, когда монгольская компания ООО «Литиум майнинг» получила лицензию на право проведения геологоразведочных работ. Для проведения ГРП компания ООО «Литиум майнинг» привлекла Институт геохимии им. А.П. Виноградова СО РАН, который в период с 2008 по 2012 гг. провел работы по изучению геолого-геодинамического положения месторождения МЦД, изучил петрологические и геохимические особенности жильных лепидолитовых гранитоидов участка МЦД, обнаруженного в Центральной Монголии в пределах ареала проявления внутриплитного редкометалльного магматизма мезозойского возраста и установил, что **грейзенизированные гранитоиды**

МЦД не только сами являются богатыми редкометалльными рудами Li, Rb, Cs, F, но с большой долей вероятности служат признаком присутствия на глубине нескрытого массива редкометалльных гранитов литий-фтористого геохимического типа.

Лепидолит является не только главным породообразующим минералом грейзенизированных лейкогранитов, но и основным минералом-концентратором целого ряда редких элементов. В отличие от сподумена и петалита лепидолит является слюдистым алюмосиликатом с кристаллогидратной влагой и склонен к растворению в кислотах. Содержание редких щелочных элементов (Li, Rb, Cs) в проанализированных образцах лепидолита достигает 26900, 9135 и 1250 г/т, соответственно, по диоксидам, а содержание Nb, Ta и W – 177, 41 и 102 г/т также по оксидам [2].

Учитывая, что источниками литиевого сырья на мировом рынке уже полвека рассматриваются минеральные концентраты (сподумена, лепидолита, петалита, циннвальдита, содержащие соответственно 4,6-7,5 %, 1,2-5,9 %, 1,9-4,4 % и 1-5 % оксида лития) наряду с природными рассолами сульфатного и хлоридного типа с содержанием Li_2O 0,2-1,5 г/л, актуальность исследования коренных лепидолитовых руд МЦД очевидна.

Применение технологии XRAu для предварительного обогащения литийсодержащих руд месторождения МЦД

В связи с подготовкой к освоению месторождения МЦД, принадлежащего компании «Литиум Майнинг» ООО, для предварительного обогащения литийсодержащих руд (среднее содержание в руде по Li_2O около 0,35%) до уровня 0,8-1,0% по Li, рентабельного для дальнейшего производства флотационного концентрата с содержанием Li_2O минимум 4,0%, АО «Иргиредмет», г. Иркутск, РФ – автор и владелец патента на промышленное применение технологии РРС (рентгенорадиометрической сепарации) для обогащения полезных ископаемых, – в 2018 году предложил монгольской компании «Литиум Майнинг» использовать данную технологию в указанном выше проекте. Комплексное решение задачи освоения месторождения МЦД, разработку технологий предварительного и последующего флотационного обогащения литиевых руд АО «Иргиредмет» согласился взять на себя. Иргиредмет является ведущим технологическим и проектным институтом, имеющим уникальный многолетний опыт работы в области разработки технологий обогащения золотосодержащих и редкометалльных руд и алмазов (АО «Иргиредмет» образован в 1871 г.).

Для обсуждения предварительных условий сотрудничества АО «Иргиредмет» предложило Заказчику обратиться в монгольскую компанию «CALK SPAR» LLC, которая является официальным представителем и дилером АО «Иргиредмет» в Монголии в области новых технологий предварительного обогащения руд на основе РРС (сертификат от 25.04.2016).

Разработка технологий предварительного обогащения редкометалльных руд на основе РРС является одним из важных направлений работ АО «Иргиредмет». Для этих целей в институте создан технологический центр РРС (ТЦ РРС), в котором испытания РРС стали обязательной процедурой для всех технологических проб, поступающих в институт. ТЦ РРС оснащен современным лабораторным и промышленным оборудованием.

В горнодобывающей и металлургической промышленности разработка и использование технологий предварительного обогащения руд давно является актуальной проблемой, которая до сих пор решается весьма медленными темпами по многим причинам и не находит должного развития. Тем не менее, потребность в этой технологии стоит весьма остро при освоении новых и эксплуатации старых месторождений и не только в России.

Большое внимание решению этой проблемы уделяют и зарубежные предприятия, особенно в горнодобывающих странах (ЮАР, Китай, Иран, Монголия, Индия, Австралия, Чили и др.).

По уровню опыта и оборудования основной технологической базой в России по решению этой проблемы можно обоснованно считать институт Иргиредмет [4-6], который разработал около 40 лет назад технологию РРС для золотосодержащих и редкометалльных руд, положившей начало для широкого изучения и развития предварительного обогащения самых различных полезных ископаемых [7-9].

Эффективность технологии РРС по сравнению с другими радиометрическими методами [3] во многом обусловлена физическим строением атомов, природными особенностями и технологическими свойствами руд, а также непосредственно особыми информационными свойствами рентгеновского излучения элементов для анализа вещественного состава руд и пород [10].

Настоящая НИР по разработке технологии РРС и предварительного обогащения литиевых руд Монгольского месторождения являлась относительно новой, но в институте накоплен большой положительный опыт по поиску и использованию косвенных разделительных признаков для эффективной сортировки ценных компонентов по сопутствующим элементам и генетическим спутникам, в том числе и для редкометалльных руд. Это вызвано тем, что метод РРС (и РФМ) основан на возбуждении и регистрации характеристического рентгеновского излучения (ХРИ) анализируемых элементов. Для лития энергия ХРИ настолько мала (меньше 1 кэВ), что не может регистрироваться никакими детекторами рентгеновского излучения, применяемыми в РРС. Диапазон энергий ХРИ элементов в РРС начинается с 2-х (3-х) кэВ, чаще всего с элементов выше К и Са.

Решение задачи по разработке эффективной РРС для литиевых слюд осуществлялось впервые в мировой практике, и достижение положительного результата, несомненно, имеет важное значение для теории и практики РРС.

Целью и задачами ОПИ были оценка возможности и эффективности предварительного обогащения литийсодержащих руд месторождения МЦД, определение технологических показателей РРС и исходных данных для разработки технологического регламента предварительного обогащения руд месторождения на основе технологии РРС. ОПИ проводились в 2 этапа:

- первый этап – в технологическом центре РРС (ТЦ РРС) АО «Иргиредмет» (Россия, г. Иркутск);
- второй этап – на промышленном комплексе РРС, принадлежащем «CALC SPAR» LLC (Монголия).

Характеристика технологической пробы

На первом этапе испытания проводились в мае-июне 2018 г. на материале технологической пробы MTG 1-18 массой около 5000 кг и крупностью -350+0 мм, отобранной на месторождении 17 марта 2018 г. Материал пробы был упакован и сложен в 10 биг-бэгах. Технологическая проба являлась представительной для руд жильного типа в лепидолитовых гранитоидах. Материал пробы отобран из ранее пройденных канав №№ 25, 26, 32. Среднее содержание Li составляло 0,5 %, влажность руды не учитывалась. Технологическая проба была отобрана для проведения испытаний и технологии РРС в АО «Иргиредмет».

Материал технологической пробы по вещественному составу представляет собой литийсодержащие руды жильного и прожилкового - вкрапленного типов в лепидолитовых лейкократовых гранитоидах. Вмещающие породы представлены мраморизованными известняками.

Жильный литий в составе слюдистых гранитоидов представляет интерес для обнаружения редкометалльных руд: Li, Rb, Cs. Главным минералом-концентратом большинства этих элементов служит лепидолит. Наиболее распространенными, но менее значимыми минералами исходной породы являются кварц, кальцит, биотит, гидрослюды, касситерит, берилл. Основным полезным ископаемым является Li_2O .

Оборудование

Испытания проводились на опытно-промышленном сепараторе СРФ1-3П- 150(ППД). В качестве первичного источника рентгеновского излучения в составе сепаратора используется портативный неохлаждаемый рентгеновский излучатель ПРАМ-50М производства НПФ «Синтез» (Санкт-Петербург). Сепаратор (рис. 1, 2) является современным оборудованием, отличается высокой чувствительностью и селективностью обнаружения и определения элементов за счет полупроводникового детектора высокого разрешения (Si-pin), позволяет одновременно (за одну стадию) выделить 3 продукта, работает в широком диапазоне крупности от 10 до 150 мм.



Рис. 1. Сепаратор
СРФ1-3П-150(ППД)

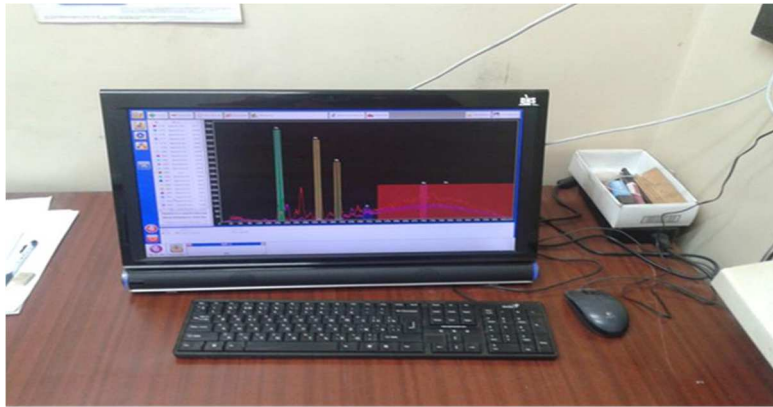


Рис. 2. Пульта управления
сепаратором
СРФ1-3П-150(ППД)

Сепаратор СРФ1-3П-150(ППД) надежен, удобен в работе, настройке, отвечает всем требованиям для проведения исследований и испытаний руд на технологических пробах любого масштаба: от десятков кг до десятков тонн.

Потребляемая мощность – 3-х фазная сеть 380 В, не более 1,2 кВт; масса – не более 400 кг; габаритные размеры, мм - (L×B×H) 3180×1060×1450.

На втором этапе ОПИ проводились в июне-июле 2018 г. на промышленном комплексе РРС компании «CALC SPAR» LLC (рис. 3), расположенном в аймаке Сухэбатор (Монголия), на материале технологических проб общей массой около 11 тонн, отобранных в июне 2018 г. из поверхностных слоев месторождения МЦД.



Рис. 3. Промышленный
комплекс РРС компании
«CALC SPAR» LLC

При проведении ОПИ на втором этапе сортировка машинных классов исходной руды проводилась на промышленном рентгенофлуоресцентном сепараторе СРФ3-150, оснащенный источником первичного рентгеновского излучения: ПРАМ-50М и газовыми пропорциональными счетчиками СИ-1Р (Хе).

Данный трехручьевого сепаратор (выпускается также в четырехручьевом варианте) прост и удобен в обслуживании и ремонте и предназначен для промышленного применения при предварительном обогащении и разделении на технологические типы и сорта руд благородных, черных и цветных металлов, редкометалльных и урановых руд, а также продуктов металлургических производств и другого техногенного сырья. Применяется для покусковой сепарации руд и других материалов в широком диапазоне крупности от 20 до 150 мм.

Производительность сепаратора СРФ3-150 в зависимости от крупности кускового материала составляет от 4 до 20 т/час; потребляемая мощность – 3-х фазная сеть 380 В, не более 5 кВт/час; масса – не более 4500 кг; габаритные размеры, мм – (L×B×H) 5500×1500×2500.

Методика разработки и испытаний технологии РРС

Разработка технологии и испытания РРС любого уровня проводятся в соответствии с методикой, разработанной и утвержденной в АО «Иргиредмет» для золотосодержащих и других руд [11], составленной в соответствии с основополагающим документом в данной области, – рекомендациями ВИМСа [12].

Типовая методика исследований в институте включает обычно 2 этапа технологических работ – проведение предварительных (тестовых) исследований РРС на сепарационном оборудовании ТЦ РРС на 1-м этапе, доработка методики и технологии РРС на 2-м этапе в процессе испытаний на укрупненных пробах.

Главная задача тестовых исследований РРС заключается в принципиальной оценке возможности покусковой сепарации представленного материала проб на основе изучения рентгеновских спектров образцов руды и породы, контрастности кускового материала, выявления и выбора разделительных признаков, порогов и режимов сортировки, разделения на фракции, расчета технологических показателей разделения, которые отражают достигнутый на этом этапе уровень разработки.

Тестовые испытания предусматривают отбор кускового материала от представленных проб (так называемых «коллекций» или «выборки»), изучение вторичных рентгеновских спектров от каждого образца коллекций (выборки), выбор по спектрам тех элементов, которые могут ассоциировать, коррелировать с ценным компонентом и являются его генетическими спутниками (сопутствующими элементами). Чаще всего для редкометалльных руд такими элементами могут быть Ca, Fe, Rb, Sr, Zr, Ta, W, Nb, Mo, As которые входят в состав основных рудных минералов и породы.

В состав одной коллекции (выборки), в соответствии с методикой ВИМСа [12] и АО «Иргиредмета» [11], рекомендуется отбирать около 100 кусков определенной крупности от выбранных машинных классов в диапазоне крупности от 20 до 150 мм. Но обычно для большей достоверности в ТЦ РРС отбирают коллекции (выборки) в количестве 100-200, иногда до 300 и более образцов.

С учетом новизны поставленных задач, геолого-минералогических особенностей и гранулометрического состава представленной пробы с месторождения МЦД для выполнения настоящей НИР была разработана нестандартная технологическая схема исследований и испытаний, предусматривающая разделение исходной пробы на 2 части, одна часть – для предварительных исследований, вторая – для контрольных испытаний.

Тестовые исследования и испытания РРС проводились на 3-х машинных классах в диапазоне -150+20 мм, мелкие несортируемые классы -20+10 и -10+0 мм подвергались опробованию на Li для оценки возможности использования мелких классов в общей технологии обогащения.

РРС по выбранным порогам и режимам обогащения проводилась на 5 продуктов за 2 стадии сортировки (рис. 4).

В процессе исследований рентгеновских спектров образцов руды был выбран наиболее эффективный разделительный признак, учитывающий геологические особенности руды, в которой литий приурочен к лепидолиту с характерным преобладанием в нем элемента Rb. В породах резко падает содержание этого элемента, но значительно возрастает содержание в них Sr.

Характеристика оборудования, использованного при проведенных исследованиях по испытанию возможностей обогащения лепидолитовых руд методом РРС, приведена выше.

Методика настоящей НИР

Проведенными по этапу 1 договора № 219/РРС-18 предварительными исследованиями и тестовыми испытаниями РРС [1] на технологической пробе МТГ 1-18 установлено, что руда имеет благоприятный гранулометрический состав для покусковой сепарации: выход крупных сортируемых классов -150+20 мм составляет около 60 %.

Руда обладает благоприятным вещественным составом для реализации РРС разного кускового материала по основному рудному элементу Rb, что позволяет получить продукты качества по Li с содержанием от 0,1 % (отвальные хвосты) до 0,10-1,2 %. Вместе с тем, руда отличается низкой природной контрастностью, ограничивающей возможность получения при РРС богатых продуктов с содержанием Li более 1,2-1,5 %.

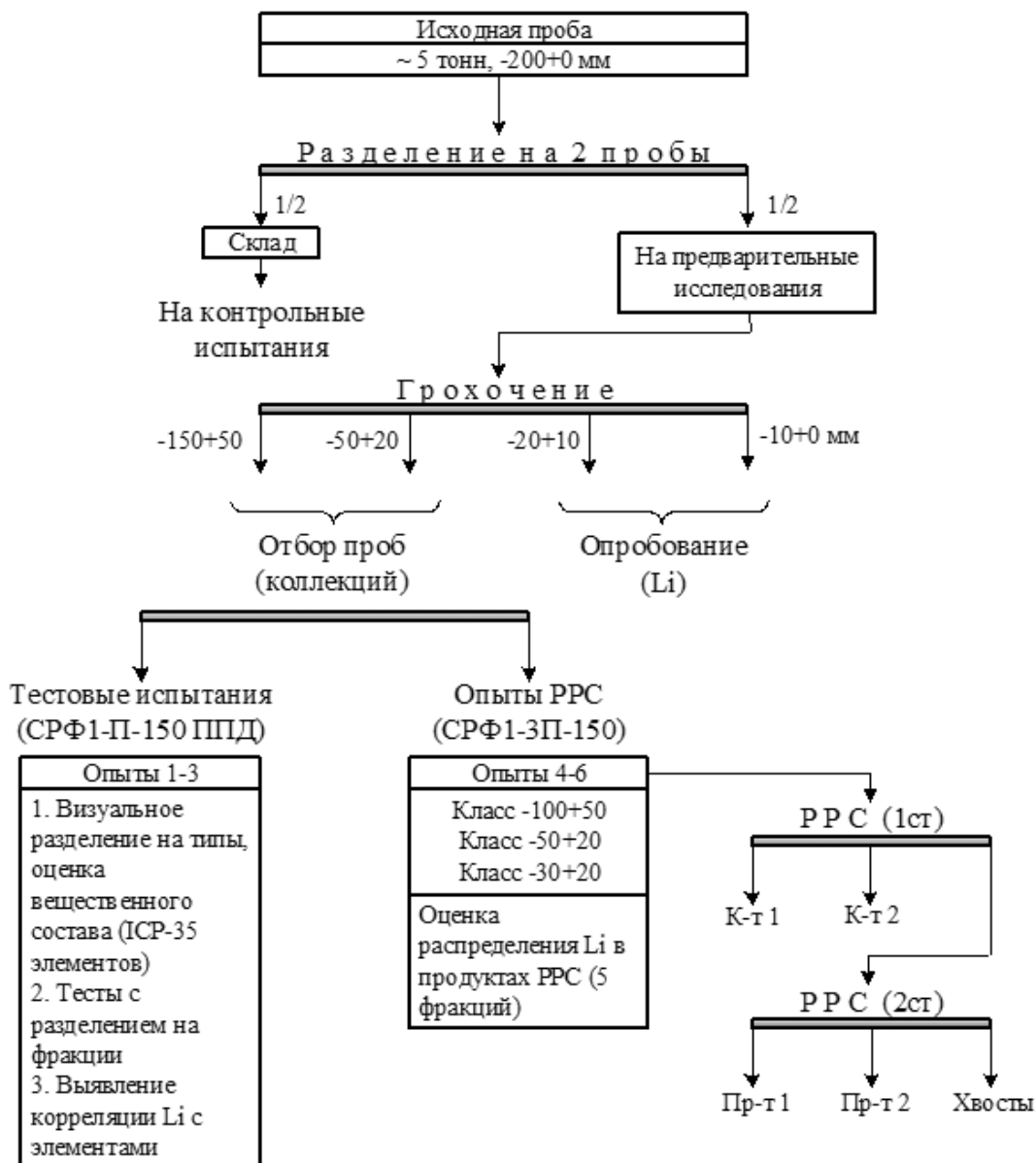


Рис. 4. Технологическая схема рудоподготовки и предварительных исследований

В результате проведенных предварительных исследований выбран разделительный признак определения Li по сопутствующему элементу Rb, входящему в состав жильных и массивных руд, где основной рудный минерал – лепидолит. Аналитический параметр по Rb (PRb) отличается высокой корреляцией с Li (значение коэффициента корреляции R более 0,9). Порода в PPC уверенно распознается через породные элементы Ca, Fe, Sr.

Разработанная на основе предварительных исследований методика PPC использована при проведении опытно-промышленных испытаний, предусмотренных этапом 2 договора № 219/PPC-18.

В качестве аналитического параметра разделительного признака для данной руды выбрано спектральное отношение P(Li), равное:

$$P(Li) = f(Li) = \frac{NRb}{NS+2NSr}$$

где N_{Rb} и N_{Sr} – интенсивности ХРИ элементов Rb (13,7 кэВ) и Sr (14,2 кэВ), регистрируемые от куска измерительной системой сепаратора;

N_s – интенсивность рассеянного рентгеновского излучения, регистрируемая от кусков в области энергий квантов более 15 кэВ.

Технологическая схема, по которой проводились ОПИ в технологическом центре РРС АО «Иргиредмет», приведена на рис. 5.

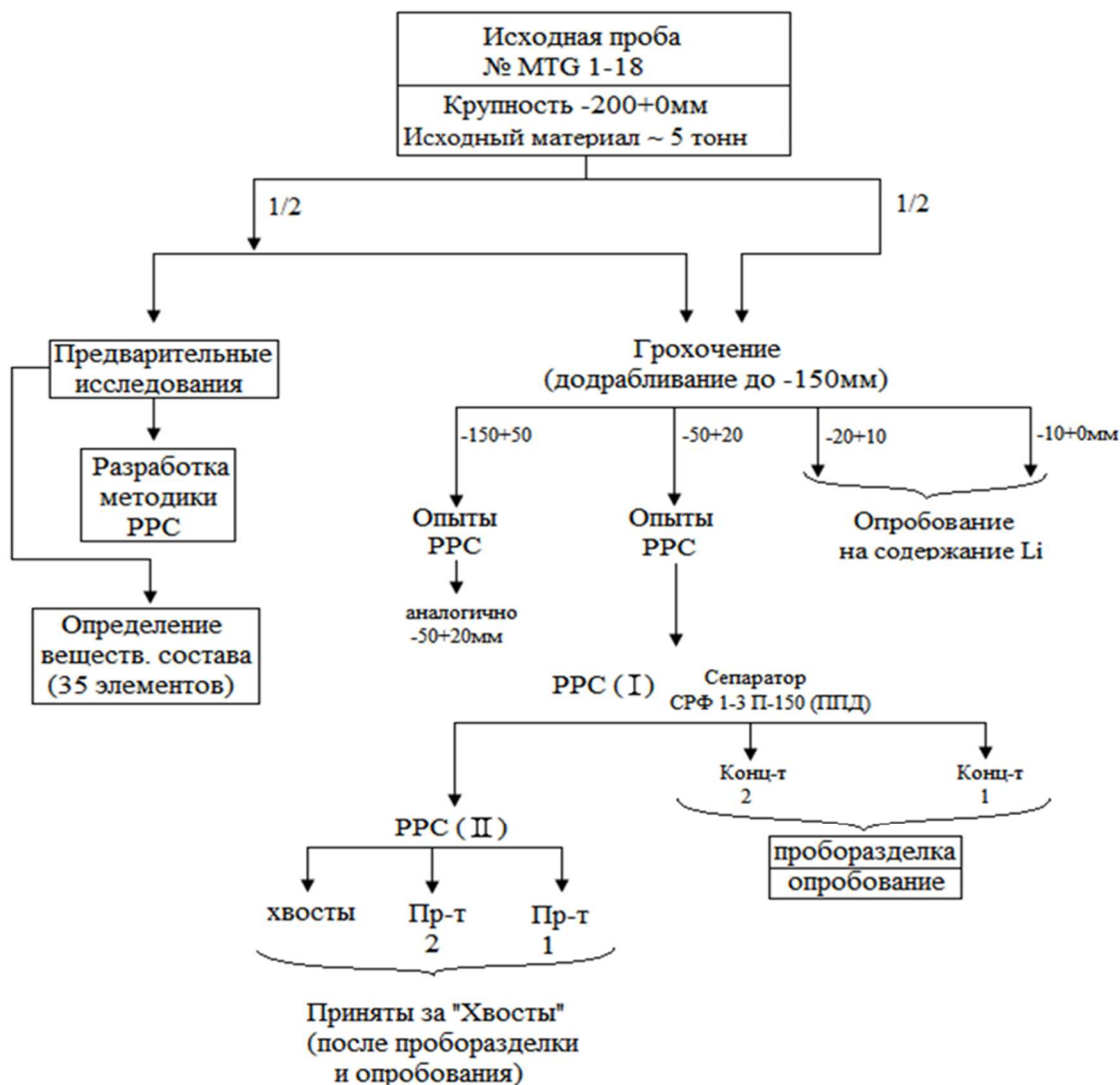


Рис. 5. Технологическая схема проведения ОПИ в ТЦ РРС АО «Иргиредмет»

Характерные рентгеновские спектры от образцов руды и породы, измеренные на сепараторе СРФ1-3П-150(ППД), приведены на рис. 6-10, где четко выявлено различие руды от породы по элементу Rb. В породе начинают проявляться Ca, Fe и особенно Sr.

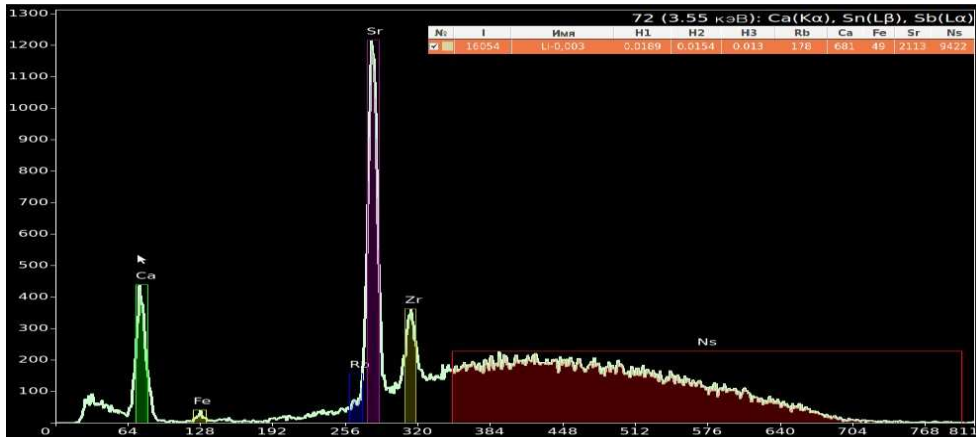


Рис. 6. Спектр фракции с низким содержанием Li (0,003 %) и с характерными фотопиками Ca и Sr (Rb отсутствует)

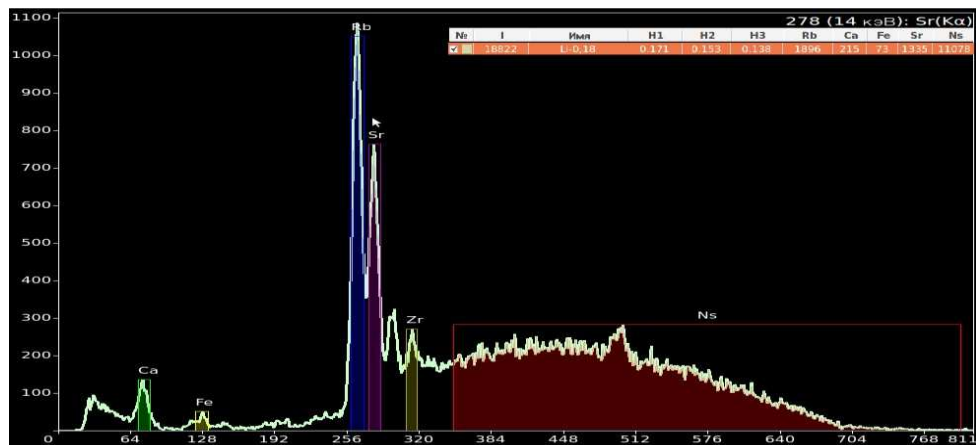


Рис. 7. Спектр фракции с низким содержанием Li (0,18 %) и выраженным фотопиком Rb (Sr остается, Ca уменьшается)

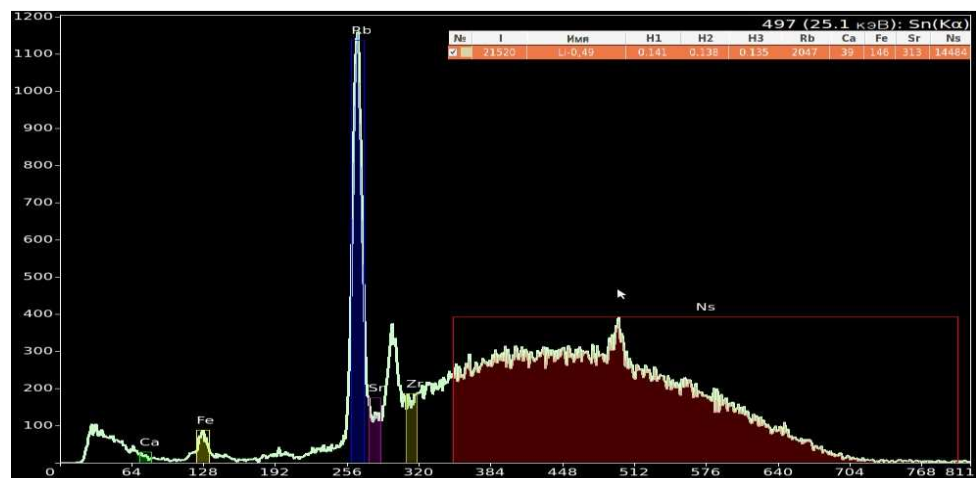


Рис. 8. Спектр фракции со средним содержанием Li (0,31 %). Увеличивается интенсивность Rb (Sr упал до минимума)

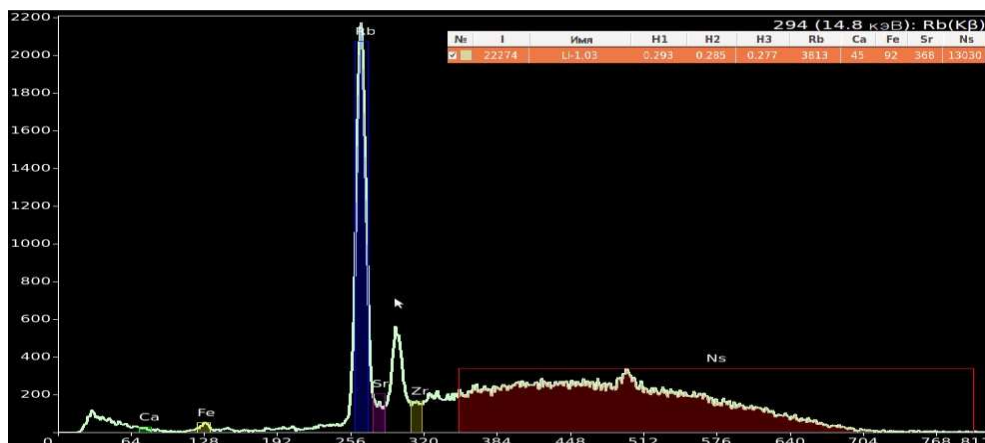


Рис. 9. Спектр фракции со средним содержанием Li (0,49 %).
Большой фотопик Rb характеризует руду (Sr и Ca отсутствуют)

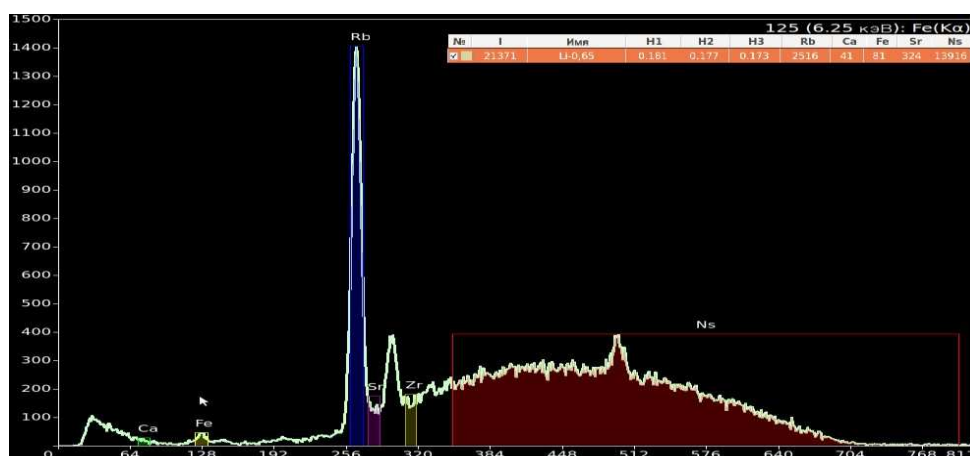


Рис. 10. Спектр фракции с высоким содержанием Li (1,03 %),
в спектре преобладает Rb

В рентгеновских спектрах четко выделяется элемент Sn (25,2 кэВ), но его содержание составляет весьма малые значения (сотые доли процента), что не позволяет использовать этот элемент для уверенной РРС; кроме того, данный элемент обнаруживается и в спектрах породных образцов.

На рис. 11 показана корреляция между содержанием Li и выбранным аналитическим параметром $P(\text{Li})$. Высокое значение коэффициента корреляции $R = 0,90$ доказывает эффективность разделительного признака.

В процессе ОПИ сортировка проводилась на сепараторе СРФ1-3П-150(ППД) в режиме опытов на классах крупности -150+50 и -50+20 мм.

Исходная руда, в соответствии с методикой АО «Иргиредмет», дотрабливалась до крупности -150+0 мм и рассеивалась на сортируемые машинные классы -150+50 мм, -50+20 мм и мелкие несортируемые классы -20+10 и -10+0 мм, которые подвергались опробованию на Li для оценки возможности использования мелких классов в общей технологии обогащения. РРС по выбранным порогам и режимам обогащения проводилась на 5 продуктов за 2 стадии сортировки (см. рис. 4).

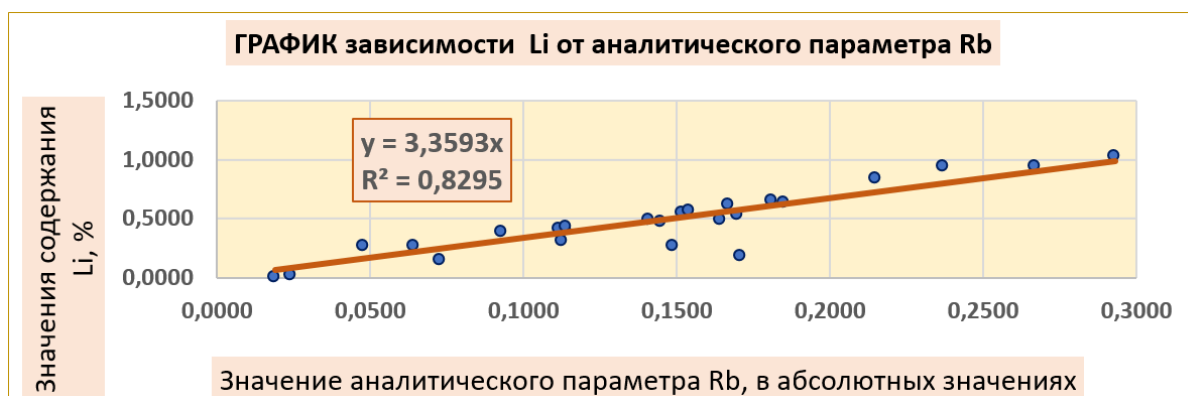


Рис. 11. График зависимости содержания лития от аналитического параметра P(Li)

Продукты PPC подвергались пробораделке по обычной стандартной методике [2], включающей дробление, сокращение, измельчение и доводку материала до порошковых навесок для химического анализа. Анализы выполнялись в сертифицированном Аналитическом Центре АО «Иргиредмет» (аттестат аккредитации № РОС RU 0001.510043 от 21.11.2016 г.). Литий определялся методом атомно-эмиссионного анализа.

При проведении настоящих ОПИ на промышленном комплексе PPC компании «CALC SPAR» LLC применялась методика, разработанная при проведении испытаний в АО «Иргиредмет»; в качестве разделительного признака определения Li использовался сопутствующий элемент Rb и аналитический параметр разделительного признака в виде приведенного выше спектрального отношения.

Пробы продуктов ОПИ обрабатывались и анализировались в лаборатории SGS. Технологическая схема проведения ОПИ в промышленных условиях приведена на рис. 12.

Более подробно методика проведения ОПИ на промышленном комплексе PPC и описание технологической схемы ОПИ приведены ниже.

Результаты испытаний в техническом центре АО «Иргиредмет»

Результаты PPC на различных машинных классах крупности приведены в табл. 1-3.

На крупном машинном классе -150+50 мм максимальное содержание лития в концентрате PPC составило 1,18 %, минимальное содержание в хвостах – 0,11 %. Исходное содержание лития в крупном машинном классе находилось в пределах от 0,20 до 0,65 %.

Всего переработано 964 кг крупного машинного класса -150+50 мм, на этом классе общий выход концентрата с содержанием лития 0,88 % составил 11,7 % при извлечении 25,5 %, среднее содержание Li в хвостах PPC составило 0,27 % (табл. 1).

На среднем машинном классе -50+20 мм, в зависимости от содержания в исходном материале (0,29-0,60 %), содержание лития в концентрате PPC изменялось от 0,76 до 1,13 %, в хвостах PPC – от 0,12 до 0,40 %.

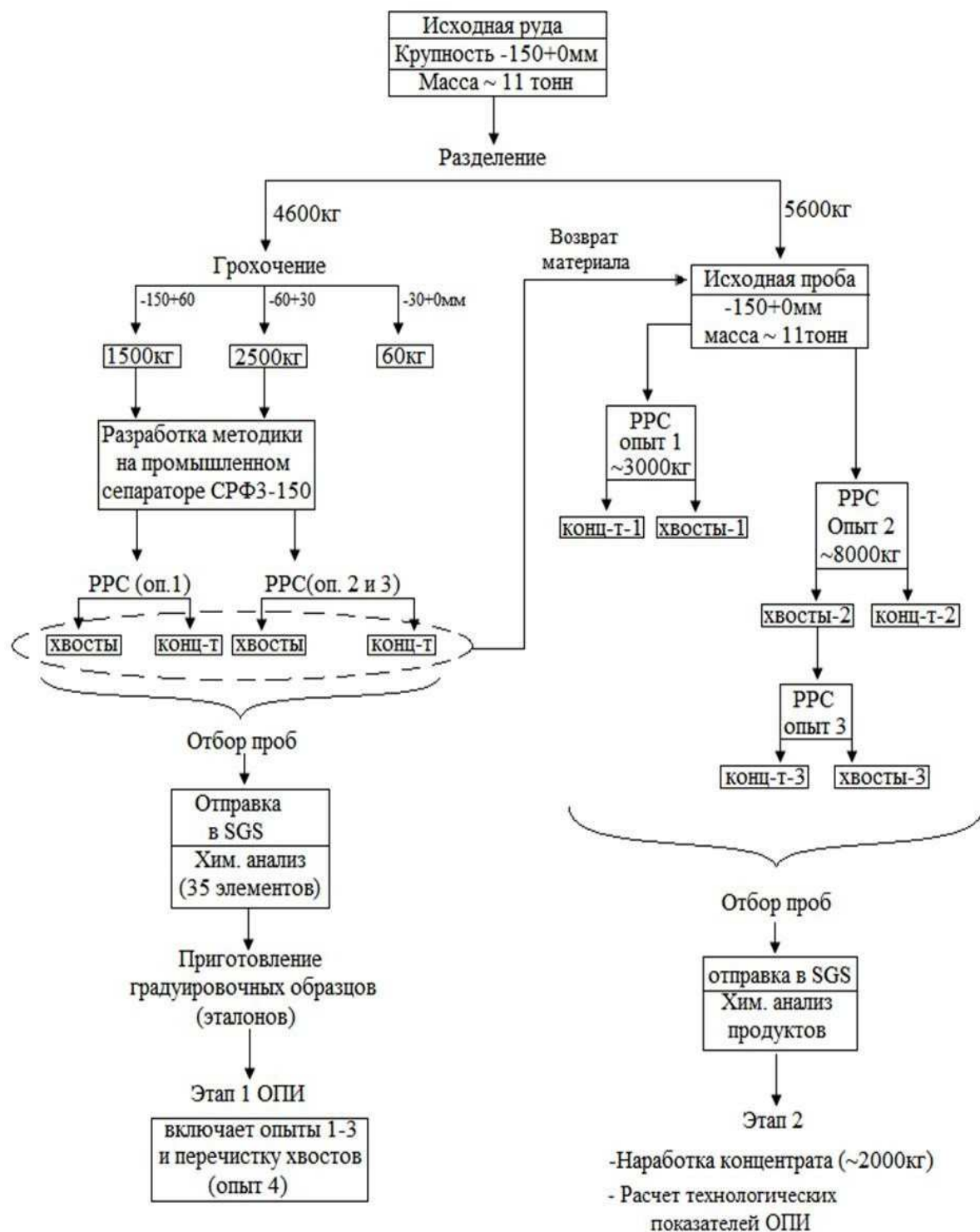


Рис. 12. Технологическая схема проведения ОПИ в промышленных условиях

Всего просепарировано 870 кг машинного класса -50+20 мм, средний выход концентрата РРС с содержанием Li 0,94 % составил 16,4 % при извлечении 35,2 %.

Среднее содержание Li в хвостах РРС составило 0,25 % (табл. 2).

Сводные показатели РРС на общем машинном классе -150+20 мм представлены в табл. 3.

Таблица 1

Сводные показатели предварительного обогащения РРС
на материале класса -150+50 мм

Наименование продукта	Масса, кг	Выход, %	Содержание Li, %	Извлечение Li, %
Концентрат	112,7	11,7	0,88	25,5
Промпродукт	181,4	18,8	0,60	28,0
Хвосты	670,1	69,5	0,27	46,5
Исходный	964,2	100,0	0,40	100,0

Таблица 2

Сводные показатели предварительного обогащения РРС
на материале класса -50+20 мм

Наименование продукта	Масса, кг	Выход, %	Содержание Li, %	Извлечение Li, %
Концентрат	142,5	16,4	0,94	35,2
Промпродукт	172,5	19,8	0,63	28,5
Хвосты	554,9	63,8	0,25	36,3
Исходный	869,9	100,0	0,43	100,0

Таблица 3

Сводные показатели РРС на общем машинном классе -150+20 мм

Наименование продукта	Масса, кг	Выход, %	Содержание Li, %	Извлечение Li, %
Концентрат	255,2	13,9	0,91	30,3
Промпродукт	353,9	19,3	0,61	28,2
Хвосты	1225	66,8	0,26	41,5
Исходный	1834,1	100,0	0,42	100,0

Из таблицы 3 видно, что в результате РРС на сводном машинном классе получен концентрат с содержанием Li 0,91 % или Li₂O 1,96 % при выходе 14 % и извлечении 30 %; среднее содержание лития в хвостах РРС 0,26 %. Содержание Li в промпродукте является промежуточным между концентратом и хвостами и составило 0,6 %.

Результаты ОПИ на промышленной установке РРС

Испытания проводились по технологической схеме, приведенной на рисунке 5, на промышленном сепараторе СРФ3-150, оснащенный пропорциональными газовыми счетчиками.

Технологическая проба, поступившая для ОПИ, была разделена на две части, соответственно массой 4600 кг и 5600 кг.

Первую часть рассеяли на 3 класса крупности: машинные классы -150+60 мм (1500 кг) и -60+30 мм (2500 кг) и несортируемый мелкий класс -30+0 мм (600 кг).

От каждого класса были отобраны представительные пробы и впоследствии сданы на исследования в лабораторию SGS.

Результаты проведенных опытов показали возможность эффективной сортировки руды на сепараторе СРФ с газовыми детекторами и позволили отработать режимные параметры РРС для ОПИ на крупнообъемных технологических пробах, результаты которых приведены в табл. 4.

Таблица 4

Результаты ОПИ РРС с промышленной наработкой концентрата

Характеристика материала, № опыта	Наименование продукта	Масса, кг	Выход, %	Содержание Li, %	Извлечение Li, %
-150+30 (1)	Концентрат	621	17,0	1,02	31,5
	Хвосты	2411	83,0	0,45	68,5
	Исходный	3032	100,0	0,55	100,0
-150+0 (2)	Концентрат	520	6,5	0,90	11,7
	Хвосты	7480	93,5	0,47	88,3
	Исходный	8000	100,0	0,50	100,0
-150+0 (3)	Концентрат	680	9,1	0,95	19,6
	Хвосты	6792	90,9	0,39	80,4
	Исходный	7472	100,0	0,44	100,0
Сводные показатели РРС					
-150+30 (1-3)	Концентрат	1821	9,8	0,95	19,3
	Хвосты	16683	90,2	0,43	80,7
	Исходный	18504	100,0	0,48	100,0

В результате ОПИ наработано почти 2 тонны концентрата с содержанием лития 0,95 % или Li_2O – более 2 %, что подтверждает результаты ОПИ, проведенных в АО «Иргиредмет».

Выводы и рекомендации

Положительные результаты ОПИ технологии РРС, проведенных как в АО «Иргиредмет» (Россия), так и в промышленных условиях Заказчика (Монголия) на сепараторах с различными видами детекторов (полупроводниковые и газовые), позволяют сделать следующие достоверные выводы и обоснованные предложения и рекомендации:

1. Технологические свойства руды в целом благоприятны для технологии РРС, несмотря на невысокую контрастность исходной руды.

2. Руда имеет приемлемый гранулометрический состав для покусковой сепарации: выход крупных сортируемых классов -150+20 мм составляет около 60 %.

3. Руда обладает вещественным составом, позволяющим реализовать РРС кускового материала по Li с использованием разделительного признака по сопутствующему элементу Rb, входящему в состав жильных и массивных руд (основной рудный минерал – лепидолит). Аналитический параметр по Rb (PRb) отличается высокой корреляцией с Li (значение коэффициента корреляции R более 0,9), что позволяет уверенно выделять концентраты РРС на уровне 2 % по Li_2O , что

соответствует требованиям технического задания к договору. Порода в РРС также уверенно распознается через породные элементы Ca, Fe, Sr.

4. В породные отвалы, хвосты РРС выделяется до 70 % от общего объема горной массы, подаваемой на переработку на комплекс РРС с содержанием менее 0,2 % по Li, что соответствует нормативным значениям. Это влияет на себестоимость концентрата и значительно снижает транспортные расходы по его перевозке потребителям. Данные породные отвалы могут сохраняться недропользователем до разработки новых технологических приемов обогащения.

5. Разработанная методика РРС для данного типа руды позволяет получать продукты разного качества от минимальных содержаний лития 0,1 % до максимального 1,18 %, что значительно расширяет технологические возможности и товарный уровень продуктов, получаемых в технологии предварительного обогащения.

6. В технологии РРС выделяется продукт с промежуточным значением содержания лития 0,5-0,7 %, который нуждается в дополнительной переработке, например, перечисткой методом РРС с последующей флотацией обогащенного материала.

7. Стабильность и эффективность разработанной методики РРС подтверждается результатами ОПИ в институте на сепараторе с улучшенными техническими характеристиками на основе полупроводниковых детекторов и в промышленных условиях на сепараторе с использованием более простых и недорогих газовых детекторов.

Следует отметить, что впервые в мировой практике применение метода РРС (рентгенорадиометрической сепарации) позволило решить задачу повышения качества литийсодержащих руд по сопутствующему элементу Rb, входящему в атомную структуру минерала лепидолит. При этом уровень разработки технологии позволяет успешно применить методологию РРС для освоения литиевых месторождений, аналогичных МЦД по составу и генезису, по всему миру.

Полученные практические результаты ОПИ могут быть использованы как исходные данные для разработки технологического регламента предварительного обогащения литийсодержащих руд месторождения МЦД на основе технологии РРС при вводе его в эксплуатацию.

Положительный результат ОПИ, полученный при применении технологии РРС для предварительного обогащения лепидолитовых руд месторождения МЦД в Монголии, уже получил практическое подтверждение. Результатами ОПИ, после ознакомления с ними, заинтересовались некоторые потенциальные потребители, в их числе:

- АО «АЭХК» – Ангарский электролизный химический комбинат, г. Ангарск, и ПАО «Новосибирский завод химконцентратов», г. Новосибирск, которые входят структурно в компанию АО «ТВЭЛ» госкорпорации «Росатом»;

- Красноярский химико-металлургический завод (КРХМЗ), г. Красноярск;
- ООО «Халмэк», г. Москва.

Литература

1. Линде Т.П. Оценка перспективы увеличения спроса на литий к 2015 году до уровня 2000-2300 тонн. Экономическая оценка и перспектива использования МСБ (минерально-сырьевой базы) лития в РФ. ИМГРЭ, Москва, Гиредмет. 2000.
2. Кузнецова Л.Г., Спиридонов А.М., Дриль С.И., Куликова З.И. Геохимия лепидолитовых гранитоидов рудопроявления Мунгутийн цагаан дурвулжин (Центральная Монголия), геолого-геодинамическое строение площади исследований / Геология и геофизика, 2012, т. 53, № 10, с. 1401-1416.
3. Мокроусов В.А., Лилеев В.А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. – М. Наука, 1979, 192 с.
4. Авт.свидетельство СССР № 952384 от 21 апреля 1982 г. – заявл. 13.12.1979 г. МКИ ВО7С 5/34. «Способ рентгенорадиометрического обогащения полезных ископаемых». Развозжаев Ю.И., Федоров Ю.О., Довгань В.В., Баранчук Л.П.: Иргиредмет, Иркутск.
5. Авт. свидетельство СССР № 2875189/22-03 от 19 июля 1980г. – заявл. 18.01.1980 г. МКИ ВОЗ В13/06. «Устройство для покусковой рентгенорадиометрической сепарации». В.А. Куберский, В.В. Полоненко, А.А. Картунов и др. Иргиредмет, Иркутск.
6. Авт. свидетельство СССР № 3233975/22-03 от 28 июля 1981 г. – заявл. 12.01.1981 г. МКИ ВО7С 5/34. «Устройство для ориентации кусков руды при рентгенорадиометрической сепарации». Ю.И. Развозжаев, Ю.О. Федоров, Л.П. Баранчук, В.И. Сорокин. Иргиредмет, Иркутск.
7. Леонов С.Б., Развозжаев Ю.И., Федоров Ю.О. Перспективы рентгенорадиометрического обогащения полезных ископаемых // Цветные металлы. 1981, № 7, с. 92-94.
8. Федоров Ю.О., Леонов С.Б., Развозжаев Ю.И. Предварительное обогащение золотосодержащих руд на основе рентгенорадиометрической сепарации. – Тезисы докладов Всесоюзного научно-техн. совещания «Новые высокоэффективные способы переработки золотосодержащих руд». М., 1980, с. 53-55.
9. Рентгенорадиометрическая сепарация – перспективный способ обогащения некоторых типов золотосодержащих руд / Ю.И. Развозжаев, Ю.О. Федоров, Л.П. Баранчук. – В кн.: Пути повышения извлечения золота из руд и песков. Иркутск, Иргиредмет, 1981, с.43-51.
10. Леман Е.П. Рентгенорадиометрический метод опробования месторождений цветных и редких металлов. – Л.: Недра 1978, 210 с.
11. Федоров Ю.О., Евдокимов В.Н., Михеев Г.В. Методика по проведению исследований и испытаний технологии рентгенорадиометрической сепарации (PPC) различных типов руд в ОАО «Иргиредмет», М-PPC-1-2017. Иркутск, 2017 г.
12. Изучение гранулометрического состава и контрастности полезных ископаемых для оценки возможности обогащения их с помощью радиометрических методов. Методические рекомендации. Научный совет по методам технологических исследований. ВИМС, Москва, 1978 г.

ИЗУЧЕНИЕ РАСТВОРИМОСТИ ГИДРОКСИДА ЛАНТАНА В ГЛУБОКИХ ЭВТЕКТИЧЕСКИХ РАСТВОРИТЕЛЯХ НА ОСНОВЕ ХЛОРИДА ХОЛИНА И ОРГАНИЧЕСКИХ КИСЛОТ

М.А. Фролова¹, С.В. Дрогобужская², Н.С. Цветов²

1 – АФ МГТУ, г. Апатиты, 2 – ИХТРЭМС КНЦ РАН, г. Апатиты

Введение

Глубокие эвтектические растворители (deep eutectic solvents, DES) – класс растворителей, представляющих собой смеси химических соединений, которые способны образовывать эвтектическую смесь с температурой плавления гораздо ниже, чем у индивидуальных компонентов. В составе DES один из компонентов является акцептором водородных связей (HBA), например, хлорид холина – четвертичная аммониевая соль. Второй компонент – донор водородных связей (HBD), в качестве которого могут выступать органические кислоты, мочевины и т.д. DES имеют достаточно низкую стоимость, не токсичны и биоразлагаемы [1].

Чаще всего их применяют в качестве экологически безвредной среды в органическом синтезе и в процессах электрохимического осаждения металлов. Однако есть возможности для применения DES в других областях, например, биохимии, обработке металлов, экстракции. Рядом авторов отмечена перспективность DES при растворении соединений металлов, в том числе редкоземельных элементов (РЗЭ) [2]. DES на основе хлорида холина и молочной кислоты применялись для извлечения неодима, диспрозия, а также железа и кобальта из отходов неодимовых магнитов NdFeB [3]. Эвтектики на основе гуанидина также применялись для избирательного выщелачивания металлов из отработанных неодимовых магнитов, и наилучшего результата удалось достичь с DES из гуанидина и молочной кислоты [4]. Это показывает актуальность подобных исследований для практического использования DES. В то же время требуются систематические данные о растворимости соединений редких элементов в DES, однако набор таких данных сильно ограничен. Так, растворимость оксидов редкоземельных элементов, в частности La₂O₃ и Eu₂O₃, в различных DES изучена в работе [5]. Показано, что наибольшая растворимость наблюдается для DES, состоящего из этиленгликоля и яблочной кислоты. Растворимость карбонатов редкоземельных элементов (La, Y, Ce, Sm, Nd) в глубоких эвтектиках, содержащих хлорид холина, мочевины, малоновую и лимонную кислоты, изучена в работе [6]. Кроме того, имеются данные о растворимости оксидов лантаноидов в DES различных составов [7].

Цель настоящей работы заключается в получении данных о растворимости соединений редкоземельных элементов, в частности гидроксида лантана, в глубоких эвтектических растворителях на основе

хлорида холина и органических кислот (малоновой, яблочной, винной, лимонной) при комнатной температуре.

Материалы и методы

Реактивы. Хлорид холина (99 %, Xi'an Rongsheng Biotechnology Co., Ltd.), кислоты: малоновая, яблочная, винная и лимонная (все реактивы квалификации ХЧ, Вектон), дистиллированная вода, гидроксид лантана.

Приготовление DES. Навеску хлорида холина (ChCl) смешивали с навеской органической кислоты в химических стаканах вместимостью 200 мл. Смеси готовили в соответствии со следующими мольными соотношениями: хлорид холина + малоновая кислота 1:1, хлорид холина + яблочная кислота 1:1, хлорид холина + винная кислота 2:1, хлорид холина + лимонная кислота 1:1. Смеси нагревали при 60-70 °С до образования гомогенной жидкости. В некоторых случаях для ускорения образования DES смеси помещали в ультразвуковую ванну (Вилитек VBS-3-DP, Россия). Для понижения вязкости к DES добавляли дистиллированную воду в соотношении 7:3 по массе.

Изучение растворимости гидроксида лантана в DES. Навески по 0,1 г $\text{La}(\text{OH})_3$ помещали в закрывающиеся виалы, приливали по 4 мл DES и интенсивно перемешивали. Полученные смеси выдерживали в течение месяца при комнатной температуре с периодическим перемешиванием. Перед отбором аликвот для анализа виалы центрифугировали в течение 10 мин со скоростью 2000 об/мин. Концентрацию лантана определяли при помощи масс-спектрометрической системы с индуктивно-связанной плазмой (ИСП-МС) с динамической реакционной системой ELAN 9000 DRC-e фирмы PerkinElmer с системами лазерного испарения, микроволнового разложения, очистки воды и кислот.

Обсуждение результатов

Полученные содержания гидроксида лантана в различных DES приведены на рис. 1. Самая высокая концентрация лантана наблюдается при растворении в DES с лимонной кислотой (7,2 г/л). Самая низкая концентрация наблюдается в случае DES на основе винной кислоты. Это может быть связано с образованием нерастворимых солей лантана ввиду низкой растворимости его тартратов, что потребует дополнительного изучения. В случае DES с малоновой и яблочной кислотами растворимость примерно одинакова. Интересно отметить, что, несмотря на структурное подобие яблочной и винной кислот (последняя содержит на одну гидроксильную группу больше), наблюдается разница в растворимости почти в 4,5 раза.

Выводы

Проведены эксперименты по сравнению растворимости гидроксида лантана в глубоких эвтектических растворителях на основе хлорида холина и четырех многоосновных органических кислот (малоновая,

яблочная, винная, лимонная). Установлено, что наибольшая растворимость наблюдается в случае DES с лимонной кислотой, наименьшая – с винной.

Полученные данные представляют интерес с точки зрения расширения базы экспериментальных данных о растворимости соединений металлов в глубоких эвтектических растворителях, а также могут быть полезны для их дальнейшего практического применения в планировании возможных технологических процессов извлечения редкоземельных элементов.

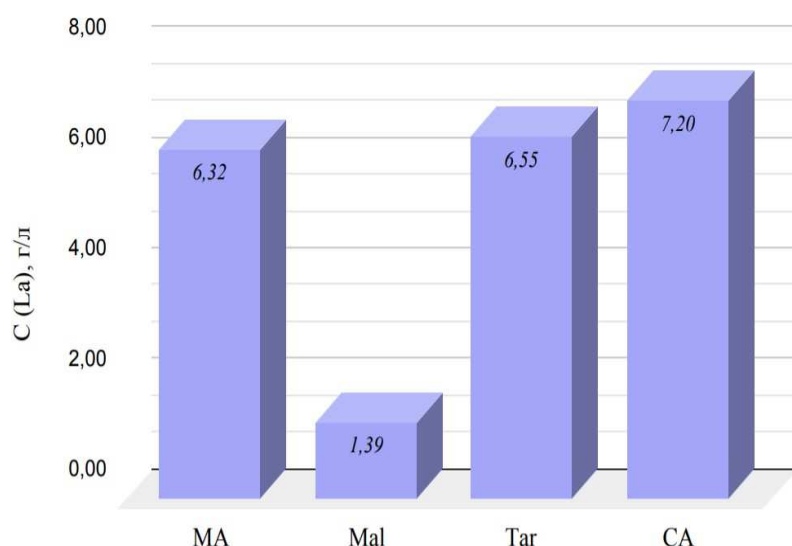


Рис. 1. Концентрация лантана (г/л) в DES хлорид холина + малоновая (MA), яблочная (Mal), винная (Tar) и лимонная (CA) кислоты с добавкой 30 мас. % воды

Литература

1. E. L. Smith, A. P. Abbott, and K. S. Ryder, "Deep Eutectic Solvents (DESs) and Their Applications," *Chem. Rev.*, vol. 114, no. 21, pp. 11060–11082, Nov. 2014, doi: 10.1021/cr300162p.
2. B. Tang and K. H. Row, "Recent developments in deep eutectic solvents in chemical sciences," *Monatshefte fur Chemie*, vol. 144, no. 10, pp. 1427–1454, 2013, doi: 10.1007/s00706-013-1050-3.
3. S. Riaño et al., "Separation of rare earths and other valuable metals from deep-eutectic solvents: A new alternative for the recycling of used NdFeB magnets," *RSC Adv.*, vol. 7, no. 51, pp. 32100–32113, 2017, doi: 10.1039/c7ra06540j.
4. C. Liu, Q. Yan, X. Zhang, L. Lei, and C. Xiao, "Efficient recovery of end-of-life ndfeb permanent magnets by selective leaching with deep eutectic solvents," *Environ. Sci. Technol.*, vol. 54, no. 16, pp. 10370–10379, 2020, doi: 10.1021/acs.est.0c03278.
5. W. Chen, J. Jiang, X. Lan, X. Zhao, H. Mou, and T. Mu, "A strategy for the dissolution and separation of rare earth oxides by novel Brønsted acidic deep eutectic solvents," *Green Chem.*, vol. 21, no. 17, pp. 4748–4756, 2019, doi: 10.1039/c9gc00944b.
6. A. Entezari-Zarandi and F. Larachi, "Selective dissolution of rare-earth element carbonates in deep eutectic solvents," *J. Rare Earths*, vol. 37, no. 5, pp. 528–533, 2019, doi: 10.1016/j.jre.2018.07.015.
7. A. Söldner and B. König, "Optical analysis and separation of trivalent lanthanides in deep eutectic solvents," *J. Rare Earths*, vol. 38, no. 7, pp. 784–792, 2020, doi: 10.1016/j.jre.2019.11.001.

ОСВОЕНИЕ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ УДОКАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

А.А. Ящук

ООО «Удоканская медь», Забайкальский край, пос. Удокан

В 2020 году компания «Удоканская медь», ведущая строительство горно-металлургического комбината на Удоканском месторождении меди в Забайкальском крае, раньше срока приступила к его освоению. Компания начала горно-капитальные работы с попутной добычей руды на карьере Западный. В течение 2021 года осуществлялось строительство технологического комплекса, проходил монтаж оборудования. Строительство технологического комплекса и получение первой товарной продукции на крупнейшем в России месторождении меди, открытом в 1949 году, более 70 лет назад, будет выполнено согласно намеченным планам. Долгий срок, прошедший от открытия до начала освоения, объясняется сложными и уникальными характеристиками территории и самого месторождения.

Интерес и отклик отраслевого сообщества, который вызвал доклад о проекте на Второй научно-практической конференции «Минерально-сырьевая база металлов высоких технологий», организованной Всероссийским научно-исследовательским институтом минерального сырья им. Н.М. Федоровского (ФГБУ «ВИМС»), подтверждает, что запуск производства на Удокане – долгожданное событие в российской горно-металлургической отрасли.

Местоположение и горно-геологические особенности

Удоканское месторождение меди расположено в Забайкальском крае, в Каларском муниципальном округе, в 40 км к юго-востоку от районного центра с. Чара, в 23 км к югу от пгт. Новая Чара и одноименной железнодорожной станции Восточно-Сибирской железной дороги Байкало-Амурской магистрали (БАМ), в 650 км к северо-востоку от столицы края – Читы.

Каларский округ характеризуется суровыми природно-климатическими условиями и приравнен к районам Крайнего Севера. Удоканское месторождение расположено в высокогорной части хребта Удокан Олекмо–Витимской горной страны. Район месторождения характеризуется высокогорным интенсивно расчлененным рельефом и высокой сейсмичностью. Климат в районе месторождения резко континентальный с очень холодной и продолжительной зимой и коротким жарким летом. Месторождение расположено в области сплошного развития многолетнемерзлых пород. Абсолютные отметки поверхности в пределах участка работ составляют 1500-2100 м. Характерны сглаженные водоразделы, покрытые элювиальными глыбовыми россыпями. Склоны гор крутые, большей частью покрытые крупно- и среднеглыбовыми осыпями. Относительные превышения составляют 300-600 м.

Углы падения рудных тел определяются характером структуры меденосного горизонта, имеющего вид замкнутой синклинали с опрокинутым южным крылом. В соответствии с этим на западном фланге Удоканского месторождения рудные тела имеют субгоризонтальное до пологого залегание от 1° до 20°. На северном и восточном флангах в приповерхностной части рудные тела имеют падение от 38° до 40°, постепенно выполаживаясь с глубиной. Наиболее крутое падение (45–53°) рудные тела имеют на южном фланге.

Оценка запасов

Для Удоканского месторождения меди на сегодняшний день существуют два варианта оценки запасов руды, меди и серебра.

- Оценка минеральных ресурсов и рудных запасов по западным стандартам (кодекс JORC)
 - Подсчет запасов по российским стандартам, утвержденным ГКЗ РФ.
- Результаты такой оценки представлены в таблице.

Стандарт	Категория запасов	Способ отработки	Руда, млн т	Содержание CU, %	Медь, тыс. т	Содержание Ag, г/т	Серебро, т
Минеральные ресурсы JORC	ВСЕГО по месторождению	ОГР +ПГР	2755.0	0.97	26700.0	11.92	32841.6
Рудные запасы JORC	доказанные	ОГР	292.0	1.04	3100.0	8.9	2593.7
	вероятные		1147.5	1.05	12000.0	11.2	12884.7
	ИТОГО		1439.5	1.05	15100.0	10.8	15478.4
ГКЗ	В+С ₁ +С ₂	ОГР	1137.0	1.34	15222.0	11.34	12893.0
	В+С ₁ +С ₂	ПГР	243.7	2.00	4874.0	17.34	4226.0
	ВСЕГО по месторождению	ОГР +ПГР	1380.7	1.46	20096.0	12.40	17119.0

С 2010 по 2014 гг. в рамках заверочных работ на Удоканском месторождении было пробурено 75 тысяч погонных метров геологических, гидрогеологических и геомеханических скважин. Также было пройдено 1 240 м заверочных канав и переопробовано около 2 500 м подземных горных выработок. Для проведения аналитических работ было отобрано более 18 тыс. бороздовых и керновых проб. По результатам было разработано и утверждено ТЭО кондиций и утверждены запасы для открытого и подземного способа разработки.

В сентябре 2018 года Центральная комиссия по разработке месторождений твердых полезных ископаемых согласовала технический проект освоения Удоканского месторождения меди и строительства ГМК «Удокан». В октябре того же года первая очередь комбината получила положительное заключение государственной экологической экспертизы. Положительное заключение Главгосэкспертизы на строительство первой очереди ГМК «Удокан» было выдано 12 декабря 2018 г. В 2019 г. начато строительство ГМК «Удокан» и сопутствующей инфраструктуры.

Уникальность минерального состава

Удоканское месторождение уникально по сложности минерального состава – руды по всему месторождению характеризуются различным содержанием окисленных и сульфидных минералов.

На месторождении нет классической зоны окисления. Она в современном виде представлена фрагментами былой зоны окисления, сформировавшейся в доледниковое время и сохранившейся в настоящее время по разломам и зонам повышенной трещиноватости. Для различных участков ее мощность по вертикали от дневной поверхности изменяется в очень широких пределах – от 5 до 350 м. В то же время сульфидная минерализация встречается на поверхности, а окисленные минералы меди зафиксированы на глубинах до 800 м. Поверхностное (современное) окисление проявлено очень слабо, носит пленочный характер.

Классификация руд месторождения:

- сульфидные – с содержанием окисленной меди <30%;
- смешанные – с содержанием окисленной меди 30-70%;
- окисленные – с содержанием окисленной меди >70%.

По минеральному составу в соответствии с устойчивыми природными ассоциациями сульфидные руды были разделены на борнит-халькозиновую и пирит-халькопиритовую минеральные разновидности. Среди окисленных руд по преобладающей форме меди выделяют карбонатные, сульфатно-карбонатные, сульфатные и сульфатно-карбонатно-гидроксидные минеральные разновидности. В объеме месторождения абсолютно преобладают руды смешанного состава, борнит-халькозиновые карбонатно-сульфатные.

Главными рудными сульфидами являются халькозин, борнит, в подчиненных количествах встречается халькопирит, меньше распространен ковеллин. С сульфидами тесно ассоциируют оксиды железа – магнетит, гематит, мартит.

Минеральный состав окисленных руд сложен, основными минералами в них являются малахит, брошантит и антлерит, подчиненное значение играют азурит, хризоколла и водорастворимый сульфат меди халькантит, небольшой объем в балансе занимают самородная медь и оксиды меди (куприт, тенорит).

Невозможно выделить и отдельно оконтурить сульфидные и оксидные руды. Поэтому невозможно как добывать разные типы руд по отдельности, так и разделять их для переработки после добычи. Эти факторы влияют на показатели извлечения металлов в процессе переработки. Чтобы обеспечить оптимальные технико-экономические показатели проекта, потребовалось создать принципиально новую технологическую схему переработки упорных окисленных руд флотационно-гидрометаллургическим способом.

Технология переработки

Работы по изучению технологической обогатимости медьсодержащих руд Удокана начались еще в 60-х годах прошлого столетия. Однако уникальность минерального состава руд не позволяла долгое время определить оптимальный вариант технологии переработки. Отсутствие системного распределения сульфидных и окисленных минералов в рудных проявлениях месторождения, сделало невозможной задачу применения традиционных способов переработки руд с селективной выемкой или предварительным разделением сырья по технологическим типам.

Сложный состав руд Удоканского месторождения требовал проведения исследований по технологической обогатимости руд не только в формате лабораторного тестирования, но и в режиме пилотных испытаний. Для разработки оптимальной технологии, определения прогнозируемых технологических показателей извлечения металлов и определения экономической целесообразности строительства горнодобывающего предприятия в 2006 г. вблизи месторождения был построен опытно-промышленный комплекс (ОПК) НИТУ «МИСиС». На нем в полупромышленном масштабе проводились испытания различных технологических схем.

В 2011 году «Байкальская горная компания» (теперь – «Удоканская медь») приобрела ОПК и приступила к собственным технологическим исследованиям. В результате был разработан вариант комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки.

На основе данных технологических исследований, выполненных ранее различными научно-исследовательскими институтами (Bateman, Fluor, «ТОМС инжиниринг», «Механобр инжиниринг», ФГУП «Гипроцветмет»), и результатов собственных полупромышленных испытаний на ОПК в 2018 г. был разработан технологический регламент. Этот документ стал основой для разработки проектной и рабочей документации для строительства технологического комплекса в составе обогатительной фабрики и гидрометаллургического завода.

Запатентованная технологическая схема переработки руды Удоканского месторождения предусматривает следующие основные процессы:

- рудоподготовка с одной стадией дробления и тремя стадиями измельчения;
- коллективная флотация с двумя стадиями флотационного обогащения при различных классах крупности;
- атмосферное серноокислотное выщелачивание сгущенного концентрата коллективной флотации для растворения окисленной меди;
- экстракция-реэкстракция, электролиз меди из серноокислотных растворов с получением товарной катодной меди марки М00К с содержанием чистой меди 99,99%;
- нейтрализация и доизмельчение кека атмосферного выщелачивания;
- сульфидная флотация кека атмосферного выщелачивания с получением товарного медного сульфидного концентрата марки КМ-0 с содержанием меди 45%.

Полученные в результате конечные продукты будут характеризоваться высоким уровнем качества. Сульфидный концентрат – низким содержанием примесей (As, Bi, Cd, Pb, Zn, Se, Te), а медные катоды будут соответствовать классу «А» по классификации Лондонской биржи металлов.

Текущий статус проекта

В настоящий момент практически завершено строительство корпусов технологического комплекса будущего ГМК, объектов энергетической и транспортной инфраструктуры.

Успешный ход реализации 1-й очереди комбината позволил «Удоканской меди» приступить к планированию расширения производства. В 2021 г. начата разработка международного технико-экономического обоснования по строительству 2-й очереди ГМК «Удокан». Мощность переработки 1-й очереди комбината составит 15 млн тонн руды в год с учетом потенциала оборудования. 2-я очередь увеличит совокупную перерабатывающую мощность комбината до 40 млн тонн руды в год.

Продолжаются научно-исследовательские работы не только по улучшению показателей технологического регламента 1-й очереди производства, но и поиску новых оптимальных технологий для 2-й очереди. Для полного моделирования технологических процессов 1-й очереди в 2021 г. проведена модернизация опытно-промышленной установки, в результате которой была выполнена замена всех флотационных машин, сгустителей и колонн противоточной декантации, а также части вспомогательного оборудования. За небольшой период работы модернизированной технологической схемы ОПУ уже проведены совместные полупромышленные испытания с разработчиком технологии НИИПИ ТОМС и поставщиком оборудования 1-й очереди Metso Outotec. Результаты испытаний подтвердили оптимальность разработанной технологии и уверенность в успешном промышленном освоении руд Удоканского месторождения.

Редакционно-издательский сектор (РИС) ВИМС.
119017, Москва, Старомонетный пер., д. 31. Тел. (495) 9515043
Компьютерная верстка: Е.О.Василёва, А.В.Барышников.
Отпечатано на ризографе в РИС ВИМС.

Подписано в печать 22.12.2021 г.
Формат 60×90 1/16. Усл. печ. л. 18,4
Тираж 100 экз. Заказ № 11.