МОСКОВСКИЙ МЕЖДУНАРОДНЫЙ КОНГРЕСС ОБОГАТИТЕЛЕЙ

Россия, Москва

ММКО-2025

ТЕЗИСЫ

MOSCOW INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS

Russia, Moscow

МИСИС
УНИВЕРСИТЕТ НАУКИ И ТЕХНОЛОГИЙ

ИПКОН РАН

ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПАРТНЁР

Металлоинвест

ГЕНЕРАЛЬНЫЙ СПОНСОР

БАКОР
ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИННОВАЦИИ ДЛЯ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ

СПОНСОРЫ

ЭРГА

NORD ENGINEERING

TAPP GROUP

АЛМАЗИНТЕХ
КОНСУЛЬТАЦИИ И ИНЖИНИРИНГ

ИНСТИТУТ ТОМС
www.tomsmineral.ru

СПЕЦМАШ

ИНФОРМАЦИОННАЯ ПОДДЕРЖКА

Горная Биржа

«Руда и Металлы»
Издательский дом

ГОРНАЯ КНИГА

ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ АВТОНОМНОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ «НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ «МИСИС»

ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ НАУКИ «ИНСТИТУТ ПРОБЛЕМ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ НЕДР ИМЕНИ АКАДЕМИКА Н.В. МЕЛЬНИКОВА РАН» (ИПКОН РАН)

МОСКОВСКИЙ МЕЖДУНАРОДНЫЙ КОНГРЕСС ОБОГАТИТЕЛЕЙ

Россия, Москва
11-14 марта 2025 г.

ММКО-2025

ТЕЗИСЫ

МОСКВА 2025

УДК 662.7
ББК 33.4
Ч-18

Составитель
Академик РАН
В.А. Чантурия

Ч-18 **Тезисы Московского Международного Конгресса Обогатителей (ММКО-2025).** – М.: Издательский Дом «Графит», 2025. – 350 с.

В сборнике представлены материалы докладов руководителей и специалистов ведущих промышленных предприятий, университетов, научно-исследовательских, проектных и инжиниринговых организаций в сфере обогащения и переработки полезных ископаемых и техногенного сырья.

Представлены результаты исследований и разработок, научно-технические решения по совершенствованию технологий обогащения и комбинированных процессов переработки руд черных, цветных, редких, редкоземельных и благородных металлов, алмазов, горнохимического и техногенного сырья. Результаты исследований направлены на повышение комплексности использования минерального сырья и снижение негативного воздействия на окружающую среду.

Материалы Конгресса могут быть рекомендованы для специалистов горно-металлургического комплекса, научно-педагогических работников, аспирантов, студентов и всех заинтересованных лиц.

ISBN 978-5-6047564-7-8

© Составление – Чантурия В.А.
© Компьютерная верстка – Чистякова Л.Е.

NATIONAL UNIVERSITY OF SCIENCE
AND TECHNOLOGY MISIS

INSTITUTE OF COMPREHENSIVE EXPLOITATION
OF MINERAL RESOURCES RUSSIAN ACADEMY OF SCIENCES

MOSCOW INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS (MIMPC-2025)

Moscow, Russia
March 11-14, 2025

MIMPC-2025

ABSTRACTS

MOSCOW 2025

ОРГКОМИТЕТ

ПРЕДСЕДАТЕЛЬ ОРГКОМИТЕТА	
Чантурия В.А.	академик РАН, д.т.н., советник РАН, председатель Научного совета РАН по проблемам обогащения полезных ископаемых, главный научный сотрудник ИПКОН РАН им. Н.В. Мельникова
СОПРЕДСЕДАТЕЛЬ ОРГКОМИТЕТА	
Филонов М.Р.	д.т.н., профессор, проректор по науке и инновациям НИТУ МИСИС
СЕКРЕТАРИ ОРГКОМИТЕТА	
Николаев А.А.	к.т.н., доцент, ученый секретарь кафедры Обогащения и переработки полезных ископаемых и техногенного сырья НИТУ МИСИС
Чекушина Т.В.	к.т.н., доцент, ученый секретарь Научного совета РАН по проблемам обогащения полезных ископаемых, ведущий научный сотрудник ИПКОН РАН
ЧЛЕНЫ ОРГКОМИТЕТА	
Александрова Т.Н.	член-корреспондент РАН, д.т.н., заведующий кафедрой Обогащения полезных ископаемых, СПГУ императрицы Екатерины II
Бернт Д.Д.	д.т.н., учёный секретарь, НТЦ «Бакор»
Бисвал С.К.	профессор, Институт технологии минералов и материалов (Бхубанешвар, Индия)
Воробьев А.Г.	д.э.н., профессор, шеф-редактор ИД Руда и металлы
Горячев Б.Е.	д.т.н., профессор, кафедра Обогащения и переработки полезных ископаемых и техногенного сырья НИТУ МИСИС
Игнаткина В.А.	д.т.н., профессор, кафедра Обогащения и переработки полезных ископаемых и техногенного сырья НИТУ МИСИС
Исмагилов Р.И.	директор по техническому развитию ООО УК «МЕТАЛЛОИНВЕСТ»
Конюхов Ю.В.	д.т.н., профессор, заведующий кафедрой Обогащения и переработки полезных ископаемых и техногенного сырья НИТУ МИСИС
Королев М.Н.	заместитель генерального директора по инновационно-техническому развитию НТЦ «Бакор»
Коротченко Н.А.	директор информационно-маркетингового центра НИТУ МИСИС
Котунов С.В.	куратор отдела стратегического развития НПО «ЭРГА»
Кузнецов А.В.	генеральный директор ООО «НОРД Инжиниринг»
Курков А.В.	д.т.н., главный научный сотрудник – советник генерального директора по технологии, ФГБУ «ВИМС»
Кэцзян Ли	профессор, Институт металлургической и экологической инженерии (Пекин, КНР)
Лилеев А.С.	д.ф.-м.н., профессор, кафедра Физического материаловедения, НИТУ МИСИС
Лохов Д.С.	генеральный директор и основатель компании TAPP Group

ОРГКОМИТЕТ

Лукичёв С.В.	д.т.н., директор ГоИ КНЦ РАН
Ляхомский А.В.	д.т.н., профессор, кафедра Энергетики и энергоэффективности горной промышленности, НИТУ МИСИС, Почетный работник науки и техники РФ, Почетный наставник РФ
Миненко В.Г.	д.т.н., доцент, заведующий лабораторией Теории разделения минеральных компонентов, ИПКОН РАН
Морозов В.В.	д.т.н., профессор, кафедра Общей и неорганической химии, НИТУ МИСИС
Мясков А.В.	д.э.н., профессор, директор Горного института, НИТУ МИСИС
Николаев А.А.	к.т.н., доцент, ученый секретарь кафедры Обогащения и переработки полезных ископаемых и техногенного сырья НИТУ МИСИС
Ногаева К.А.	д.т.н., профессор, кафедра Обогащение полезных ископаемых и металлургические процессы, КГТУ им. И. Раззакова (Бишкек, Кыргызстан)
Ню Тхи Ким Зунг	д.т.н., профессор, заведующий кафедрой Обогащения полезных ископаемых и металлургические процессы, Ханойский Университет Горного Дела и Геологии (Вьетнам)
Опалев А.С.	к.т.н., заместитель директора по научной работе, ведущий научный сотрудник, ГоИ КНЦ РАН
Панайотов В.Т.	д.т.н., профессор, Геологический университет им. Св. Ивана Рыльски (София, Болгария)
Самадова Г.М.	профессор, кафедра Разработки месторождений полезных ископаемых, Таджикский горно-металлургический институт (Чкаловск, Республика Таджикистан)
Сенченко А.Е.	генеральный директор ООО НИИПИ «ТОМС» (Институт ТОМС)
Скрипилов А.П.	директор филиала ООО «НПК «ЛЭМЗ-ОГМК»
Соглаев С.Н.	генеральный директор ОАО «Доломит» (Минск, Республика Беларусь)
Тарасов В.П.	д.т.н., профессор, заведующий кафедрой Цветных металлов и золота, директор Центра инжиниринга промышленных технологий, НИТУ МИСИС
Телков Ш.А.	профессор, кафедра Металлургии и обогащения полезных ископаемых, Горно-металлургический Институт имени О.А. Байконурова (Алматы, Республика Казахстан)
Чантурия Е.Л.	д.т.н., профессор, кафедра Обогащения и переработки полезных ископаемых и техногенного сырья, НИТУ МИСИС
Шехирев Д.В.	к.т.н., доцент, кафедра Обогащения и переработки полезных ископаемых и техногенного сырья, НИТУ МИСИС
Ханна Рита	профессор, Университет Нового Южного Уэльса (Кенсингтон Австралия)
Чекушина Т.В.	к.т.н., доцент, ученый секретарь Научного совета РАН по проблемам обогащения полезных ископаемых, ведущий научный сотрудник ИПКОН РАН
Эпштейн С.А.	д.т.н., профессор, руководитель НУИЛ «Физико-химии углей», НИТУ МИСИС

ORGANIZING COMMITTEE

CHAIRMAN OF THE ORGANIZING COMMITTEE	
Chanturia V.A.	Academician of the Russian Academy of Sciences, Doctor of Technical Sciences, Advisor to the Russian Academy of Sciences, Chairman of the Scientific Council of the Russian Academy of Sciences on the problems of mineral processing, chief scientific IPKON RAS named after. N.V. Melnikova
CO-CHAIRMAN OF THE ORGANIZING COMMITTEE	
Filonov M.R.	Doctor of Technical Sciences, Professor, Vice-Rector for Science and Innovation of NITU MISIS
SECRETARY OF THE ORGANIZING COMMITTEE	
Nikolaev A.A.	Ph.D., Associate Professor, Scientific Secretary of the Department of Mineral Processing and Industrial Waste Recycling
Chekushina T.V.	Ph.D., docent, Scientific Secretary of the Scientific Council of the Russian Academy of Sciences on the problems of mineral processing, leading researcher at IPKON RAS
MEMBERS OF THE ORGANIZING COMMITTEE	
Aleksandrova T.N.	Corresponding Member of the Russian Academy of Sciences, Doctor of Technical Sciences, Head of the Department of Mineral Processing, St. Petersburg State University of Empress Catherine II
Bernt D.D.	Doctor of Technical Sciences, Scientific Secretary of Scientific and Technical Center "Bakor"
Biswal S.K.	Professor, Institute of Mineral and Materials Technology (Bhubaneswar, India)
Vorobiev A.G.	Dan., Professor, Chief Editor of the Publishing House Ore and Metals
Goryachev B.E.	Doctor of Technical Sciences, Professor, Department of Mineral Processing and Industrial Waste Recycling, NUST MISIS
Ignatkina V.A.	Doctor of Technical Sciences, Professor, Department of Mineral Processing and Industrial Waste Recycling, NUST MISIS
Ismagilov R.I.	Director of Technical Development LLC Management Company "METALLOINVEST"
Konyukhov Yu.V.	Doctor of Technical Sciences, Professor, Head. Department of Mineral Processing and Industrial Waste Recycling, NUST MISIS
Korolev M.N.	Deputy General Director for Innovation and Technical Development of Scientific and Technical Center "Bakor"
Korotchenko N.A.	Director of the information and marketing center NUST MISIS
Kotunov S.V.	Curator of the strategic development department of NPO "ERGA"
Kuznetsov A.V.	General Director of NORD Engineering LLC
Kurkov A.V.	Doctor of Technical Sciences, Chief Researcher - Adviser to the General Director for Technology, Federal State Budgetary Institution "VIMS"
Kejiang Li	Professor, Institute of Metallurgical and Environmental Engineering (Beijing, China)
Lileev A.S.	Doctor of Physical and Mathematical Sciences, Professor, Department of Physical Materials Science, NUST MISIS
Lokhov D. S.	CEO and founder of TAPP Group
Lukichev S.V.	Doctor of Technical Sciences, Director of GoI KSC RAS

ORGANIZING COMMITTEE

Lyakhomsky A.V.	Doctor of Technical Sciences, Professor, Department of Energy and Energy Efficiency of the Mining Industry, NUST MISIS, Honorary Worker of Science and Technology of the Russian Federation, Honorary Mentor of the Russian Federation
Minenko V.G.	Doctor of Technical Sciences, Associate Professor, Head. Laboratory of Theory of Separation of Mineral Components, IPKON RAS
Morozov V.V.	Doctor of Technical Sciences, Professor, Department of General and Inorganic Chemistry, NUST MISIS
Myaskov A.V.	Doctor of Philosophy, Professor, Director of the Mining Institute, NUST MISIS
Nikolaev A.A.	Ph.D., Associate Professor, Scientific Secretary of the Department of Mineral Processing and Industrial Waste Recycling of NUST MISIS
Nogaeva K.A.	Doctor of Technical Sciences, Professor, Department of Mineral Processing and Metallurgical Processes, KSTU named after. I. Razzakova (Bishkek, Kyrgyzstan)
Nu Thi Kim Dung	Doctor of Technical Sciences, Professor, Head. Department of Mineral Processing and Metallurgical Processes, Hanoi University of Mining and Geology (Vietnam)
Opalev A.S.	Ph.D., Deputy Director for Research, Leading Researcher, GoI KSC RAS
Panayotov V.T.	Doctor of Technical Sciences, Professor, Geological University. St. Ivan Rylski (Sofia, Bulgaria)
Samadova G.M.	Professor, Department of Mineral Deposit Development, Tajik Mining and Metallurgical Institute (Chkalovsk, Republic of Tajikistan)
Senchenko A.E.	Director General of NIIPI “TOMS” LLC (TOMS Institute)
Skripilov A.P.	Director of the Branch of LLC “NPK “LEMZ-OGMK”
Soglaev S.N.	General Director of JSC Dolomit (Minsk, Belarus)
Tarasov V.P.	Doctor of Technical Sciences, Professor, Head. Department of Non-Ferrous Metals and Gold, Director of the Center for Engineering of Industrial Technologies, NUST MISIS
Telkov Sh.A.	Professor, Department of Metallurgy and Mineral Processing, Mining and Metallurgical Institute named after O.A. Baikonurova (Almaty, Republic of Kazakhstan)
Chanturia E.L.	Doctor of Technical Sciences, Professor, Department of Mineral Processing and Industrial Waste Recycling, NUST MISIS
Shekhirev D.V.	Ph.D., Associate Professor, Department of Mineral Processing and Industrial Waste Recycling, NUST MISIS
Rita Khanna	Professor, University of New South Wales (Kensington Australia)
Chekushina T.V.	Ph.D., docent, Scientific Secretary of the Scientific Council of the Russian Academy of Sciences on the problems of mineral processing, leading researcher at IPKON RAS
Epstein S.A.	Doctor of Technical Sciences, Professor, Head of NUIL “Physical Chemistry of Coals”, NUST MISIS

ОРГКОМИТЕТ БЛАГОДАРИТ ЗА ФИНАНСОВУЮ И ОРГАНИЗАЦИОННУЮ ПОДДЕРЖКУ КОНГРЕССА

СПОНСОРЫ КОНГРЕССА

МИСИС
УНИВЕРСИТЕТ НАУКИ И ТЕХНОЛОГИЙ

ИПКОН РАН

ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПАРТНЁР

Металлоинвест

ГЕНЕРАЛЬНЫЙ СПОНСОР

БАКОР
ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИННОВАЦИИ ДЛЯ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ

СПОНСОРЫ

ЭРГА®

NORD ENGINEERING

ИНСТИТУТ ТОМС
www.tomsmineral.ru

СПЕЦМАШ

АЛМАЗИНТЕХ
КОНСУЛЬТАЦИИ И ИНЖИНИРИНГ

TAPP GROUP™

ИНФОРМАЦИОННАЯ ПОДДЕРЖКА

Горная Биржа

«Руда и Металлы»
Издательский дом

ГОРНАЯ КНИГА

ORGANIZING COMMITTEE EXPRESES ITS APPRECATION ON THE FOLLOWING ORGANIZATIONS FOR THEIR SUPPORT

CONGRESS SPONSORS

MISIS UNIVERSITY OF SCIENCE AND TECHNOLOGY

ИПКОН РАН

GENERAL PARTNER

Metalloinvest

GENERAL SPONSOR

BAKOR
INDUSTRIAL INNOVATIONS FOR SUSTAINED DEVELOPMENT

SPONSORS

ERGA

NORD ENGINEERING

INSTITUTE TOMS
www.tomsmineral.ru

СПЕЦМАШ

ALMAZINTECH
consulting and engineering

TAPP GROUP

INFORMATION SUPPORT

Горная Биржа

«Руда и Металлы»
Издательский дом

ГОРНАЯ КНИГА

Металлоинвест

НАША МИССИЯ

Быть основой эволюции современной металлургии для будущих поколений

№1 В МИРЕ
по запасам железной руды

№1 В МИРЕ
по производству товарного горячебрикетированного железа – сырья для производства «зеленой» стали с низкими выбросами CO_2

№1 В РОССИИ
по производству железорудного концентрата и окатышей

ВЕДУЩИЙ производитель высококачественной стали

Реклама.

Металлоинвест

Металлоинвест – ведущая горно-металлургическая компания, мировой лидер по разведанным запасам железной руды по JORC (15,4 млрд тонн, около 150 лет эксплуатации при текущем уровне добычи). Компания является крупнейшим в мире производителем и поставщиком товарного горячебрикетированного железа (ГБЖ) – низкоуглеродного сырья для производства «зеленой» стали; занимает лидирующие позиции по производству железорудного концентрата, окатышей и высококачественной стали.

В Металлоинвест входят ведущие горно-обогатительные и металлургические комбинаты России – Лебединский ГОК и Михайловский ГОК им. А.В. Варичева, Оскольский электрометаллургический комбинат им. А.А. Угарова, УралМетКом, а также активы, обеспечивающие сервисное обслуживание и поставку сырьевых материалов горнорудным и металлургическим предприятиям.

Компания обеспечивает стабильную занятость более 37 тысяч сотрудников и стремится поддерживать благоприятную социальную среду в регионах присутствия и на каждом из своих предприятий.

www.metalloinvest.com

Metalloinvest

OUR MISSION

Reshaping the future of Metals and Mining Industry for next generations

#1 worldwide
by iron ore reserves

#1 worldwide
by commercial HBI production — a low-carbon raw material used to produce green steel

#1 in Russia
iron ore concentrate and pellets producer

The leading producer of high quality steel

metalloinvest.com

Advertisement

Metalloinvest

Metalloinvest is a leading metals and mining company and the global leader in proven iron ore reserves on a JORCequivalent basis (15.4 billion tonnes and about 150 years of reserve life). The company is the world's largest producer and supplier of merchant hot briquetted iron (HBI) products, a low-carbon raw material used to produce green steel; Metalloinvest holds a leading position in the production of pellets, iron ore concentrate and high quality steel.

Metalloinvest comprises some of Russia's leading metals and mining enterprises, including Lebedinsky GOK, Andrey Varichev Mikhailovsky GOK, Alexey Ugarov OEMK and the Ural Scrap Company, as well as companies providing maintenance services and supplying raw materials to mining and steel enterprises.

The Company provides stable employment for more than 37,000 employees and strives to maintain a favourable social environment in the regions where it is present and at each of its enterprises.

www.metalloinvest.com

БАКОР

ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИННОВАЦИИ
ДЛЯ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ

НТЦ «Бакор» – российская компания, специализирующаяся на разработке, производстве и внедрении высокотехнологичного оборудования для различных отраслей промышленности по направлениям: фильтрация и обогащение, специальные огнеупоры, пылегазоочистка и промышленная автоматизация.

НТЦ «Бакор» предлагает комплексные решения для своих заказчиков: от проведения испытаний, подбора материалов, монтажа оборудования и выхода на плановые показатели до сервисного обслуживания. Такой подход позволяет выполнять проекты «под ключ» и взять заботу о проекте на любом или на всех этапах реализации.

НАПРАВЛЕНИЯ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ И ПРОИЗВОДИМОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

• **Оборудование для фильтрации и обогащения:** керамический дисковый фильтр (КДФ)**,** фильтрующие элементы «Секбор», горизонтальный пресс-фильтр (ГПФ), башенный пресс-фильтр (БПФ), патронный керамический фильтр (ПКФ), радиальный сгуститель, магнитный сепаратор, полипропиленовые плиты и фильтровальные ткани, полотна, салфетки.

• **Оборудование для пылегазоочистки и термического обезвреживания отходов:** фильтр керамический импульсный (ФКИ)**,**

центробежный фильтр, циклофильтр, установки термического обезвреживания отходов (УТО).

• **Огнеупоры и специальная керамика, в том числе продукция:** тигли, литейная оснастка, короба огнеупорные, капсели, феруллы и др.

• **Промышленная автоматизация:** многоуровневые системы АСУТП, системы диспетчерского контроля и управления (SCADA системы), цифровизация производственных процессов.

Компания также предлагает индивидуальные решения, адаптированные под специфические задачи заказчиков.

ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ МОЩНОСТИ И ПЛОЩАДКИ

НТЦ «Бакор» располагает современными производственными мощностями, оснащенными передовым оборудованием. Компания имеет 2 производственные площадки:

• Производство огнеупоров и фильтровальной керамики (г. Москва):

– 3 научно-исследовательских центра;

– Конструкторское бюро керамики и термических агрегатов;

– Производственная площадь 30 000 кв.м.;

– 11 высокотемпературных агрегатов (t до 1700°С), в том числе 2 тунельные печи;

– 340 единиц высокотехнологичного оборудования: использование всех доступных технологий для производства специальной керамики;

– Ситуационный центр и сервисная служба.

• Машиностроение, производство комплектующих (г. Вологда):

– Проектно-конструкторское бюро машиностроения;

– Лаборатория промышленной автоматизации и цифровизации;

– Подразделение АСУТП и промышленных установок;

Опытно-промышленный центр обогащения;

– Производственная площадь в г. Вологда 54 000 кв.м.;

– 500 единиц оборудования для обработки металлов.

ОТРАСЛИ ПРОМЫШЛЕННОСТИ, ГДЕ ПРИМЕНЯЕТСЯ ПРОДУКЦИЯ НТЦ «БАКОР»:

– Горно-обогатительная промышленность;

– Горнорудная промышленность,

– Горнометаллургическая промышленность,

– Металлургия черная и цветная промышленность,

– Химическая и нефтехимическая промышленность,

– Угольная промышленность,

– Атомная промышленность,

– Жилищно-коммунальное хозяйство и др.

ПРЕИМУЩЕСТВА РАБОТЫ С КОМПАНИЕЙ

1. Комплексный подход: разработка полноценного решения для проработки задачи заказчика.

2. Инновации: постоянное внедрение новых технологий и разработок.

3. Качество: строгий контроль на всех этапах производства.

4. Индивидуальный подход: создание решений под конкретные задачи заказчика.

5. Надежность: долговечность и высокая производительность оборудования.

6. Сервис: комплексное обслуживание, включая монтаж, пусконаладку и техническую поддержку.

НАГРАДЫ, ПАТЕНТЫ, ОПЫТ И ЗАКАЗЧИКИ

НТЦ «Бакор» имеет множество наград и патентов, подтверждающих инновационный подход и высокое качество продукции. Компания активно сотрудничает с ведущими предприятиями России и зарубежья, включая крупные корпорации в горно-обогатительной, нефтегазовой, энергетической и химической отраслях. Среди заказчиков – Норникель, Северсталь, НЛМК, Ростатом, ФосАгро, Казхром, Евраз и другие.

Опыт компании, насчитывающий более 30 лет, позволяет ей успешно реализовывать сложные проекты и оставаться лидером в своей области. НТЦ «Бакор» продолжает развиваться, расширяя географию поставок и внедряя новые технологии для повышения эффективности и экологичности производства.

www.ntcbakor.ru
info@ntcbakor.ru
8(495)212-10-68

Технологический тур на предприятие

ММКО-2025

«ЭРГА» (www.erga.ru) – компания занимающаяся проектированием и производством высокотехнологичных решений в области сепарации различных минералов для горнодобывающей и перерабатывающей отраслей. Наш подход к бизнесу – это гармоничное объединение локального производства, высокого уровня качества и ориентации на потребности наших партнёров.

Оборудование «ЭРГА» востребовано не только в России, но и за её пределами – география экспортных поставок охватывает 35 стран мира, включая ЕАЭС, Южную Америку, Африку. В условиях актуальных экономических вызовов компания активно развивает направление импортозамещения, предлагая отечественные решения не уступающие, а зачастую превосходящие в своём исполнении зарубежные аналоги.

Компания располагает мощной научно-технической базой и успешно реализовала более 11 000 проектов. Собственный Тест-Центр «ЭРГА» располагает 50 единицами оборудования. Такой уровень оснащения позволяет разрабатывать эффективные решения на основании глубокого анализа потребностей клиента и исследования материала заказчика, обеспечивая требуемые результаты.

Компания ежегодно принимает участие в наиболее значимых отраслевых выставочных мероприятиях как на территории Российской Федерации, так и за рубежом. Конгрессы, форумы, конференции позволяют «ЭРГА» делиться опытом в реализации сложных задач по улучшению качественных и количественных показателей процессов обогащения.

Активная научно-исследовательская деятельность позволила «ЭРГА» пройти путь от производства магнитов до разработок с применением искусственного интеллекта и значительно расширить номенклатуру оборудования.

В рамках масштабной модернизации «ЭРГА» были переоборудованы производственные участки и значительно расширена площадь предприятия. Это обеспечивает высокую скорость и гибкость производства как для больших партий оборудования, так и крупногабаритных технологических линий.

Уже более 30 лет «ЭРГА» не просто следует стандартам отрасли, а создаёт их вместе со своими партнёрами.

ERGA (www.erga.ru) is a company designing and manufacturing high-tech solutions in the field of separation of various minerals for mining and processing industries. Our approach to business is a combination of local production, high level of quality and orientation to the needs of our partners.

ERGA products are in demand not only in Russia, but also abroad - the geography of export supplies covers 35 countries, including EAEU, South America and Africa. In the conditions of current economic challenges, the company actively develops the direction of import substitution, offering domestic solutions that are not inferior, and often superior in their performance to foreign analogues.

The company has a powerful scientific and technical base and has successfully implemented more than 11,000 projects. ERGA's own Test Center has 50 units of equipment. This level of equipment allows to develop effective solutions based on deep analysis of customer's needs and research of customer's material, providing the required results.

The company participates each year in the most significant industry exhibition events in Russian Federation and abroad. Congresses, forums and conferences allow the company to share its experience in the realization of complex tasks to improve the qualitative and quantitative performance of enrichment processes.

Active research and development activities enabled ERGA to grow from the production of magnets to artificial intelligence developments and significantly expand the range of equipment.

As part of the large-scale modernization of ERGA, production areas were renovated and the area of the facility was significantly expanded. This ensures high speed and flexibility of production both for large batches of equipment and large technological lines.

For more than 30 years, the company has been not just following industry standards, but creating them together with its partners.

ИНСТИТУТ

ТОМС

www.tomsmineral.ru

ИРКУТСК

ЛАБОРАТОРИЯ ОБОГАЩЕНИЯ

ЛАБОРАТОРИЯ МЕТАЛЛУРГИИ

АНАЛИТИЧЕСКАЯ ЛАБОРАТОРИЯ

ДЕПАРТАМЕНТ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

ГРУППА ИССЛЕДОВАНИЙ ЗОЛОТЫХ РУД

ГРУППА МИНЕРАЛОГИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ РУД

ГРУППА РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕГЛАМЕНТОВ

САНКТ-ПЕТЕРБУРГ

ДЕПАРТАМЕНТ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКОГО
АУДИТА И КОНСАЛТИНГА

664074, Россия, Иркутск,
ул. Лермонтова, 83/1, а/я 83

senchenko@tomsmineral.ru

+7 (3952) 405-301

INSTITUTE

TOMS

www.tomsmineral.ru

IRKUTSK

MINERAL PROCESSING LABORATORY

METALLURGICAL LABORATORY

ANALYTICAL LABORATORY

DESIGN DEPARTMENT

GOLD ORE TESTING GROUP

MINERALOGICAL TESTING GROUP

PROCESS DESIGN CRITERIA GROUP

SAINT PETERSBURG

DEPARTMENT OF MINING AND GEOLOGICAL AUDIT AND CONSULTING

664074 Russia, Irkutsk, Lermontova str., 83/1, p.o. box 83

senchenko@tomsmineral.ru

+7 (3952) 405-301

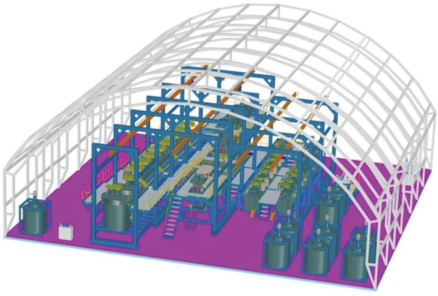
DEKREE GROUP

Проектирование и производство
обогатительного оборудования,
обогатительных комплексов.
Поставки оборудования «под ключ»

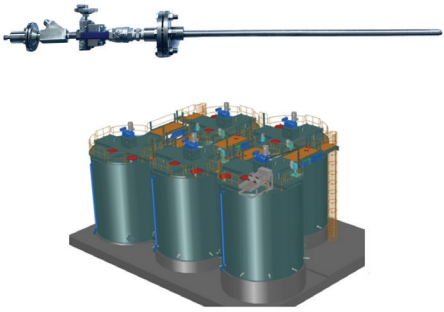
dekree.ru

Россия +7 (495) 145-70-32
Китай +86 10 596-487-68
info@dekree.ru

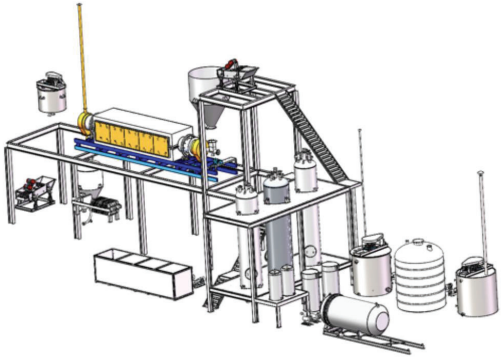
Проектирование обогатительных комплексов



Отделения чанового выщелачивания



Десорбция и электролиз, реактивация угля



Аффинажное оборудование

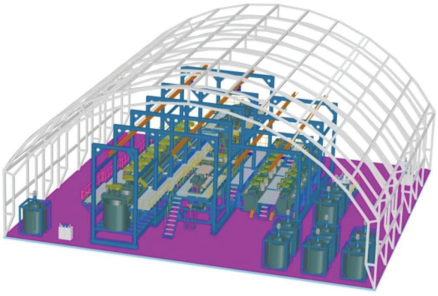
DEKREE GROUP

Design and production of mining equipment, processing complexes. Turnkey equipment supply.

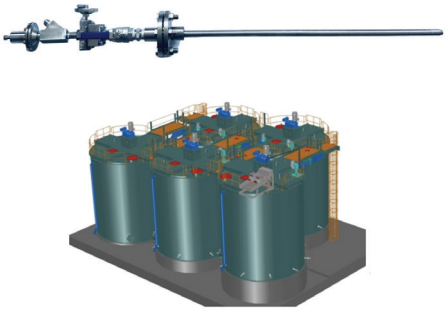
dekree.com

Russia +7 (495) 145-70-32
China +86 10 596-487-68
info@dekree.ru

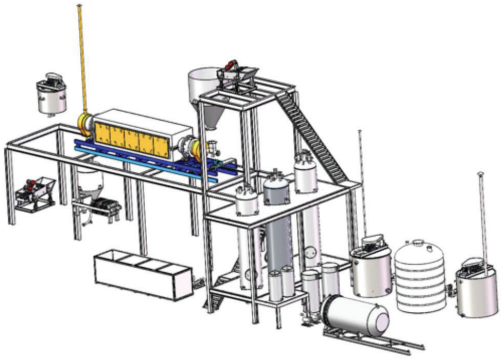
Design of processing complexes



Tank leaching complexes



Desorption and electrolysis, reactivation of coal



Refining equipment

Разработка, проектирование и внедрение технологий и оборудования для переработки минерального и техногенного сырья в горно-металлургической и химической областях промышленности

ООО «НОРД Инжиниринг» представляет собой современную инжиниринговую организацию, специализирующуюся на создании и внедрении передовых технологий в области переработки минерального и техногенного сырья. Компания активно занимается разработкой инновационных решений, направленных на оптимизацию процессов обогащения и переработки, что способствует повышению эффективности и устойчивости производств.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ БЮРО

Технологическое бюро компании выполняет комплексные научно-исследовательские работы (НИР), охватывающие весь спектр исследований – от изучения вещественного состава руд и сырья, включая минералогический состав и физико-механические свойства, до моделирования технологических процессов обогащения, пирометаллургии и гидрометаллургии.

В рамках своей деятельности бюро осуществляет технологические расчеты и математическое моделирование процессов с использованием современного программного обеспечения от международных разработчиков, таких как HSC Chemistry, USIMPAC, JKSimMet, IsoCalc и FactStage. Это позволяет достигать высокой точности и надежности в проектировании технологических схем.

Компания разрабатывает современные технологии, технологические регламенты, технико-экономические обоснования (ТЭО) и стратегии развития производств. Проводятся укрупненно-лабораторные испытания, а также осуществляется сопровождение опытно-промышленных испытаний на производственных площадках Заказчиков.

ООО «НОРД Инжиниринг» оказывает услуги по сопровождению крупных инвестиционных проектов в качестве Инженера Заказчика. В эту деятельность входит непрерывное консультирование Заказчика, экспертиза и приемка технологической и проектной документации, а также участие в пусконаладочных работах.

Моделирование физических процессов методом конечных элементов осуществляется в среде ANSYS, что позволяет разрабатывать узлы оборудования и конструкторскую документацию с высокой степенью детализации.

Разработка базового инжиниринга для горнометаллургических производств и поставки технологии оборудования также являются важными направлениями работы компании.

ПРОЕКТНОЕ БЮРО

Проектное бюро компании занимается разработкой основных технических решений, проектной и рабочей документации для строительства промышленных объектов. Специалисты компании имеют опыт проектирования опасных и особо опасных объектов, включая проекты, реализуемые в условиях высокой сейсмической активности (до 9 баллов) и вечномерзлых грунтов.

Проектирование осуществляется с применением технологий информационного моделирования (BIM) и специализированного программного обеспечения: Autodesk Revit, Tekla Structure для BIM моделирования, Lira 10 и Старт-Проф для расчетов конструкций и трубопроводов. Координация BIM-моделей и проверка на коллизии выполняются в Autodesk Navisworks.

Компания обеспечивает сопровождение всех экспертиз и слушаний, а также осуществляет авторский надзор, строительный и проектный контроль на площадке, что гарантирует высокое качество выполнения работ и соответствие проектной документации действующим нормам и стандартам.

Ключевыми Заказчиками ООО «НОРД Инжиниринг» являются такие компании, как ООО «Удоканская медь», Группа «Металлоинвест», Холдинг «ЕВРАЗ», ПАО «ГМК «Норильский никель», Холдинг «УГМК», Холдинг «Русская медная компания», АО «Алмалыкский ГМК», ТОО «Казахмыс Смэлтинг», АО «СТ-Элементы», ООО «Ермаковское».

Development, design, and implementation of technologies and equipment for the processing of mineral and technogenic raw materials in the mining, metallurgy, and chemical industries

NORD Engineering LLC is a modern engineering organization specializing in the creation and implementation of advanced technologies for the processing of mineral and technogenic raw materials. The company is actively engaged in the development of innovative solutions aimed at optimizing enrichment and processing processes, thereby enhancing the efficiency and sustainability of production.

TECHNOLOGICAL DEPARTMENT

The technological department conducts comprehensive scientific research (R&D) covering a wide range of studies from the examination of the material composition of ores and raw materials, including mineralogical composition and physicomechanical properties, to the modeling of technological processes in enrichment, pyrometallurgy, and hydrometallurgy.

Within its activities, the department performs technological calculations and mathematical modeling of processes using modern software from international developers such as HSC Chemistry, USIMPAC, JKSimMet, IsoCalc, and FactStage. This enables high precision and reliability in the design of technological schemes.

The company develops modern technologies, technological regulations, feasibility studies (FS), and production development strategies. Integrated laboratory tests are conducted, and support is also provided for pilot industrial tests at the customers' production sites.

NORD Engineering LLC offers services for supporting large investment projects as a Customer Engineer. This includes a continuous consulting for a customer, examination and acceptance of technological and design documentation, as well as participation in commissioning activities.

Modeling of physical processes using the finite element analysis is carried out with ANSYS that allows to develop equipment components and design documentation with a high degree of detail.

The development of basic engineering for metallurgical production and technological equipment supply are also important areas of the company's work.

DESIGN DEPARTMENT

The design department of the company is engaged in the development of fundamental technical solutions, design and detailed documentation for the construction of industrial facilities. The specialists of the company have experience in designing hazardous and particularly hazardous facilities, including the projects implemented in conditions of high seismic activity (up to 9 scores) and ermanently frozen soils.

Designing is carried out using Building Information Modeling (BIM) technologies and specialized software i.e., Autodesk Revit, Tekla Structures for BIM modeling, Lira 10 and Start-Pro for structural and pipeline calculations. Coordination of BIM models and collision detection are performed using Autodesk Navisworks.

The company ensures the support of all expert evaluations and hearings, as well as performs construction design supervision and project control on-site, which guarantees high quality of work and compliance of design documentation with current norms and standards.

Key clients of NORD Engineering LLC include companies such as Udokan Copper LLC, Metalloinvest Holding, EVRAZ PLC, Norilsk Nickel OJSC, UMMC OJSC, Russian Copper Company JSC, Almalyk Mining and Metallurgical Complex JSC, Kazakhmys Smelting LLP, ST-Elements JSC and Ermakovskoye LLC.

«СПЕЦМАШ» – современная машиностроительная компания с многопрофильным производством полного цикла, специализирующаяся на разработке и производстве оборудования для горнодобывающей, угольной, железнодорожной и нефтегазовой промышленностей.

«Спецмаш» является поставщиком и производителем оборудования и услуг для горно-обогатительных предприятий Российской Федерации и СНГ:

• Проектирование технологических линий «под ключ»;

• Производство и поставка оборудования для обогащения руд, угля включая:

– Вибрационное оборудование (грохоты, питатели);

– Флотационное оборудование;

– Магнитная сепарация.

ВОЗМОЖНОСТИ КОМПАНИИ «СПЕЦМАШ»:

• Проведение научно-исследовательских работ;

• Базовый и детальный инжиниринг;

• Разработка проектной документации;

• Проведение технологических аудитов фабрик;

• Разработка конструкторской документации;

• Комплексные решения с АСУТП;

• Производство оборудования, запасных частей и металлоконструкций;

• Проведение шеф-монтажных и пуско-наладочных работ;

• Гарантийное и постгарантийное сервисное обслуживание.

ПРЕИМУЩЕСТВО «СПЕЦМАШ»:

Сопровождение проектов на стадии технико-коммерческого предложения и реализации

• Подбор оборудования исходя из требований технического задания

• Собственный конструкторский отдел – гибкость конструкции оборудования

• Собственный отдел автоматизации – подбор КИП и АСУ ТП, разработка рабочей документации

Сервис

• Шеф-монтажные и пусконаладочные работы;

• Вывод на проектные показатели;

• Пост-продажное обслуживание (запасные части и модернизация).

Технологическое сопровождение на всех стадиях проекта

“Specmash” is a modern engineering company with a full cycle of multi-profile production, specializing in the development and production of equipment for the mining, coal, railway and oil and gas industries.

“Specmash” is a supplier and manufacturer of equipment and services for mining and processing enterprises of the Russian Federation and the CIS:

• Design of turnkey process lines;

• Production and supply of equipment for ore and coal beneficiation, including:

– Vibration equipment (screens, feeders);

– Flotation equipment;

– Magnetic separation.

COMPANY CAPABILITIES:

• Carrying out research and development work;

• Basic and detailed engineering;

• Development of design documentation;

• Carrying out technological audits of enterprises;

• Development of design documentation;

• Integrated solutions using automated process control systems;

• Production of equipment, spare parts and metal structures;

• Installation supervision and commissioning;

• Warranty and post-warranty service.

COMPANY ADVANTAGES:

Project support at the stage of technical and commercial proposal and implementation

• Selection of equipment based on the requirements of the technical specifications

• Own design department - flexibility of equipment design

• Own automation department – selection of instrumentation and automated process control systems, development of working documentation

Service

• Installation supervision and commissioning

• Bringing to design indicators, providing technological guarantees

• Service maintenance (spare parts and modernization)

Technological support at all stages of the project

АЛМАЗИНТЕХ
КОНСУЛЬТАЦИИ И ИНЖИНИРИНГ

КОМПАНИЯ «АЛМАЗИНТЕХ» УЧРЕЖДЕНА В МАЕ 2002 ГОДА физическими лицами, ранее работавшими в АК «АЛРОСА» на уровне главных специалистов и заместителей генерального директора в областях горного дела, геологии и обогащения.

В штат Компании входят специалисты, имеющие богатый опыт работы на крупных горнодобывающих предприятиях, осуществляющих добычу золота и алмазов в условиях Крайнего Севера России и странах Африки.

Специалисты компании производили все виды геологических работ, разрабатывали коренные и россыпные месторождения, проектировали, строили, запускали и эксплуатировали обогатительные фабрики.

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ:

1. Геологический, технологический и технический аудит, комплексная оценка и консалтинг геологоразведочных и добывающих предприятий в России и за рубежом.

2. Проектирование и операторское сопровождение геологоразведочных работ и действующих добывающих предприятий.

3. Привлечение инвестиций в горные проекты.

4. Научно-исследовательские и опытно-конструкторские работы по горным и добывающим технологиям (инновационные технологии).

ЗАКАЗЧИКИ УСЛУГ КОМПАНИИ «АЛМАЗИНТЕХ»:

– АК «АЛРОСА»
– ОАО «АЛРОСА-Нюрба»
– ОАО «Севералмаз»
– ОАО Урал Алмаз (Leviev group)
– ОАО «Архангельскгеолдобыча»
– ОАО «Алмазы Анабара»
– АП «Какуала»
– ГРО «КАТОКА»
– ГРУППА «КРОКУС»
– «РУССКАЯ ПЛАТИНА»
– «Селигдар» ПАО
– Central Asia Gold AB
– ОАО «Полюс золото»
– Компания «Петропавловск» (Питер Хамбро Майнинг)
– ИГ «Русские фонды»
– UFG
– Highland Gold Mining Limited
– Компания «РЕНОВА»
– «Альфа»-групп
– ЕСН группа
– «Русолово» ПАО

www.almazintech.ru

ALMAZINTECH
consulting and engineering

ALMAZINTECH WAS ESTABLISHED IN MAY 2002 by individuals who previously worked at ALROSA as chief specialists and deputy general directors in the fields of mining, geology, and ore dressing.

The company's staff includes specialists with extensive experience working at large mining enterprises that mine gold and diamonds in the Far North of Russia and African countries.

The company's specialists have performed all types of geological work, developed primary and placer deposits, and designed, built, launched, and operated ore dressing plants.

MAIN ACTIVITIES:

1. Geological, technological, and technical audits, comprehensive assessments, and consulting for geological exploration and mining enterprises in Russia and abroad.

2. Design and operational support for geological exploration work and operating mining enterprises.

3. Attracting investments in mining projects.

4. Research and development of mining technologies (innovative technologies).

CUSTOMERS OF SERVICES OF ALMAZINTECH COMPANY:

– AK ALROSA
– OJSC ALROSA-Nyurba
– OJSC Severalmaz
– OJSC Ural Almaz (Leviev group)
– OJSC Arkhangelskgeoldobycha
– OJSC Almazy Anabara
– AP Kakuala
– GRO KATOKA
– GRO CROCUS
– RUSSIAN PLATINUM
– Seligdar PJSC
– Central Asia Gold AB
– OJSC Polyus Gold
– Petropavlovsk Company (Peter Hambro Mining)
– IG Russian Funds
– UFG
– Highland Gold Mining Limited
– RENOVA Company
– Alfa Group
– ESN Group
– "Rusolovo" PJSC

www.almazintech.ru

TAPP GROUP
TECHNOLOGICAL ADVANCE FOR PLANT PRODUCTIVITY

ИНЖИНИРИНГОВАЯ КОМПАНИЯ

ИНЖИНИРИНГ

Мы предлагаем комплексный подход к решению задач обогатительных предприятий – от детального аудита, до полного внедрения и обслуживания оборудования.

- аудит и диагностика
- разработка и проектирование
- модернизация и интеграция
- производство, монтаж и пусконаладочные работы
- сервис и обучение

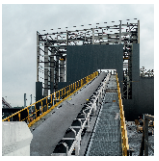
Внедрение наших технологий позволяет увеличить производительность предприятий и достичь высоких показателей.

КТО МЫ

Компания TAPP Group – ведущая инжиниринговая компания, специализирующаяся на разработке и внедрении инновационных решений для обогатительных предприятий. Мы работаем в различных отраслях промышленности:

- угольная;
- металлургическая;
- рудная;
- химическая.

Реализовано более 450 объектов



ОБОРУДОВАНИЕ И ЗИП

- Грохоты TAPP Screen
- Дробильное оборудование
- Сепараторы
- Флотационное оборудование
- Фильтр-прессы
- Гидроциклоны
- Радиальные сгустители
- Центрифуги
- Питатели
- Шламовые насосы
- Запорная арматура
- Футеровочные материалы
- Расходные материалы

Наши принципы – индивидуальный подход, технологическое лидерство и полная прозрачность на всех этапах реализации проекта. Мы создаем решения, которые не только повышают производительность, но и снижают эксплуатационные затраты, обеспечивая безопасность и экологичность производственных процессов.

+7 (910) 320 27 52
info@tapp-group.ru
tapp-group.ru

Сканируйте QR-код, чтобы ознакомиться со списком наших реализованных объектов

TAPP GROUP

TECHNOLOGICAL ADVANCE FOR PLANT PRODUCTIVITY

ENGINEERING COMPANY

ENGINEERING SOLUTIONS

We offer a comprehensive approach to solving challenges faced by mineral processing plants—from detailed audits to full-scale implementation and maintenance of equipment.

- Audit and Diagnostics
- Design and Engineering
- Modernization and Integration
- Manufacturing, Installation, and Commissioning
- Service and Training

The implementation of our technologies enhances plant productivity and achieves high-performance indicators.

WHO WE ARE

TAPP Group is a leading engineering company s pecializing in the development and implementation of innovative solutions for mineral processing plants. We operate across various industries:

- Coal
- Metallurgical
- Ore processing
- Chemical

450+ Projects Implemented

EQUIPMENT AND SPARE PARTS

- TAPP Screen Vibrating Screens
- Crushing Equipment
- Separators
- Flotation Equipment
- Filter Presses
- Hydrocyclones
- Radial Thickeners
- Centrifuges
- Feeders
- Slurry Pumps
- Shut-off Valves
- Lining Materials
- Consumables

OUR PRINCIPLES

We adhere to an individualized approach, technological leadership, and full transparency at every stage of project execution. Our solutions not only enhance productivity but also reduce operating costs while ensuring safety and environmental sustainability in production processes.

+7 (910) 320 27 52
info@tapp-group.ru
tapp-group.ru

Scan the QR code to explore our portfolio of completed projects.

МОСКОВСКИЙ МЕЖДУНАРОДНЫЙ КОНГРЕСС ОБОГАТИТЕЛЕЙ (ММКО-2025)

ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ, АЛМАЗОВ, УГЛЯ И ГОРНОХИМИЧЕСКОГО СЫРЬЯ

MOSCOW INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS (MIMPC-2025)

TECHNOLOGIES FOR PROCESSING ORES OF FERROUS, NON-FERROUS METALS, DIAMONDS, COAL, AND MINING AND CHEMICAL RAW MATERIALS

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ ФЛОКУЛЯНТОВ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФИЛЬТРОВАНИЯ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С НИЗКИМ СОДЕРЖАНИЕМ SiO_2

***Е.Д. Чылбак-оол*[1], Ю.В. Конюхов[2], У.В. Дмитракова[1], А.С. Сизова[1]**

[1]ООО «НТЦ «Бакор», Россия, 108851, г.Москва, г. Щербинка, ул.Южная, д.17, chylbak-ool@ntcbakor.ru

[2]Университет науки и технологий МИСИС, Россия, 119049, Москва, Ленинский пр., 4, стр.1, ykonukhov@misis.ru

В мировой и российской практике обогащения для получения железорудных концентратов с более низким содержанием SiO_2 вводятся дополнительные стадии обогащения, такие как более тонкий помол для раскрытия сростков и обратная катионная флотация. Однако данные дополнительные операции негативно сказываются на эффективность передела фильтрования, т.к. с уменьшением размера частиц увеличивается удельное сопротивление осадков. Для решения проблемы на практике применяют флокулянты и коагулянты для образования более крупных агрегатов частиц фильтруемого материала, что в свою очередь снижает удельное сопротивление осадка. Флокулянты наиболее широко применяются при сгущении суспензий угольных производств и обогащения цветных металлов. При литературном обзоре было выявлено, что процесс флокуляции железорудного концентрата с низким содержанием кремнезема после обратной катионной флотации изучен недостаточно.

В качестве объекта исследований выступал железорудный концентрат со средней массовой долей железа 69,0%. В работе применяли катионный полимерный коагулянт с высокой флокуллирующей способностью и высокомолекулярный полиэлектролит со средним анионным зарядом на основе акриламида и акрилата натрия. Расходы реагентов составляли от 2,5 до 40 г/т.

Размер частиц определяли методом лазерной дифракции (статического рассеяния света) на установке Fritsch Particle Sizer «Analysette 22» (Германия). Сопротивление осадка определяли по оригинальной методике, разработанной в ООО «НТЦ «Бакор».

По результатам работы были определены оптимальные расходы реагентов, которые позволяют снизить долю мелких частиц (–0,005+0,002 мм) в 2,3–2,7 раза и увеличить долю крупных частиц (–0,044+0,030 мм) в 2,2–2,3 раза.

Результаты работы подтверждают, что рациональный выбор типа и дозировки флокулянта позволяет существенно улучшить эффективность фильтрования.

RESEARCH ON THE USE OF FLOCCULANTS TO ENHANCE THE FILTRATION EFFICIENCY OF IRON ORE CONCENTRATES WITH LOW SiO_2 CONTENT

***E.D. Chylbak-ool*[1], *Y.V. Konukhov*[2], *U.V. Dmitrakova*[1], *A.S. Sizova*[1]**

[1]LLC «NTC «Bakor», Russia, 108851, Moscow, Shcherbinka, Yuzhnaya St., 17, chylbak-ool@ntcbakor.ru

[2]University of Science and Technology «MISIS», Russia, 119049, Moscow, Leninsky Prospekt, 4, Bld. 1, ykonukhov@misis.ru

In the global and Russian practice of iron ore enrichment, additional stages are implemented to produce iron ore concentrates with lower levels of silica (SiO_2), such as finer grinding and reverse cationic flotation, in order to open aggregates. However, these additional steps have a negative impact on the efficiency of the filtration process, as the specific resistance to precipitation increases with decreasing particle size.

To address this issue, flocculants and coagulants are utilized in practice to create larger aggregates from particles in the filtered material. This, in turn, reduces the resistance of the sediment. Flocculants are widely used for thickening coal slurries and the treatment of non-ferrous metal ores.

A literature review has revealed that the flocculation process for iron ore concentrates with low silica content following reverse cationic flotation has not been thoroughly investigated.

The research focused on an iron ore concentrate with an average iron content of 69.0%. A cationic polymer coagulant and a polyelectrolyte based on acrylamide and sodium acrylate with a high anionic charge and high molecular weight were used. The reagent consumption ranged from 2.5 to 40 grams per ton.

Particle size was determined using laser diffraction on the Fritsch Particle Sizer “Analysette 22” (Germany). Sediment resistance was measured using a method developed by NTC Bakor LLC.

Based on the research, optimal reagent costs have been identified, which could reduce the proportion of fine particles (–0.005+0.002 mm) by 2.3–2.7 times and increase the proportion of coarse particles (–0.044+0.030 mm) by 2.2–2.3 times.

These results demonstrate that a careful selection of flocculants can significantly enhance filtration efficiency.

ОЦЕНКА ОБОГАТИМОСТИ ХРОМСОДЕРЖАЩЕГО ПРОДУКТА АККАРГИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

***Т.А. Бузунова*[1], Ю.В. Волчек[2], С.Ю. Мельчаков[1], А.А. Некрасова[1]**

[1]АО «Уралмеханобр», Россия, 620144, Екатеринбург, ул. Хохрякова, 87, umbr@umbr.ru

[2]ООО «Аккаргинские хромиты», Россия, 462740, Оренбургская область, пос. Светлый, ул. Комсомольская, д. 27, оф. 14 volchekuv@chromite.ru

Аккаргинское месторождение хромовой руды локализуется в одноименном гипербазитовом массиве, расположенном в восточном крыле Буруктальского синклинория Восточно-Уральского прогиба. Руды вкрапленные и сплошные, изредка нодулярные, высококачественные, металлургического типа, отличаются высокими содержаниями Cr_2O_3, достигающими 50%, при средних значениях 43-48%. Рудный хромшпинелид высокохромистый с низкими содержаниями Al_2O_3 и суммарного железа [1].

В 2024 г. комплексные исследования по изучению сырья –20+0 мм и его обогатимости проведены в АО «Уралмеханобр», целью которых являлось получение из бедного по содержанию хрома продукта высококачественного хромового концентрата с массовой долей Cr_2O_3 не менее 42%.

Исследована проба дробленного материала хромсодержащего продукта Аккаргинского месторождения крупностью –20+0 мм с массовой долей Cr_2O_3 5,48%. Комплексное изучение вещественного состава хромсодержащего продукта позволило дать прогнозную оценку его обогатимости.

Представлено две схемы. Извлечение Cr_2O_3 в концентрат по первой схеме составило 66,29%, по второй схеме – 72,80%, при близком качестве концентратов 47,8% и 46,5%, соответственно. Концентрация оксида хрома в процессе обогащения получена в 8,5-8,7 раза. Общие хвосты сложены преимущественно минералами группы серпентина с массовой долей Cr_2O_3 по схемам 2,0% и 1,63%, соответственно. По содержанию примесей Al_2O_3, CaO и железа могут иметь широкие возможности применения [2].

Вовлечение в переработку бедного хромсодержащего продукта перерабатывающему предприятию позволит решить вопросы, связанные не только с экологией, но и с потребностью увеличения объема производства хрома на предприятии [3].

[1] В.И. Николаев. Хромитоносные провинции и месторождения хромовых руд России. Минеральное сырье. 43 (2021) 185.

[2] П.Е. Остапенко. Технологическая оценка минерального сырья: Опробование месторождений. Характеристика сырья. М.: Недра. (1990) 272.

[3] С.В. Гладышев. Получение хромитового концентрата из хвостов обогащения. Металлургия. Комплексное использование минерального сырья. 1 (2018) 12.

ASSESSMENT OF ENRICHABILITY OF CHROMIUM-BEARING PRODUCT FROM AKKARGINSKOYE DEPOSIT

***T.A. Buzunova*[1], *Yu.V. Volchek*[2], *S.Yu. Melchakov*[1], *A.A. Nekrasova*[1]**

[1]JSC «Uralmekhanodr», Russia, 620144, Ekaterinburg, st. Khokhryakova, 87, umbr@umbr.ru

[2]Akkarginskie chromites LLC, Russia, 462740 Orenburg region, village. Svetly, st. Komsomolskaya, 27, of. 14, volchekuv@chromite.ru

Akkarginskoye chromium ore deposit is located within the eponymous ultrabasite massif placed in the eastern wing of the Buruktal synclinorium of the East Ural trough. The ore is disseminated or continuous, occasionally nodular. It is of high quality, metallurgical grade, characterised by high Cr_2O_3 content of up to 50%, with the average grades of 43–48%. The ore mineral chromespinelide is rich in chromium, with low Al_2O_3 and total iron [1].

In 2024 comprehensive studies of (–20+0 mm) raw material and its enrichability were carried out at JSC "Uralmekhanobr". The purpose of the experiments was to obtain high-quality chromium concentrate with a mass fraction of Cr_2O_3 of at least 42% from a low grade product.

A sample of crushed (-20+0 mm) chromium-containing product from Akkarginskoye deposit with Cr_2O_3 content of 5.48 wt.% was investigated. A comprehensive study of composition of chromium-bearing product allows to make a predictive assessment of its enrichability.

Two schemes are proposed. Recovery of Cr_2O_3 in the first scheme was 66.29%, in the second scheme - 72.80%, with a similar quality of the resulting concentrate (47.8% and 46.5%, respectively). The enrichment process increased chromium oxide content by 8.5-8.7 times. The total tailings are composed mainly of serpentine group minerals with a mass fraction of Cr_2O_3 according to the schemes of 2.0% and 1.63% respectively. According to the content of Al_2O_3, CaO and iron impurities, tailings can have a wide application [2].

Involvements of poor chromium-containing product in the reprocessing plant's scheme would allow solve not only ecological issues, but also provide an increase in the volume of chromium production [3].

[1] V.I. Nikolaev. Chromite-bearing provinces and deposits of chromium ores in Russia. Mineral Resources. 43 (2021) 185.

[2] P.E. Ostapenko. Processing assessment of mineral resources: sampling of deposits. Characterisation of resources. M.: Nedra. (1990) 272.

[3] S.V. Gladyshev. Producing chromite concentrate from processing tailings. Metallurgy. Comprehensive Utilisation of Mineral Resources. 1 (2018) 12.

ВЛИЯНИЕ ВЕЛИЧИНЫ ВАКУУМА В ЗОНЕ НАБОРА ОСАДКА НА ПОКАЗАТЕЛИ ФИЛЬТРОВАНИЯ ФЛОТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ НА КЕРАМИЧЕСКИХ ДИСКОВЫХ ВАКУУМНЫХ ФИЛЬТРАХ

***У.В. Дмитракова*[1], *А.А. Николаев*[2]**

[1]ООО Научно-Технический Центр Бакор, Россия, 108851, Москва, Щербинка, ул., Южная, 17 dmitrakova@ntcbakor.ru

[2]Университет науки и технологий МИСИС, Россия, 119049, Москва, Ленинский пр., 4, стр.1, nikolaevopr@mail.ru

Одной из главных проблем фильтрования флотационных концентратов керамических дисковых вакуум-фильтров является высокое содержание в них шламистых и глинистых фракций, что на практике приводит к снижению скорости фильтрования, удельной производительности и увеличению остаточной влажности кеков до некондиционных значений. Поэтому исследование технических решений по созданию новых вакуум-систем на основе применения метода регулирования уровня вакуума в зоне набора осадка для повышения эффективности фильтрования флотоконцентратов является актуальной задачей. В работе приведены лабораторные исследования по фильтрованию медных и никелевого концентратов на установке «Бакор-тест», позволяющей изучить фильтрование по методу создания раздельного вакуума. Определены оптимальные режимы фильтрования, заключающиеся в разных значениях вакуума в зоне набора и сушки кека, позволившие снизить влажность кека до требований кондиций (на 0,5-1,0%) и повысить удельную производительность вакуум-фильтра (на 77 кг/м^2·ч) по сравнению с дисковыми вакуум-фильтрами с традиционными вакуум-системами, обеспечивающими одинаковое значение вакуума в зоне набора и сушки.

THE EFFECT OF THE VACUUM VALUE IN THE SEDIMENT COLLECTION ZONE ON THE FILTRATION PARAMETERS OF FLOTATION CONCENTRATES OF NON-FERROUS METAL ORES ON CERAMIC DISK VACUUM FILTERS

***[1]U.V. Dmitrakova*, [2]A.A. Nikolaev**

[1]Bakor Scientific and Technical Center, 17 Yuzhnaya str., Shcherbinka, Moscow, 108851, Russia dmitrakova@ntcbakor.ru

[2]University of Science and Technology «MISIS», Russia, 119049, Moscow, Leninsky prospekt, 4, building 1, nikolaevopr@mail.ru

One of the main problems of filtration of flotation concentrates of ceramic disk vacuum filters is the high content of sludge and clay fractions in them, which in practice leads to a decrease in filtration rate, specific productivity and an increase in the residual moisture of cakes to substandard values. Therefore, the study of technical solutions for the creation of new vacuum systems based on the application of the method of regulating the vacuum level in the sediment collection area to increase the filtration efficiency of flotation concentrates is an urgent task. The paper presents laboratory studies on the filtration of copper and nickel concentrates at the Bakor-test installation, which makes it possible to study filtration using the method of creating a separate vacuum. Optimal filtration modes were determined, consisting of different vacuum values in the cake set and drying area, which made it possible to reduce the cake moisture to the required conditions (by 0.5-1.0%) and increase the specific productivity of the vacuum filter (by 77 kg/m^2·h) compared with disk vacuum filters with traditional vacuum systems, providing the same vacuum value in the set and drying area.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ РЕЖИМОВ РАБОТЫ ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННОЙ УСТАНОВКИ КДФ ПРИ ФИЛЬТРОВАНИИ ФЛОТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

***У.В. Дмитракова*[1], *А.А. Николаев*[2]**

[1]ООО Научно-Технический Центр Бакор, Россия, 108851, Москва, Щербинка, ул., Южная, 17 dmitrakova@ntcbakor.ru

[2]Университет науки и технологий МИСИС, Россия, 119049, Москва, Ленинский пр., 4, стр.1, nikolaevopr@mail.ru

Совершенствование конструкции керамических дисковых вакуум- фильтров с целью повышения эффективности фильтрования флотационных концентратов является актуальной задачей. Одним из перспективных решений по улучшению показателей фильтрования флотоконцентратов является применение керамических дисковых вакуум-фильтров с системой раздельного вакуума. НТЦ Бакор разработана ячейковая шайба распределительной головки керамического дискового фильтра КДФ для создания раздельного вакуума.

Результатами лабораторных исследований установлено повышение показателей фильтрования флотационных концентратов по методу создания раздельного вакуума по сравнению с классическими вакуум-системами.

Для определения оптимальных режимов работы фильтра КДФ проведены опытно-промышленные флотационных концентратов цветных металлов на установке КДФ-0,3.

Результаты испытаний подтвердили эффективность метода раздельного вакуума при фильтровании флотационного медного и никелевого концентратов.

DETERMINATION OF OPTIMAL OPERATING MODES OF THE KDF PILOT PLANT FOR FILTRATION OF FLOTATION CONCENTRATES OF NON-FERROUS METALS

***[1]U.V. Dmitrakova*, [2]A.A. Nikolaev**

[1]Bakor Scientific and Technical Center, 17 Yuzhnaya str., Shcherbinka, Moscow, 108851, Russia dmitrakova@ntcbakor.ru

[2]University of Science and Technology «MISIS», Russia, 119049, Moscow, Leninsky prospekt, 4, building 1, nikolaevopr@mail.ru

Improving the design of ceramic disc vacuum filters in order to increase the filtration efficiency of flotation concentrates is an urgent task. One of the promising solutions to improve the filtration performance of flotation concentrates is the use of ceramic disc vacuum filters with a separate vacuum system. NTC Bakor has developed a cell washer for the distribution head of the KDF ceramic disc filter to create a separate vacuum.

The results of laboratory studies have shown an increase in the filtration of flotation concentrates using the method of creating a separate vacuum compared with classical vacuum systems.

To determine the optimal operating modes of the KDF filter, pilot flotation of non-ferrous metal concentrates was carried out at the KDF-0.3 installation.

The test results confirmed the effectiveness of the separate vacuum method for filtering flotation copper and nickel concentrates.

ОБ ИТОГАХ ОТЕЧЕСТВЕННОЙ ПРАКТИКИ ПРИМЕНЕНИЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ РАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ РУДОСОРТИРОВКИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ РУД

***К.В. Годун*[1], *А.М. Ольховский*[1]**

[1]ООО «Алмазинтех – консультации и инжиниринг», Россия, 109028, Москва, Подколокольный пер., 8, стр.6, office@almazintech.ru

[2]ЗАО «НПП ГеоТестСервис», Россия, 115035, Москва, Пятницкая ул., 13, стр.2, office@almazintech.ru

Для повышения рентабельности переработки низкокачественного минерального сырья на горно-перерабатывающих предприятиях мира и РФ в последнее время широко применятся низкозатратная инновационная технология предварительного обогащения руды, на базе по-кусковой сепарации, с использованием рентгеновского излучения. Одним из таких методов, является метод рентгеновской абсорбции, в системе международной классификации известен как X-Ray Transmission (XRT- метод).

Наш опыт показывает, что эффективная эксплуатация данного сложного обогатительного аппарата в тяжелых условиях эксплуатации горнодобывающего предприятия, особенно на Крайнем Севере, требует высококвалифицированного обслуживания.

На сегодняшний день в РФ еще есть собственные инженерные и материальные ресурсы, позволяющие создать и производить подобные аппараты и обеспечить их широкое внедрение. Представлен опыт внедрения специалистами ООО «Алмазинтех – консультации и нжиниринг».

ON THE RESULTS OF DOMESTIC PRACTICE IN THE APPLICATION OF PRELIMINARY RADIOMETRIC ORE SORTING DURING ORE DRESSING

***K.V. Godun*[1], *A.M. Olkhovsky*[2]**
[1]Almazintech LLC, Consulting and Engineering,
Russia, 109028, Moscow, Podkolokolny Pereulok., 8, building.6,
office@almazintech.ru
[2]NPP GeoTestService JSC, Russia, 115035, Moscow,
Pyatnitskaya St., 13, building.2, office@almazintech.ru

To increase the profitability of processing low-quality mineral raw materials at mining and processing enterprises in the world and the Russian Federation, a low-cost innovative technology for preliminary ore dressing, based on lump-by-lump separation using X-ray radiation, has been widely adopted recently. One of these methods is the X-ray absorption method, known in the international classification system as the X-Ray Transmission (XRT) method.

Our experience shows that the effective operation of this complex processing apparatus in the challenging operating conditions of a mining enterprise, especially in the Far North, requires highly qualified maintenance.

Today, the Russian Federation still possesses its own engineering and material resources that allow for the creation and production of such apparatus, ensuring their widespread implementation. The experience of implementation by specialists at Almazintech LLC, Consulting and Engineering is presented.

ПРИМЕНЕНИЯ ЦЕНТРОБЕЖНО-ОТСАДОЧНОГО МЕТОДА ОБОГАЩЕНИЯ НА ЗИФ

М.С. Лучко

Акционерное общество «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов», АО «Иргиредмет», Россия, 664025, Иркутск, б-р Гагарина, 38, lums@irgiredmet.com

При переработке золотоносных руд гравитационными методами широко используются обогатительные аппараты, способные увеличивать контрастность зерен ценного компонента в массе исходного питания под действием искусственно созданных сил. Во всех методах создается постель, в которой, через которую или под которой осуществляется накопление зерен ценного компонента и их вывод.

Основным, из наиболее существенных отличий отсадочного метода обогащения, является формирование слоёв из минеральных зерен с определенным диапазоном плотностей в процессе разделения. При прочих равных условиях (крупность и плотность разделения) эффективность отсадочного метода тем выше, чем крупнее зерна разделяемого материала и больше разделение по крупности его отдельных компонентов.

Для эффективной сепарации в отсадочной машине измельченного полезного ископаемого необходимо создать условия, псевдоувеличивающие разницу между зернами пустой породы и ценного компонента. Это возможно при наложении центробежного поля на процесс отсадки.

THE APPLICATION OF CENTRIFUGAL JIGGING IN A GOLD PROCESSING PLANT

M.S. Luchko
Irkutsk Research Institute of Precious and Rare Metals and Diamonds Joint-Stock Company, Irgiredmet JSC, 38, Gagarin blvd., Irkutsk, 664025, Russia, lums@irgiredmet.com

The gravity separation of gold ores is commonly performed using equipment that enhances the differentiation between precious metal grains in the feed under applied forces. Gravity separation always involves the formation of a bed. Precious metal grains are accumulated and discharged either within, through, or beneath the bed.

The main feature of jigging is the formation of layers during separation that consist of mineral grains with a specific density range. Under similar conditions (size and separation density), the efficiency of jigging increases proportionally to the grain size and the size distribution of different components.

The effective jigging of a ground material requires creating conditions for pseudo-increasing the difference between gangue and precious metal grains. This can be achieved when the centrifugal field and jigging are applied simultaneously.

ЭКОЛОГИЧЕСКИ ОБОСНОВАННЫЕ РЕШЕНИЯ АО «ГИПРОРИВС» ПРИ РЕКОНСТРУКЦИИ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

***А.В. Голованов*, С.А. Ропейко, А.К. Ефремова, Б.А. Кутлин**
АО «ГипроРИВС», Российская Федерация, 199155, Санкт-Петербург, ул. Железноводская, 11, литер А, rivs@rivs.ru

Для предприятий горнодобывающей отрасли особую роль играют экологические критерии как на стадии их проектирования, так и эксплуатации.

Задачами реконструкции в некоторых наших проектах были: 1. разместить объекты проектирования в стесненных условиях в границах промплощадки предприятия; 2. разместить объекты проектирования в горах с учетом их ландшафта и рельефа; 3. разместить новые объекты проектирования с учетом близости их нахождения к жилой застройке; 4. предложить технологические и конструкторские решения, позволяющие в период дефицита воды не увеличивать отбор воды из природных водных источников на технологические нужды; 5. предложить технологические и конструкторские решения, позволяющие снизить шумовую нагрузку в жилой зоне населенного пункта.

1. Для решения задач по размещению оборудования в существующем корпусе часть секций отделения флотации была демонтирована и заменена на секции с большими по объему современными флотомашинами, что дало прирост по производительности +5% и в то же время сократить объем изъятия земель под промышленные нужды.

2-3. По размещению корпуса крупного дробления (ККД) и склада крупнодробленой руды (СКДР) принято решение строить новый ККД и СКДР в карьере, что позволяет решать на предприятии и природоохранные задачи: зона пыление при дроблении далеко от границы населенного пункта, при этом соблюдаются экологические и гигиенические нормативы; не нарушается гористый рельеф и ландшафт.

4. С целью снижения энергозатрат, создания внутреннего водооборота и стабилизации «питания» фабрики водой на промплощадке запроектирован сгуститель Ц50 для отвальных хвостов, что позволит экономить отбор свежей воды из природных источников на 12% от ранее используемого объема при меньшей переработке руды.

5. В одном из проектов при разработке ОВОС были обнаружены превышения гигиенических нормативов по шуму в жилой зоне населенного пункта. Основным источником такого превышения были вентиляционные установки на кровле производственного сооружения. Были предложены мероприятия по изменению компоновки оборудования, оборудование убрано под кровлю, изменено направления воздушных потоков вентиляционных установок от жилой зоны, что позволило не превысить гигиенические нормативы по шуму в жилой зоне.

ENVIRONMENTALLY SOUND DECISIONS OF JSC "GIPRORIVS" DURING THE RECONSTRUCTION OF MINING AND PROCESSING PLANTS

A.V. Golovanov, S.A.Ropeyko, A.K. Efremova, B.A. Kutlin
The RIVS group of companies, 11, lit.A Zheleznovodskaya str., Saint Petersburg, Russian Federation, 199155, rivs@rivs.ru

Environmental criteria play a special role for mining enterprises both at the stage of their design and operation.

The tasks of reconstruction in some of our projects were: 1. to place design facilities in cramped conditions within the boundaries of the industrial site of the enterprise; 2. to place design facilities in the mountains, taking into account their landscape and relief; 3. to place new design facilities, taking into account their proximity to residential buildings; 4. to propose technological and design solutions that make it possible not to increase the extraction of water from natural water sources for technological needs during a period of water scarcity; 5. to propose technological and design solutions that reduce the noise load in the residential area of the settlement.

1. To solve the problems of placing equipment in the existing building, part of the sections of the flotation department was dismantled and replaced with sections with large modern flotation machines, which resulted in an increase in productivity of +5% and at the same time reduce the volume of land seizures for industrial needs.

2-3. According to the location of the large-scale crushing building (LSCB) and the coarse-grained ore warehouse (CGOW), during the study of the general plan of the enterprise and field studies of the industrial site, it was decided to build a new LSCB and CGOW in the quarry, which allows solving environmental problems at the enterprise: the dusting zone during crushing is far from the border of the settlement, while environmental and hygienic standards are observed; mountainous terrain and landscape are not violated.

4. In order to reduce energy consumption, create an internal water circulation and stabilize the «supply» of the factory with water, a C50 thickener for tailings has been designed at the industrial site, which will save the extraction of fresh water from natural sources by 12% of the previously used volume with less ore processing.

5. In one of the projects, during the development of the EIA, noise hygiene standards were found to be exceeded in the residential area of the settlement. The main source of this excess was ventilation installations on the roof of the production facility. Measures were proposed to change the layout of the equipment, the equipment was removed under the roof, the air flow directions of the ventilation units from the residential area were changed, which made it possible not to exceed the hygienic standards for noise in the residential area.

ПРОГРЕССИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РАДИОМЕТРИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

И.А. Макалин, А.В. Иванов[1]
[1]Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО),
Россия, 678175, Мирный, ул. Ленина, 39, MakalinIA@alrosa.ru

Представленные результаты исследований характеристик люминесценции алмазосодержащего сырья и технологических испытаний радиометрических сепараторов направлены на решение проблемы извлечения слабо люминесцирующих алмазов и кристаллов с нехарактерной кинетикой люминесценции (аномально люминесцирующих), которые ранее не извлекались с помощью стандартных рентгенолюминесцентных сепараторов, использующих импульсный режим работы рентгеновской трубки. Целью исследований и испытаний являлось определение возможности извлечения таких алмазов с применением модернизированных рентгенолюминесцентных и рентгеноабсорбционных (рентгенографических) сепараторов [1].

На обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» (ПАО) проведены испытания рентгенолюминесцентных сепараторов с аналого-цифровой регистрацией сигналов люминесценции [2] производства АО «ИЦ «Буревестник». Введенные в систему обнаружения алмазов критерии разделения люминесцентно-абсорбционного режима работы, скорректированные институтом «Якутнипроалмаз», позволили повысить селективность процесса рентгенолюминесцентной сепарации и извлечение алмазов. Для извлечения всех разновидностей алмазов наиболее перспективной технологией является двухэнергетическая рентгеновская абсорбция, используемая в рентгенографических сепараторах.

В рамках проведения испытаний проведены экспериментальные исследования характеристик люминесценции алмазов из месторождений Западной Якутии, Архангельской области и Республики Анголы. Исследования алмазов из хвостовых продуктов рентгенолюминесцентных сепараторов показали, что, кроме низкосортных алмазов со слабым сигналом люминесценции и низкой стоимостью, встречаются прозрачные алмазы ювелирного качества с аномальной кинетикой люминесценции, в т. ч. алмазы типа IIa, со средней оценочной стоимостью, достигающей более тысячи долларов за карат.

[1] С.Р.Белоцерковский, В.Н.Яковлев. Рентгенографическая сепарация алмазов. Горный журнал. (2011) 78-80.

[2] Е.Н.Владимиров, Е.В.Бубырь. Регистрация и цифровая обработка сигналов люминесценции в сепараторах алмазов. Современная электроника. (2014) 68-73.

ADVANCED TECHNOLOGY OF RADIOMETRIC CONCENTRATION OF DIAMOND-CONTAINING RAW MATERIALS

***I.A. Makalin*, A.V. Ivanov[1]**
[1]Yakutian Research and Design Institute of Diamond Mining Industry "Yakutniproalmaz", 678175, 39 ul. Lenina, Mirny, Russia, MakalinIA@alrosa.ru

The presented results of studies of luminescence characteristics of diamond-containing raw materials and technological tests of radiometric sorters are aimed at solving the problem of recovery of low-luminescent diamonds and crystals with uncharacteristic luminescence kinetics (anomalously luminescent), which previously could not be recovered using standard X-ray luminescence sorters with pulse operation mode of X-ray tube. The aim of the study and testing was to determine the possibility of recovering such diamonds using modernised X-ray luminescence and X-ray transmission (X-ray graphic) sorters [1].

X-ray luminescence sorters with analogue-digital acquisition of luminescence signals [2] manufactured by IC Bourevestnik JSC were tested at Alrosa's processing plants. The sorting criteria of luminescence-absorption mode, adjusted by the Yakutniproalmaz Institute and introduced into the diamond detection system, made it possible to increase the selectivity of the X-ray luminescence sorting process and diamond recovery. The dual-energy X-ray transmission used in X-ray graphic sorters is the most promising solution for recovering all types of diamonds.

Experimental studies of luminescence characteristics of diamonds from deposits in Western Yakutia, the Arkhangelsk region and the Republic of Angola were carried out as part of the tests. Studies of diamonds from the tailing products of X-ray luminescence sorters showed that, in addition to low-grade diamonds with weak luminescence signal and low value, there are gem-quality transparent diamonds with anomalous luminescence kinetics, including type IIa diamonds with an average estimated value exceeding thousand dollars per carat.

[1] S.R.Belocerkovskii, V.N.Yakovlev. X-ray graphic sorting of diamonds. Gornyj zhurnal. (2011) 78-80.

[2] E.N.Vladimirov, E.V.Bubyr'. Acquisition and digital processing of luminescence signals in diamond sorting machines. Sovremennaya elektronika. (2014) 68-73.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ И ЗАДЕЛЫ ПО СОЗДАНИЮ МОДУЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

А.И. Матвеев, И.Ф. Лебедев, В.Р. Винокуров, Е.С. Львов, Н.Г. Еремеева, Е.С. Слепцова

Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН,
Россия, 677980, г. Якутск, пр-т Ленина, 43, mail@andreimati.ru

В лаборатории ОПИ Института горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН ведутся исследования по разным направлениям обогащения минерального сырья. Более 20 лет развивается научное направление в области переработки и обогащения минерального сырья для эффективного освоения месторождений Арктики, в том числе за счет использования сухого обогащения. На основе установленных закономерностей разрушения многократными динамическими воздействиями на кусковые горные породы разработаны высокоэффективные способы дезинтеграции рудного сырья и ряд принципиально новых аппаратов дробления и измельчения. Решены теоретические и прикладные задачи разделения минеральных частиц по миграционной способности минералов в потоке воздушно-песчаной смеси и на их основе предусматривается создание пневматических сепараторов нескольких типов для широкого обогащения минералов высокой и средней плотности. Разработаны новые способы и аппараты гравитационного, флотационного, магнитного обогащения и на их основе модульные технологии алмазо- и золотосодержащих песков, и руд, прежде всего, применительно к условиям Арктики.

TECHNOLOGICAL SOLUTIONS AND GROUNDWORK FOR THE CREATION OF MODULES FOR THE ENRICHMENT OF MINERAL RAW MATERIALS

A.I. Matveev A.I. Matveev, I.F. Lebedev, V.R. Vinokurov, E.S. Lvov, N.G. Eremeeva, E.S. Sleptsova

N.V. Chersky Institute of Mining of the North SB RAS, 43 Lenin Ave., Yakutsk, 677980, Russia, mail@andreimati.ru

The laboratory of the OPI of the N.V. Chersky Institute of Mining of the North of the Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences conducts research in various areas of mineral processing. For more than 20 years, a scientific direction has been developing in the field of processing and enrichment of mineral raw materials for the effective development of Arctic deposits, including through the use of dry enrichment. Based on the established patterns of destruction by multiple dynamic impacts on lumpy rocks, highly effective methods of disintegration of ore raw materials and a number of fundamentally new crushing and crushing devices have been developed. Theoretical and applied problems of separation of mineral particles by the migration ability of minerals in the flow of an air-sand mixture have been solved, and on their basis it is envisaged to create pneumatic separators of several types for the wide enrichment of minerals of high and medium density. New methods and devices for gravity, flotation, and magnetic enrichment have been developed and modular technologies for diamond and gold-bearing sands and ores based on them, primarily in relation to Arctic conditions.

ИЗУЧЕНИЕ ГРАВИТАЦИОННОЙ ОБОГАТИМОСТИ УГЛЯ И РАСЧЕТ ОЖИДАЕМЫХ РЕЗУЛЬТАТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

***И.Ю. Мотовилов*[1], *Ш.А. Телков*[1], *М.Б. Барменшинова*[1], *Р.С. Омар*[1]**
[1]НАО «Казахский национальный исследовательский университет им. К.И. Сатпаева», Алматы, Сатпаева 22, i.motovilov@satbayev.university

Особенно выгодно обогащать энергетические угли в тех случаях, когда они предназначены для сжигания и дальней их транспортировки.

Проблема проводимых исследований состоит в получении на стадии лабораторных исследований практического баланса обогащения угля по результатам фракционного анализа.

Теоретическое обоснование базируется на методиках исследования гравитационной обогатимости и графоаналитических методах оценки работы гравитационных аппаратов [1,2,3].

Использованные методы: исследование гравитационной обогатимости методом фракционного анализа, оценка индекса гравитационной обогатимости, расчёт ожидаемых результатов, оценка индекса селективности [1,2,3].

Объект исследования энергетический уголь с зольностью 46,36%. По величинам индексов гравитационной обогатимости, установлено, что классы крупностью –100+13 мм можно отнести к категории труднообогатимых и для их обогащения предпочтительно использовать процесс обогащения в тяжелых суспензиях. Мелкие классы крупностью –13+0,63 мм можно характеризовать как среднеобогатимыми и для их обогащения возможно использовать процесс отсадки.

Рассчитанные теоретические и практические балансы, показали целесообразность обогащения углей по плотности 1800 кг/м^3 с целью выделения тяжелых фракций с повышенным содержанием золы, выход которых составил 31,63% с зольностью 67,56%. Установлено, что снижение зольности в легкой фракции более чем на 10% не целесообразно.

Себестоимость переработки угля гравитационными методами ориентировочно составляет 3 долл./т, а транспортировка угля на 100 км ж/д транспортом 4,5 долл./т.

1. Навроцки Е. Графо-аналитические методы оценки работы гравитационных аппаратов. М.: Недра. – 1980. – 253 с.

2. Райвич И.Д. Гравитационная обогатимость дробленых руд цветных металлов и расчет результатов их гравитационного обогащения // учебное пособие – Алма-Ата, 1985. – 82 С.

3. Завалишин Д.А. Эффективность обогащения угля и функция желательности Харрингтона / Горная Промышленность №3. 2021. 106–109 с.

STUDY OF THE GRAVITATIONAL ENRICHMENT OF COAL AND CALCULATION OF EXPECTED BENEFICIATION RESULTS

***I.Yu. Motovilov*[1], *Sh. A. Telkov*[1], *M.B. Barmenshinova*[1], *R.S. Omar*[1]**
[1]Kazakh National Research Technical University named after K.I. Satbayev, Almaty, Satpayev 22, i.motovilov@satbayev.university

It is particularly beneficial to enrich thermal coals in cases where they are intended for combustion and further transportation. The problem of the conducted research lies in obtaining a practical balance of coal beneficiation at the laboratory stage based on the results of fractional analysis. The theoretical justification is based on methodologies for studying gravitational enrichability and graph-analytical methods for assessing the performance of gravitational devices [1,2,3].

Methods used: study of gravitational enrichability by fractional analysis, evaluation of the gravitational enrichability index, calculation of expected results, and assessment of the selectivity index [1,2,3].

The research object is thermal coal with an ash content of 46.36%. Based on the gravitational enrichability index values, it was determined that the –100+13 mm size classes can be classified as difficult-to-enrich, and for their beneficiation, the use of heavy media separation is preferable. The fine fractions of –13+0,63 mm can be characterized as moderately enrichable, making jigging a feasible beneficiation process.

The calculated theoretical and practical balances demonstrated the feasibility of coal beneficiation at a density of 1800 kg/m³ to separate heavy fractions with increased ash content, which amounted to 31,63% with an ash content of 67,56%. It was found that reducing the ash content in the light fraction by more than 10% is not advisable.

The estimated cost of coal processing by gravitational methods is approximately $3 per ton, while transportation of coal by rail for 100 km costs $4,5 per ton.

References:

1. Navrotsky E. Graph-analytical methods for evaluating the performance of gravitational devices. Moscow: Nedra, 1980, 253 p.

2. Raivich I.D. Gravitational enrichability of crushed non-ferrous metal ores and calculation of their gravitational beneficiation results. Textbook – Alma-Ata, 1985, 82 p.

3. Zavalishin D.A. Efficiency of coal beneficiation and Harrington's desirability function. Mining Industry, No. 3, 2021, pp. 106–109.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЕРОСОДЕРЖАЩЕГО УГЛЯ И ДОБАВКИ NA_2SO_4 ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ НИКЕЛЕВОЙ ЛАТЕРИТНОЙ РУДЫ

Т.Т. Фунг[1], Ч.Т. Чан[1], В.Л. Фам[1], В.М. Нгуен[2]
[1]Ханойский университет горного дела и геологии, Ханой, Вьетнам
[2]Технологический институт, Ханой, Вьетнам, chinhnhan88@gmail.com

Серо-содержащие угли редко используются в металлургической промышленности из-за экологических проблем и их негативного воздействия на качество продукции. Однако последние исследования процесса восстановления и магнитной сепарации для извлечения никеля из низкосортной латеритной руды показали, что сера и её соединения могут способствовать образованию слабо магнитных железных сульфидов в процессе восстановления. Этот процесс снижает включение железа в магнитные продукты (никелевые концентраты) [1–3]. В данной работе представлены экспериментальные результаты обогащения низкосортной никелевой латеритной руды с использованием серосодержащего угля из шахты На Зыонг (Вьетнам) с добавкой Na_2SO_4, в сравнении с экспериментами, проведёнными с использованием антрацитового угля при тех же условиях.

Эксперименты по восстановлению проводились при различных температурах и соотношениях угля, с постоянной продолжительностью восстановления в 90 минут. Сначала температура восстановления варьировалась от 900°C до 1200°C при фиксированном соотношении угля 8%. Для изучения влияния соотношений угля эксперименты проводились при 1100°C с соотношениями угля от 5% до 12,5%. После завершения процесса восстановления образцы подверглись магнитной сепарации при интенсивности 0,32 Тл для получения никелевых концентратов.

Результаты показали, что использование серосодержащего угля привело к более высокой степени извлечения никеля и большему содержанию никеля в концентратах магнитной сепарации по сравнению с антрацитовым углем. При использовании серосодержащего угля анализ SEM-EDS выявил частицы, преимущественно состоящие из Fe и S в восстановленных образцах. Это свидетельствует о том, что сера в угле играет роль в образовании FeS.

Для улучшения качества концентрата Na_2SO_4 был введен в качестве добавки в процессе восстановления. Добавка была использована в количестве 3%, при соотношении угля 10% и температуре восстановления 1050°C в течение 90 минут. Результаты показали, что добавление Na_2SO_4 значительно улучшило процесс восстановления, увеличив содержание никеля в магнитном концентрате с 2,88% до 3,66%, а степень извлечения возросла с 58% до более чем 76%.

[1] J.C.Dong, Y.G.Wei, et al. JOM. 70 (2018) 2365.
[2] L.H.Gao, Zh.G.Liu, et al. Min. Metall. Explor. 36 (2019) 375.
[3] T.Th.Phung, T.T.Tran, et al. J. Min. Earth Sci. 65 (2024) 44.

EFFECTIVENESS OF USING SULFUR-CONTAINING COAL AND NA_2SO_4 ADDITIVE FOR ENRICHMENT OF NICKEL LATERITE ORE

T.Th. Phung[1], T.T. Tran[1], V.L. Pham[1], V.M. Nguyen[2]
[1]Hanoi University of Mining and Geology, Hanoi, Vietnam
[2]Institute of Technology, Hanoi, Vietnam, chinhnhan88@gmail.com

Sulfur-containing coal is infrequently used in the metallurgical industry due to environmental concerns and its negative impact on product quality. However, recent studies on the reduction-magnetic separation process for nickel recovery from low-grade laterite ore have shown that sulfur and its compounds can facilitate the formation of weakly magnetic iron sulfides during reduction. This process reduces iron inclusion in magnetic products (nickel-rich concentrates) [1–3]. This study presents experimental results on the reduction of low-grade nickel laterite ore using sulfur-containing coal from Na Duong mine (Vietnam) with a Na_2SO_4 additive, compared to experiments using anthracite coal under the same conditions.

Reduction experiments were carried out at different temperatures and coal ratios, maintaining a constant reduction duration of 90 minutes. The reduction temperature was varied between 900°C and 1200°C, with a fixed coal mixing ratio of 8%. To examine the effect of coal ratios, experiments were conducted at 1100°C, with coal ratios ranging from 5% to 12.5%. After completing the reduction process, the samples underwent magnetic separation at an intensity of 0.32 T to produce nickel-containing concentrates.

The results showed that using sulfur-containing coal led to a higher nickel recovery rate and nickel content in magnetic separation concentrates compared to anthracite coal. When sulfur-containing coal was used, SEM-EDS analysis identified particles predominantly composed of Fe and S in the reduced samples. This finding suggests that sulfur in the coal plays a role in the formation of FeS.

To improve the quality of the concentrate, Na_2SO_4 was introduced as an additive during the reduction experiments. The additive was applied at a rate of 3%, alongside a charcoal rate of 10%, under reduction conditions of 1050°C for 90 minutes. The results showed that the addition of Na_2SO_4 significantly enhanced the reduction process, increasing the nickel content in the magnetic concentrate from 2.88% to 3.66%, while the recovery rate rose from 58% to over 76%.

[1] J.C.Dong, Y.G.Wei, et al. JOM. 70 (2018) 2365.
[2] L.H.Gao, Zh.G.Liu, et al. Min. Metall. Explor. 36 (2019) 375.
[3] T.T.Phung, T.T.Tran, et al. J. Min. Earth Sci. 65 (2024) 44.

ФАКТОРНЫЙ АНАЛИЗ СНИЖЕНИЯ МЕХАНИЧЕСКОГО ВЫНОСА НЕРУДНЫХ МИНЕРАЛОВ В ЦИНКОВЫЙ КОНЦЕНТРАТ

Я.Н. Арабаджи[1], Н.Н. Орехова[2]

[1]Уральская горно-металлургическая компания,
Россия, 624091, г. Верхняя Пышма, ул. Ленина, д. 1, info@ugmk.com
[2]Магнитогорский государственный технический университет
им. Г. И. Носова, Россия, 455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38,
mgtu@magtu.ru

Для повышения экономической эффективности металлургического получения цинка необходимо обеспечить снижение загрязнения рудного концентрата примесями. Увеличении массовой доли SiO_2 на 1% повышает стоимость переработки цинкового концентрата более чем на 0,1%, что, при текущих объёмах переработки, приводит к значительным дополнительным расходам. Поэтому поиск способов снижения загрязнения цинкового концентрата, является важной задачей.

Решение этой задачи осложняется переработкой всё более бедных тонковкрапленных руд, требующих очень тонкого измельчения с образованием большого количества шламистых частиц сульфидных и породообразующих минералов, что влияет на эффективность селекции при флотации. Шламы нерудных минералов попадают в концентрат из-за их флотоактивности; налипания на частицы сульфидов; механического выноса в пену. Все эти причины оказывают влияние на результат флотации одновременно, но требуют отдельного детального изучения и решения.

Цель данного этапа исследования – определение степени влияния на механический вынос в операциях цинкового цикла флотации полиметаллических руд следующих факторов: плотности пульпы, расхода воздуха и скорости вращения импеллера, – а также установление границ регулирования их значений.

В работе оценен вклад механического выноса кремнийсодержащих минералов в качество цинкового концентрата. Определены нижние границы регулируемых параметров, обеспечивающие соблюдение нормативных потерь цинка и максимизацию коэффициента разделения. Коэффициенты механического выноса варьировались от 0,2775 до 0,7825. Исследования выявили оптимальные режимные параметры для эффективной флотации сфалерита и минимизации извлечения диоксида кремния. Математическая обработка данных полного факторного эксперимента позволила получить уравнение регрессии, описывающее связь между параметрами процесса и коэффициентом механического выноса. Наиболее значимым фактором оказался расход воздуха. Оптимизация режимных параметров на практике снизила массовую долю диоксида кремния в цинковом концентрате на 15,66% от первоначального уровня.

FACTORIAL ANALYSIS OF REDUCED MECHANICAL ENTRAINMENT OF GANGUE MINERALS INTO ZINC CONCENTRATE

Y.N. Arabadzhi[1], N.N. Orekhova[2]

[1]Ural Mining and Metallurgical Company, Russia, 624091, Almaty, st. Verkhnyaya Pyshma, st. Lenina, 1, info@ugmk.com

[2]Magnitogorsk State Technical University named after. G. I. Nosova, Russia, 455000, Magnitogorsk, Lenin Ave., 38, mgtu@magtu.ru

To enhance the economic efficiency of zinc smelting it is essential to reduce gangue mineral content in ore concentrate. If the mass fraction of SiO_2 increases by 1%, the cost of zinc concentrate processing grows by more than 0.1%, resulting in significant additional costs at current throughput. Therefore, there is need for solutions to reduce the content of gangue minerals in zinc concentrate.

The task is challenged by beneficiation of low-grade finely disseminated ores requiring very fine grinding with the effect of formation of a large number of fine particles of sulfides and gangue minerals that affects the efficiency of flotation selectivity. Fine gangue mineral particles are entrained into the concentrate due to their flotation activity, attachment to sulphide particles and mechanical entrainment in the flotation froth. Such factors have an aggregate effect on the grade of the floatation concentrate, thus, there is a need to understand their individual impact in detail.

The purpose of this stage of the study is to establish the degree of impact on the mechanical entrainment in the zinc cycle of polymetallic ore flotation of the following variables: pulp density, airflow rate and impeller rotation speed, as well as their setting limits.

In this study, the effect of mechanical entrainment of silica bearing minerals on zinc concentrate quality was evaluated. The lower limits of the controlled variables were determined to ensure compliance with standard zinc losses and maximization of separation ratio. Mechanical entrainment ratios varied from 0.2775 to 0.7825. The study revealed the effective process parameters for efficient sphalerite flotation and minimization of SiO_2 recovery. By mathematical processing of the results of the complete factorial experiment, the regression equation was obtained describing the interaction between the process parameters and the mechanical entrainment coefficient. The airflow rate was identified as the most significant factor. Streamlining of operating parameters of the existing production reduced the mass fraction of SiO_2 in zinc concentrate by 15.66% of the initial level.

ИНФОРМАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Т.Ю. Овчинникова[1], Е.Ф. Цыпин[1], С.В. Зиятдинов[2]
[1]Уральский государственный горный университет, Россия, 620144, Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30 tatyana.ovchinnikova@m.ursmu.ru
[2]АО «Уралмеханобр», Россия, 620144, Екатеринбург, ул. Хохрякова, 87

Основная цель предварительного обогащения – предварительная концентрация ценных компонентов добытой горной массы. В результате применения предварительной концентрации происходит повышение содержания ценных компонентов в руде и выделяется часть отвальных кусковых хвостов.

В последние десятилетия наиболее стремительно развиваются и активно внедряются в современные технологии переработки различных видов минерального сырья информационные (они же сенсорные или ASBS) методы обогащения: радиометрический (RM), рентгеноабсорбционный (XRT), рентгенофлуоресцентный (XRF), рентгенолюминесцентный (XRL), а также разные виды оптической сортировки (CCD, VIS, PM, NIR).

Эффективность применения предварительного обогащения с использованием информационных методов для различных видов минерального сырья определяется рядом факторов, таких как вещественный состав сырья; его контрастность и обогатимость выбранными методами; горно-геологические условия; физико-механические свойства сырья; технологические параметры подготовки исходной горной массы к разделению; характеристики сортирующей аппаратуры; требования последующей технологии глубокого обогащения; удалённость месторождения и рудосортировочного комплекса от расположения обогатительной фабрики глубокого обогащения, что особо значимо при вовлечении в эксплуатацию новых и удалённых месторождений.

Применение предварительного обогащения может иметь ряд последствий. К важнейшим технологическим последствиям можно отнести: потенциальное увеличение выпуска готовой продукции на переделе глубокого обогащения, за счёт увеличения содержания полезного компонента в руде; увеличение извлечения и повышение качества концентратов глубокого обогащения; возможность рационального построения технологии глубокого обогащения при предварительном разделении руды на технологические типы; увеличение комплексности использования сырья.

Рациональные технологические решения с использованием информационных методов предопределяют масштабы потенциального ресурсосбережения, из технологических преимуществ следуют также экономические и экологические последствия.

INFORMATION METHODS OF PRELIMINARY ORE DRESSING OF MINERAL RAW MATERIALS

T.Yu. Ovchinnikova[1], E.F. Tsypin[1], S.V. Ziyatdinov[2]
[1]Ural State Mining University, Russia, 620144,
Yekaterinburg, 30 Kuibyshev str., tatyana.ovchinnikova@m.ursmu.ru
[2]JSC "Uralmekhanobr", Russia, 620144, Yekaterinburg, 87 Khokhryakova str.

The main purpose of pre–treatment is the pre-concentration of valuable components of the extracted mined rock. The content of valuable components in the ore increases and a part of the dump tailings is taken off as a result of the application of pre-concentration.

In recent decades, information methods of ore dressing (aka automatic sensor based sorting or ASBS) have been developing most rapidly and are being actively introduced into modern technologies for processing various types of mineral raw materials: radiometric (RM), X-ray transmission (XRT), X-ray fluorescence (XRF), X-ray luminescence (XRL) and different types of optical sorting (CCD, VIS, PM, NIR).

The effectiveness of pre-concentration using information methods of ore dressing for various types of mineral raw materials is determined by a number of factors, such as: the material composition of the raw material; raw material contrast and dressability by selected methods; mining and geological conditions; physical and mechanical properties; technological parameters of preparation of the mined rock for separation; characteristics of the sorting equipment; requirements of the subsequent deep dressing technology; the remoteness of the deposit and ore sorting complex from the location of the processing plant. Last factor is especially important when new and remote deposits are involved in the operation.

The use of pre- concentration can have a number of consequences. The most important technological consequences include: potential increase in the output of finished products for ores; increased extraction and improved quality of deep-processing concentrates; the possibility of rational construction of deep processing technology with the preliminary separation of ore into technological types; increasing the complexity of the use of raw materials.

Rational technological solutions using information methods of ore dressing the scale of potential resource savings, and the economic and environmental consequences of technological advantages also follow.

ТРЁХКОЛОДЦЕВЫЙ СГУСТИТЕЛЬ: ЗАПАТЕНТОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И МОДЕРНИЗАЦИИ ДЕЙСТВУЮЩИХ АППАРАТОВ

***А.А. Соколова*, А.В. Бауман**
АО «Гормашэкспорт», Россия, 630005, г. Новосибирск,
ул. Фрунзе, д. 51, этаж 2, помещение 1-12, goraexport_ba@mail.ru

В условиях ограниченных возможностей обогатительные фабрики идут путем наращивания производственных мощностей за счет модернизации действующих производств.

Опыт практической работы с промышленными сгустителями показывает, что установка дополнительного колодца хлопьеобразования по запатентованной технологии трехколодцевого сгустителя при модернизации действующих аппаратов позволяет обеспечить увеличение производительности существующих аппаратов до 3 раз, снижение Ж:Т шлама до 1,5 раз, снижение удельных расходов флокулянтов до 2 раз, с использованием существующих конструкций и редукторов только за счет изменения гидродинамики потоков в аппарате и перераспределения шлама от периферии к центру сгустителя [1]. Как следствие – снижение материальных и временных затрат на модернизацию участка сгущения.

[1] Степаненко А.И., Бауман А.В. Модернизация и реконструкция обогатительных фабрик. Инжиниринг и оборудование: – Новосибирск: Агентство «Сибпринт», 2020. – 44 с.,ил.

THREE-CHAMBER THICKENER: PATENTED TECHNOLOGY TO INCREASE PRODUCTIVITY AND MODERNIZE EXISTING EQUIPMENT

A.A. Sokolova*, *A.V. Bauman

JSC "Gormashexport", Russia, 630005, Novosibirsk,
Frunze St. 51, Floor 2, Office 1-12, goraexport_ba@mail.ru

Under limited resource conditions, mineral processing plants are expanding production capacity through the modernization of existing facilities.

Practical experience with industrial thickeners demonstrates that installing an additional flocculation chamber using the patented three-chamber thickener technology during equipment upgrades enables: 3x increase in productivity of existing thickeners, 1,5x reduction in liquid-to-solid (L:S) ratio of slurry, 2x reduction in specific flocculant consumption, achieved solely by optimizing flow hydrodynamics and redistributing slurry from the periphery to the center of the thickener, without replacing existing structures or reducers [1]. As a result, material and time costs for thickening section modernization are minimized.

[1] Stepanenko A.I. Modernization and Reconstruction of Mineral Processing Plants. Engineering and Equipment / Stepanenko A.I., Bauman A.V. – Novosibirsk: Sibprint Agency, 2020. – 44 p.

ОСНОВНЫЕ ПРОМЫШЛЕННЫЕ КОМПОНЕНТЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЁШЛИК 1

М.А. Эргашев[1], А.М. Аскаров[2]

[1]Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета имени И. Каримова,Ташкент, Узбекистан

[2]Алмалыкский горно-металлургический комбинат, Ташкент, Узбекистан, mahmude423@gmail.com

Основные промышленные компоненты месторождения Ёшлик 1 (медь, золото, серебро, сера, молибден, селен, теллур, рений) заключены в легкообогатимых первичных сульфидных рудах, объем которых составляет 98% к общему.

Первичные сульфидные руды по текстурным особенностям подразделены на четыре основных морфологических типа: 1) вкрапленный, 2) прожилково-вкрапленный, 3) прожилковый, 4) жильный. В пределах рудного штокверка все эти типы тесно переплетаются. Руды прожилково-вкрапленной текстуры слагают основную массу кондиционных руд месторождения.

Для флотации молибденита неблагоприятные текстуры и структуры составляют примерно 40% руд. Потери халькопирита, возможно будут связаны с тонкой (менее 0,02 мм) вкрапленностью его по породообразующим темноцветным минералам и магнетиту.

Так как золото, серебро, селен и теллур тесно связаны с халькопиритом, то, естественно, что потери этих ценных компонентов будут связаны в основном с потерями халькопирита. По данным минерал графических исследований можно предположить, что значительная доля потерь других металлов связана с тем, что совместно с халькопиритом они выполняют тончайшие трещины в катализированном пирите.

При разделении коллективного концентрата медно-молибденовых руд небольшая часть халькопирита может уходить с молибденитом, так как первый образует по спайности второго тончайшие просечки и заливы, и, наоборот, часть молибденита (в виде реликтов) будет флотироваться с халькопиритом, а халькопирита и молибденита – с пиритом – в пиритный концентрат.

Окисленные руды на месторождении Ёшлик 1 имеют незначительное развитие. Наряду с гипогенными минералами в зоне окисления наблюдаются гипергенные: малахит, азурит, хризоколла, халькозин, борнит, куприт, самородная медь, ковеллин, образующие вкрапленность и тонкие прожилки.

[1] Рудные месторождения Узбекистана. Коллектив Ташкент: ГИДРОИНГЕО, 2001. – 661 с.

[2] Арапов В.А. Некоторые закономерности размещения оруденения в Алмалыкском рудном поле / Ташкент, 1962. – Вып. 2. – С. 85–94.

MAIN INDUSTRIAL COMPONENTS OF THE YOSHLIK DEPOSIT 1

M.A.Ergashev[1], A.M.Askarov[1],
[1]Almalyk branch of the Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, Uzbekistan
[2]Almalyk Mining and Metallurgical combine, Tashkent, Uzbekistan, mahmude423@gmail.com

The main industrial components (copper, gold, silver, sulfur, molybdenum, selenium, tellurium, rhenium) are contained in free-milling primary sulfide ores, the volume of which is 98% of the total.

Primary sulfide ores are divided into four main morphological types according to their textural features: 1) disseminated, 2) vein-disseminated, 3) vein, 4) vascular. Within the ore stockwork, all these types are closely intertwined. Ores of vein-disseminated texture make up the bulk of the deposit's commercial ores.

For molybdenite flotation, unfavorable textures and structures make up approximately 40% of the ores. Chalcopyrite losses may be associated with its fine (less than 0.02 mm) dissemination in rock-forming dark-colored minerals and magnetite.

Since gold, silver, selenium and tellurium are closely associated with chalcopyrite, it is natural that the losses of these valuable components will be associated mainly with the losses of chalcopyrite. According to mineragraphic studies, it can be assumed that a significant proportion of the losses of other metals is associated with the fact that, together with chalcopyrite, they form the finest cracks in cataclastic pyrite. When separating the collective concentrate of copper-molybdenum ores, a small part of chalcopyrite can go with molybdenite, since the former forms the finest cuts and bays along the cleavage of the latter, and, conversely, part of the molybdenite (in the form of relics) will float with chalcopyrite, and chalcopyrite and molybdenite - with pyrite - into a pyrite concentrate.

Oxidized ores at the Yoshlik 1 deposit have insignificant development. Along with hypogene minerals in the oxidation zone, hypergene ones are observed: malachite, azurite, chrysocolla, chalcocite, bornite, cuprite, native copper, covellite, forming dissemination and thin veins.

[1] Ore deposits of Uzbekistan. Collective Tashkent: GIDROINGEO, 2001. – 661 p.
[2] Arapov V.A. Some regularities of mineralization distribution in the Almalyk ore field / Tashkent, 1962. – Issue 2. – P. 85–94.

ПЕРСПЕКТИВЫ ОБОГАЩЕНИЯ БУРОЖЕЛЕЗНЯКОВЫХ РУД СУХИМИ МЕТОДАМИ

Е.В. Колодежная[1], И.В. Шадрунова[1], О.Е. Горлова[2], М.С. Гаркави[3]
[1]Институт проблем комплексного освоения недр, Москва, Россия
[2]Магнитогорский государственный технический университет, Россия
[3]ЗАО «Урал-Омега», Магнитогорск, Россия, kev@uralomega.ru

Несмотря на периодически меняющиеся глобальные экономические условия, основой развития металлургической отросли остается минерально-сырьевой капитал. Бурожелезняковые руды являются единственным промышленным типом руд, переработка которых осуществляется ограниченно. Наличие в руде порошковых, охристых формаций и глины, тонкая вкрапленность и низкая контрастность магнитных свойств сростков, предопределяет их трудную обогатимость. Последние работы по совершенствованию технологий обогащения бурых железняков показывают перспективность сухих методов руподготовки и обогащения данного сырья [1, 2]. В нашей работе представлены экспериментальные результаты обогащения бурожелезняковой руды с использованием воздушной классификации и сухой магнитной сепарации, в сравнении с показателями переработки по гравитационно-магнитной схеме обогащения обохренных руд.

Объектом исследований является бурожелезняковая охристая руда, отобранная на одном из месторождений Зигазино-Комаровской группы (республика Башкирия). Данная руда содержит 0,02% фосфора и является перспективным металлургическим сырьем. Технологические испытания включали сушку исходного материала при *t* до 180°С, дробление, помол руды до крупности менее 0,315 мм, воздушную классификацию и магнитную сепарацию. Особенностью опробованных технологических решений является использование в операциях рудоподготовки помольного комплекса с центробежно-ударной мельницей и воздушным центробежным классификатором, что позволило подобрать величины прилагаемой нагрузки под особенности перерабатываемого сырья. Воздушная классификация молотой руды позволяет получить продукты, отличающиеся по гранулометрическому и химическому составу, а также получить отвальные хвосты за счет раскрытия и концентрации глинистых частиц в «мелком» продукте классификации. Результаты работы показывают возможность получения концентрата с массовой долей $Fe_{общ}$ 52,9 – 54,7% при извлечении до 72,3%.

[1] Мухтар А.А., Момынбеков А.Д., Нускабеков Ж.С., Коровушкин В.В. Обжигмагнитное обогащение бурожелезняковой руды Абаильского месторождения // Обогащение руд. 2015 № 4 С. 13–16.

[2] Лопатин Ю.Н., Мушкетов А.А., Дмитриева Е.Г. Комплексные исследования по получению окисленных окатышей из бурожелезняковой руды // Известия вузов. Горный журнал. 2021 № 7 С. 55–68.

PROSPECTS FOR THE ENRICHMENT OF LIGNITE ORES WITH DRY METHODS

E.V. Kolodezhnaya[1], I.V. Shadrunova[1], O.E. Gorlova[2], M.S. Garkavi[3]
[1]Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources
Russian Academy of Sciences, Moscow, Russia
[2]Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia
[3]Ural-Omega, Magnitogorsk, Russia, kev@uralomega.ru

Despite periodically changing global economic conditions, mineral resource capital remains the basis for the development of the metallurgical industry. Lignite ores are the only industrial type of ores that are processed in a limited way. The presence of powdered, ochre formations and clay in the ore, the fine inclusions and low contrast of the magnetic properties of the aggregates, determines their difficult enrichment. Recent work on improving the technologies for processing brown iron ore shows the prospects of dry methods of ore preparation and enrichment of this raw material [1, 2]. Our work presents experimental results of the enrichment of lignite ore using air classification and dry magnetic separation, in comparison with the processing parameters according to the gravity-magnetic scheme of enrichment of ochre ores.

The object of research is brown limestone ochre ore selected from one of the deposits of the Zigazino-Komarovskaya group (Republic of Bashkiria). This ore contains 0.02% phosphorus and is a promising metallurgical raw material. Technological tests included drying of the starting material at *t* up to 180°C, crushing, grinding of ore to a grain size of less than 0.315 mm, air classification and magnetic separation. A special feature of the tested technological solutions is the use of a grinding complex with a centrifugal impact mill and an air centrifugal classifier in ore preparation operations, which made it possible to select the values of the applied load for the characteristics of the processed raw materials. The aerial classification of ground ore makes it possible to obtain products that differ in granulometric and chemical composition, as well as to obtain tailings due to the opening and concentration of clay particles in the «fine» classification product. The results of the work show the possibility of obtaining a concentrate with a mass fraction of Fe 52.9 – 54.7% when extracting up to 72.3%.

[1] Mukhtar A. A., Momynbekov A.D., Nuskabekov Zh.S., Korovushkin V.V. Roasting magnetic enrichment of boreholes of limestone ore from the Abail deposit // Ore processing 2015 No. 4 pp. 13–16.

[2] Lopatin Yu.N., Mushketov A. A., Dmitrieva E. G. Comprehensive studies on the production of oxidized pellets from boreholes of limestone ore // Izvestiya vuzov. Mining magazine. 2021 No. 7, pp. 55–68.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА СВИНЦОВО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ

И.В. Прокопьев[1,2], Н.К. Алгебраистова[1], П.Н. Самородский[1]
[1]Сибирский Федеральный Университет, Россия, 660041, Красноярск, пр. Свободный, 79, algebraistova@mail.ru
[2]Северо-Восточный федеральный университет им. М.К. Аммосова Россия, 677000, Якутск, ул. Белинского, 58, prokopiev.iv@yandex.ru

Представлены результаты исследований вещественного состава и технологических свойств пробы руды с верхнего горизонта рудного тела свинцово-цинковой руды одного из месторождений Северо-Восточного региона России. Руда настоящий момент не поступает в переработку на фабрику ввиду несоответствия технологии фабрики вещественному составу руды.

По результатам микроскопического изучения и рентгенофазового анализа главными рудными минералами в исследованной пробе являются сфалерит, галенит и пирротин. Из нерудных минералов преобладают кварц, Mn-сидероплезит, клинохлор, кальцит, биотит, доломит.

Распределение галенита в образцах руды неравномерно-струйчатое, прожилковое, размер свободных зёрен менее 15 мкм. Обогащённые галенитом участки соответствуют скоплениям других сульфидов (пирротина, пирита, сфалерита) либо прожилкам и линзам кварца в карбонатной матрице что определяет технологическую упорность его извлечения [1,2].

Сфалерит образует пятна, прожилки и отдельную вкрапленность размером до первых миллиметров. Формы его зерен округлые, неправильные. Часто это ситовидные агрегаты, в ячейках которых находятся галенит, кварц и карбонаты.

Выполнены испытания с параметрами действующей режимной карты технологической схемы фабрики. Показано, что получить требуемые по качеству концентраты по прямой селективной схеме фабрики не возможно.

Разработана и обоснована схема получения коллективного концентрата, удовлетворяющая требованиям потребителя, с учетом действующего оборудования, ассортимента реагентов фабрики.

[1] Н.Ф. Усманова. В.И. Брагин. Е.А. Бурдакова. И.И. Бакшеева, Д.А. Гольсман. А.А. Плотникова. В.Н. Князев. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 1 (2024) 155.

[2] Т.Н. Матвеева. В.А. Минаев. Н.К. Громова Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 4 (2023) 168.

TECHNOLOGICAL EVALUATION OF LEAD-ZINC ORE

I.V. Prokopev[1,2], N.K. Algebraistova[1], P.N. Samorodsky[1]
[1]Siberian Federal University, Russia, 660041, Krasnoyarsk, Svobodny Ave., 79, algebraistova@mail.ru
[2]M.K. Ammosov North-Eastern Federal University, Russia, 677000, Yakutsk, Belinsky St., 58, prokopiev.iv@yandex.ru

The results of studies on the material composition and technological properties of an ore sample from the upper horizon of a lead-zinc ore body at one of the deposits in Russia's Northeastern region are presented. At present, the ore does not go to processing at the factory due to the inconsistency between the factory technology and the material composition of the ore.

Based on the results of microscopic examination and X-ray phase analysis, sphalerite, galena, and pyrrhotite are the main ore minerals in the studied sample. Quartz, Mn-siderophlesite, clinochlore, calcite, biotite, dolomite predominate among non-metallic minerals.

The distribution of galena in ore samples is unevenly streaky and vein-like, with free grain sizes less than 15 μm. Galena-enriched areas correspond to clusters of other sulfides (pyrrhotite, pyrite, sphalerite) or veins and lenses of quartz in a carbonate matrix, which determines the technological persistence of its extraction [1,2].

Sphalerite forms spots, veins, and individual impregnations up to the first millimeters in size. Its grain shapes are rounded and irregular. Often, they are sieve-like aggregates with galena, quartz, and carbonates in their cells.

Tests were carried out with the parameters of the current regime map of the factory process flowsheet. It is shown that it is not possible to obtain concentrates of required quality using the direct selective scheme of the plant.

A scheme for obtaining a collective concentrate that meets consumer requirements, taking into account existing equipment and the range of reagents at the plant, has been developed and justified.

[1] N.F. Usmanova, V.I. Bragin, E.A. Burdakova, I.I. Baksheeva, D.A. Golsman, A.A. Plotnikova, V.N. Knyazev. Journal of Mining Science. 1 (2024) 155.

[2] T.N. Matveeva, V.A. Minaev, N.K. Gromova. Journal of Mining Science. 4 (2023) 168.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КИМБЕРЛИТОВ

***Е.Г. Коваленко*[1], *В.В. Морозов*[2], *Г.П. Двойченкова*[3]**
[1]Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА»,
678174, г. Мирный, ул. Ленина, 6, Россия, kovalenkoeg@alrosa.ru
[2]НИТУ МИСИС, Ленинский проспект 4,
117049, Москва, Россия, dchmggu@mail.ru
[3]ИПКОН РАН, Крюковский тупик, 4, 111020, г. Москва, Россия, dvoigp@mail.ru

Обоснована рациональная совокупность операций очистки алмазов от гидрофилизирующих покрытий, включающая термомеханическую и термохимическую очистку от рельефных и пленочных покрытий; – механическая и акустическая очистка от шламов с удалением шламовых образований из оборотной воды; – кондиционирование водной фаза реагентами – диспергаторами шламов и декристаллизаторами; – электрохимическое кондиционирование оборотной воды с целью придания ей растворяющей способности в отношении покрытий.

Выбран оптимальный температурный режим подготовки питания к процессу пенной сепарации мелких классов алмазов, включающий тепловую обработку алмазосодержащего концентрата острым паром при температуре пульпы 80–85°С, кондиционирование с реагентами – собирателями при 30–38°С, и пенную сепарацию при температуре 14–24^0.

Разработаны и внедрены схемы режимы комплексного обесшламливания оборотной воды цикла пенной сепарации, обеспечивающие снижение в 2 раза концентрации шламов, увеличение степени замыкания водооборота до 85%, снижение расхода свежей воды и флотационных реагентов на 7–10%, повышение извлечение алмазов в концентрат на 1,2%.

Разработаны технологические режимы подготовки алмазосодержащего продукта к флотационному обогащению, включающий акустическую и тепловую обработку материала перегретым паром, кондиционирование с собирателями на основе мазутов, модифицированных добавками дизельной технической фракции и легкой нефти, пенную сепарацию и флотацию классов различной крупности в оптимальных температурных режимах с добавками реагентов – диспергаторов шламов и регуляторов кристаллизации солей жесткости, а также использование оборотной воды, прошедшей электрохимическую обработку. Получено суммарное повышение извлечения алмазов в цикле пенной сепарации на 8,1% при сокращении расхода реагентов.

IMPROVEMENT OF THE PROCESS OF FOAM SEPARATION OF DIAMOND-BEARING KIMBERLITES

***Kovalenko E.G.*[1], Morozov V.V.[2], Dvoichenkova G.P.[3]**
[1]*Yakutniproalmaz Institute of ALROSA,*
6 Lenin St., Mirny, 678174, Russia, kovalenkoeg@alrosa.ru
[2]*National University of Science and Technology MISIS,*
Leninsky Prospekt 4, 1, 117049, Moscow, Russia, dchmggu@mail.ru
[3]*Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources of Russian Academy of Sciences, Kryukovsky tupik, 4, 111020, Moscow, Russia, dvoigp@mail.ru*

A rational set of diamond cleaning operations from hydrophilizing coatings is substantiated, including thermomechanical and thermochemical cleaning from relief and film coatings.; – echanical and acoustic sludge purification with the removal of sludge formations from recycled water; – conditioning of the aqueous phase with sludge dispersant reagents and decrystallizers; – electrochemical conditioning of recycled water in order to give it a solvent ability with respect to coatings.

The optimal temperature regime for preparing food for the process of foam separation of small classes of diamonds has been selected, including heat treatment of diamond-containing concentrate with hot steam at a pulp temperature of 80–85°C, conditioning with collecting reagents at 30-38°C, and foam separation at a temperature of 14-24°C.

Schemes and modes of complex desalination of recycled water of the foam separation cycle have been developed and implemented, providing a 2-fold reduction in the concentration of sludge, an increase in the degree of water circuit closure to 85%, a reduction in the consumption of fresh water and flotation reagents by 7–10%, and an increase in diamond recovery into concentrate by 1.2%.

Technological modes of preparation of a diamond–containing product for flotation enrichment have been developed, including acoustic and thermal treatment of the material with superheated steam, conditioning with collectors based on fuel oil modified with additives of diesel technical fraction and light oil, foam separation and flotation of classes of various sizes in optimal temperature conditions with additives of reagents – sludge dispersants and regulators of crystallization of hardness salts, as well as the use of recycled water that has undergone electrochemical treatment. A total increase in diamond recovery in the foam separation cycle was obtained by 8.1% with a reduction in reagent consumption.

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ТЯЖЕЛОСРЕДНЫХ ГИДРОЦИКЛОНОВ ОТЕЧЕСТВЕННЫХ ПРОИЗВОДИТЕЛЕЙ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ АК «АЛРОСА» (ПАО)

***Т.Р. Полякова**, А.А. Головизина[1], С.А. Петрова[2]*
[1, 2]АК «АЛРОСА» (ПАО) Институт «Якутнипроалмаз»,
Россия, 678175, Мирный, ул. Ленина, 39, PolyakovaTaR@alrosa.ru

На обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» (ПАО) для извлечения алмазов различной крупности более 1 мм применяется тяжелосредное обогащение на модульных установках в гидроциклонах с производительностью до 150 т/ч.

Опыт промышленной эксплуатации тяжелосредных установок на предприятиях АК «АЛРОСА» (ПАО) показывает, что процесс тяжелосредной сепарации является одним из высокоэффективных с извлечением алмазов более 99% и высокой степенью сокращения материала, что позволяет минимизировать затраты на доводочные операции концентрата.

В условиях санкционных ограничений на поставку оборудования и запасных частей, в рамках выполнения АК «АЛРОСА» (ПАО) программы импортозамещения, инициирован поиск отечественных аналогов тяжелосредных гидроциклонов взамен импортных.

Целью данной работы является оценка возможности использования отечественных гидроциклонов для тяжелосредной сепарации на фабриках АК «АЛРОСА» (ПАО).

Опытно-промышленные испытаний проводились на обогатительной фабрике №14 и включали следующие этапы:

– оценка эффективности работы тестируемых отечественных гидроциклонов с помощью косвенных методов – трассерный контроль и фракционный анализ в тяжелых жидкостях;

– сравнительные опробования передела тяжелосредной сепарации с определением показателей: производительность, выход продуктов разделения и их гранулометрический состав [1].

В результате выполненных испытаний отечественные гидроциклоны рекомендованы к использованию на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» (ПАО).

[1] Проведение опробования, оценка показателей работы и возможности применения тяжелосредных циклонов отечественных производителей: Акт о НИР / институт Якутнипроалмаз; рук. А.А. Головизина – Мирный, 2024 – 17 с.

ASSESSMENT OF THE FEASIBILITY OF APPLICATION OF DOMESTICALLY PRODUCED DENSEMEDIUM HYDRO-CYCLONES AT THE ENTERPRISES OF PJSC ALROSA (PUBLIC COMPANY)

T.R. Poliakova, A.A. Golovizina[2], S.A. Petrova[2]
[1, 2]PJSC Alrosa, "Yakutniproalmaz" Institute,
Russia, 678175 39 ul. Lenina, Mirny, PolyakovaTaR@alrosa.ru

PJSC Alrosa's processing plants use dense-medium separation in hydro-cyclones in up to 150 tph modular plants to recover diamonds of various sizes larger than 1 mm.

The experience of commercial operation of dense medium separation plants at PJSC Alrosa's enterprises shows that the dense medium separation is one of the most efficient processes providing over 99% diamond recovery and great reduction of material volume, which allows minimising the costs of concentrate finishing operations.

Under the sanction's restrictions on the supply of equipment and spare parts, within the framework of PJSC Alrosa's import phase-out programme, Alrosa initiated search for domestically produced analogues of dense-medium hydro-cyclones to replace imported ones.

The purpose of this work is to assess the feasibility of application of domestic hydro-cyclones for dense medium separation at Alrosa's plants.

Pilot tests carried out at the processing plant No.14 included the following stages:

– assessment of the efficiency of the tested domestic hydro-cyclones using indirect methods, namely tracer monitoring and sink-and-float tests in heavy liquids;

– comparative testing of the dense-medium separation process with determination of the following indicators: throughput, yield of products of separation process and their particle size distribution [1].

Based on the result of the tests performed, the domestic hydro-cyclones were recommended for use at PJSC Alrosa's processing plants.

[1] Testing, evaluation of performance indicators and possibility of application of dense-medium cyclones of domestic manufacturers: Act on Research Project/ Yakutniproalmaz Institute; project superviser A.A. Golovizina – Mirny, 2024 – 17 pp.

ОБОГАШЕНИЕ УГЛЕЙ НА ВИБРАЦИОННОМ ПНЕВМАТИЧЕСКОМ СЕПАРАТОРЕ СВП-5,5М

***А.Н. Корчевский*[1], *Г.Г. Гордеев*[2]**

[1]Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Донецкий национальный технический университет», Россия, ДНР, 283001, г. Донецк, ул. Артема, д. 58 korchevskyial@mail.ru

[2]Федеральное государственное бюджетное научное учреждение «Институт прикладной математики и механики», Россия, ДНР, г. Донецк, ул. Розы Люксембург, 74

Вибрационные пневматические сепараторы широко применяются в процессах сухого обогащения угля, позволяя эффективно разделять угольную массу по плотности и крупности.

Сепаратор СВП-5,5М имеет ряд Преимуществ в использовании:

– Отсутствие водопотребления – сепарация происходит в сухом виде, что особенно важно в районах с ограниченными водными ресурсами.

– Энергетическая эффективность – расход энергии ниже по сравнению с традиционными методами мокрого обогащения.

– Компактность и мобильность — оборудование может использоваться непосредственно вблизи мест добычи угля.

– Снижение затрат на утилизацию отходов — сухой способ обогащения снижает потребность в шламовых хранилищах.

Сепаратор СВП-5,5М применяется при предварительном обогащении бурых и каменных углей перед переработкой, подготовке угля к транспортировке и улучшение его товарных характеристик, при удалении крупных породных включений перед измельчением или коксованием.

Вибрационные пневматические сепараторы находят все большее применение в угольной промышленности благодаря своей эффективности, экологичности и экономичности, особенно в условиях необходимости минимизации водопотребления и повышения рентабельности обогащения.

ЛИТЕРАТУРА

1. Корчевский А.Н. Патент Украины, МКИ B07B1/40, B07B1/100. Вібраційний грохот / А.Н. Корчевский, Е.И. Назимко, А.И. Хохотва А.И и др. – 4с. ил.; Опубл. 15.08.2005, Бюл. №8.

2. Назимко Е.И. Применение вибрационного пневматического сепаратора при переработке угольных отвалов / Е.И. Назимко, Е.Е. Гарковенко, А.Н. Корчевский// Збагачення корисних копалин: науч-техн. зб. - №17(58) – Днепропетровск: НГУ. 2003 С. 84–90.

3. Nazimko L.I. Kinetics of Phases Interaction during Mineral Processing Simulation/ L.I. Nazimko, E.E. Garkovenko, A.N. Corchevsky, I.N. Druts // Proceedings of XV International Congress of Coal Preparation. China. 2006. p. 785–798.

ENRICHMENT OF COAL USING THE SVP-5.5M VIBRATIONAL PNEUMATIC SEPARATOR

A.N. Korchevsky[1], G.G. Gordeev[2]

[1]Federal State Budgetary Educational Institution of Higher Education «Donetsk National Technical University», Russia, DPR, 283001, Donetsk, Artema St., 58, korchevskyial@mail.ru

[2]Federal State Budgetary Scientific Institution «Institute of Applied Mathematics and Mechanics», Russia, DPR, Donetsk, Roza Luxemburg St., 74

Vibrational pneumatic separators are widely used in dry coal beneficiation processes, allowing for the efficient separation of coal mass based on density and particle size.

The SVP-5.5M separator offers several advantages:

– No water consumption – separation occurs in a dry state, which is especially important in regions with limited water resources.

– Energy efficiency – energy consumption is lower compared to traditional wet beneficiation methods.

– Compactness and mobility – the equipment can be used directly at coal mining sites.

Reduced waste disposal costs – the dry beneficiation method minimizes the need for slurry storage facilities.

The SVP-5.5M separator is used for the preliminary beneficiation of lignite and bituminous coal before processing, coal preparation for transportation, and improvement of its commercial properties. It also removes large rock inclusions before grinding or coking.

Vibrational pneumatic separators are increasingly used in the coal industry due to their efficiency, environmental benefits, and cost-effectiveness, particularly in conditions where minimizing water consumption and increasing beneficiation profitability are essential.

REFERENCES

1. Korchevsky A.N. Patent of Ukraine, IPC B07B1/40, B07B1/100. Vibrational Screen./ A.N. Korchevsky, E.I. Nazimko, A.I. Khokhotva, et al. – 4 p. ill.; Published 15.08.2005, Bulletin No. 8.

2. Nazimko E.I. Application of a Vibrational Pneumatic Separator in the Processing of Coal Waste / E.I. Nazimko, E.E. Garkovenko, A.N. Korchevsky // Beneficiation of Useful Minerals: Scientific and Technical Collection – No. 17(58) – Dnepropetrovsk: NGU, 2003 – pp. 84–90.

3. Nazimko L.I. Kinetics of Phases Interaction during Mineral Processing Simulation/ L.I. Nazimko, E.E. Garkovenko, A.N. Corchevsky, I.N. Druts // Proceedings of XV International Congress of Coal Preparation. China. 2006. pp. 785–798.

ИЗУЧЕНИЕ ОБОГАТИМОСТИ МЕДНО-ПЕСЧАНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ БАБАТАГ СУЛЬФИДИЗАЦИОННО-ФЛОТАЦИОННЫМ МЕТОДОМ

И.Ю. Рахманов[1], С.А. Абдурахманов[2], Т.И. Шакаров[3], Х.А. Пулатов[3]
[1]ГУ «Институт минеральных ресурсов», Ташкент, Узбекистан
[2]Алмалыкский филиал ТашГТУ, Алмалык, Узбекистан
[3]Алмалыкский филиал НИТУ МИСИС, Алмалык, Узбекистан
shakarovtulkin@gmail.com

Основными рудообразующими минералами медно-песчаных руд месторождения Бабатаг, расположенного в Сурхандарьинской низменности, являются аурокуприт, акантит, пирит, арсенопирит, халькопирит, галенит, сфалерит, халькозин, ковеллин и т.д. Основными породообразующими минералами являются кварц, плагиоклаз, карбонаты (кальцит, анкерит, сидерит) и небольшое количество серицита и хлоритов. Общие запасы меди в месторождении Бабатаг составляют более 525,6 тыс. т.

Медь в руде медного песчаника состоит в основном из оксидных и гидроксидных соединений. Серебро находится в виде аргентита и акантита. Меднопесчаниковая руда относится к окисленной и смешанной, которая трудно обогащается. Обогащение ее традиционными методами менее эффективно. Поэтому одним из решений этой проблемы является использование предварительного сульфидизирования.

В составе руды Бабатага имеются до 2,08% Cu и 6,89 г/т Ag. Процесс гидротермального сульфидизирования проводили в лабораторной шаровой мельнице типа МШЛ-14. Процесс флотации осуществлялся в механических флотомашинах типа ФМ2М со съемными камерами, объемами 3; 2; 1,5; 1 литр.

Эксперименты по сульфидизационной флотации проводили при следующих условиях: степень измельчения 80% класса – 0,074 мм; соотношение Ж:Т 3:1; температура пульпы 80–90°С; расход серы, используемой в качестве сульфидизатора, 3–7 кг/т; продолжительность флотации 20 минут; водородный показатель pH ≈ 8,5–9.

С увеличением расхода серы (с 3 до 7 кг/т) при гидротермальном сульфидизировании извлечение меди в процессе флотации увеличилось с 18,40% до 33,35%. Однако расход серы более 7 кг/т не обеспечило эффективности показателей обогащения. В результате в концентрат переходят 33,35% меди, 62,78% серебра из исходной руды и получен концентрат, содержащий 8,01% Cu и 76,07 г/т Ag.

В последующих экспериментах в качестве сульфидизатора использовали Na_2S при расходе от 50 до 250 г/т. С увеличением расхода сульфидизатора, извлечение меди в концентрат наоборот снизился с 36,23% до 17,58%. В результате при оптимальном режиме получили концентрат с извлечением меди 36,23% и серебра 84,13%, качеством 14,72% по меди и 196,24 г/т серебра при выходе продукта 1,82%.

Проведенные эксперименты показали, что прямое сульфидизирование с использованием Na_2S более эффективно, чем гидротермальное сульфидизирование при флотации медных песчаников месторождения Бабатаг.

STUDYING THE RICHABILITY OF COPPER-SAND ORES OF THE BABATAG DEPOSIT USING THE SULFIDIZATION-FLOTATION METHOD

I.Yu. Rakhmanov[1], S.A. Abdurakhmanov[2], T.I. Shakarov[3], Kh. A. Pulatov[3]
[1]SI "Institute of Mineral Resources", Tashkent, Uzbekistan
[2]Almalyk branch of Tashkent State Technical University named after I. Karimova, Almalyk, Uzbekistan
[3]Almalyk branch of NUST MISIS, Almalyk, Uzbekistan
shakarovtulkin@gmail.com

The main ore-forming minerals of the copper-sand ores of the Babatag deposit, located in the Surkhandarya Lowland, are aurocuprite, acanthite, pyrite, arsenopyrite, chalcopyrite, galena, sphalerite, chalcocite, covellite, etc. The main rock-forming minerals are quartz, plagioclase, carbonates (calcite, ankerite, siderite) and small amounts of sericite and chlorites. The total copper reserves in the Babatag deposit amount to more than 525.6 thousand tons.

Copper in the ore of copper sandstone primarily consists of oxide and hydroxide compounds. Silver is present in the form of argentite and acanthite. The copper sandstone ore is classified as oxidized and mixed, which makes it difficult to enrich. Enrichment using traditional methods is less efficient. Therefore, one of the solutions to this problem is the use of preliminary sulfidization. The ore from Babatag contains up to 2.08% Cu and 6.89 g/t Ag. The hydrothermal sulfidization process was carried out in a laboratory ball mill type MShL-14. The flotation process was performed in mechanical flotation machines of the FM2M type with removable chambers of volumes 3, 2, 1.5, and 1 liter.

Experiments on sulfidation flotation were conducted under the following conditions: grinding degree of 80% of the class –0.074 mm; solid-to-liquid ratio (S:L) 3:1; pulp temperature of 80–90°C; sulfur consumption as a sulfidizing agent ranging from 3 to 7 kg/t; flotation duration of 20 minutes; and pH value of the pulp ≈ 8.5–9.

With an increase in sulfur consumption (from 3 to 7 kg/t) during hydrothermal sulfidization, copper recovery in the flotation process increased from 18.40% to 33.35%. However, a sulfur consumption exceeding 7 kg/t did not improve the enrichment performance. As a result, 33.35% of copper and 62.78% of silver from the original ore were transferred to the concentrate, which contained 8.01% Cu and 76.07 g/t Ag.

In subsequent experiments, Na2S was used as the sulfidizing agent with a consumption ranging from 50 to 250 g/t. As the sulfidizer consumption increased, copper recovery in the concentrate decreased from 36.23% to 17.58%. As a result, under the optimal conditions, a concentrate was obtained with a copper recovery of 36.23% and a silver recovery of 84.13%, containing 14.72% Cu and 196.24 g/t Ag, with a product yield of 1.82%.

The conducted experiments showed that direct sulfidization using Na2S is more effective than hydrothermal sulfidization in the flotation of copper sandstones from the Babatag deposit.

ПОЛУЧЕНИЕ ПИРИТНОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ОТВАЛЬНЫХ ХВОСТОВ МОФ-1 АО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК»

Э.Р. Саппарова[1], Н.Г. Соломко[1], У.М. Абдуразаков[1], Т.И. Шакаров[2]
[1]АО «АГМК», Алмалык, Узбекистан,
[2]АФ НИТУ МИСИС, Алмалык, Узбекистан

Одной из наиболее серьёзных задач поставленных перед АГМК является изучение вопроса о расширении сырьевой базы АГМК, а также вовлечение в процесс обогащения техногенных отходов меднообогатительных фабрик. Получение пиритного концентрата их хвостов флотации имеет не только технологическую целесообразность, так как согласно минералогическому анализу в рудах наблюдается устойчивая связь золота с халькопиритом, и пиритом. А также носит экологический аспект.

Проведен гранулометрический анализ с распределением ценных минералов меди по классам крупности. Анализ полученных данных свидетельствует о том, что наибольшее количество меди присутствует в классах +0,21 и –0,071 мм. Фазовый анализ хвостов флотации показали, что наибольшее содержание меди наблюдается в первичных сульфидах. Так же выполнен химический и минералогический анализ исходной пробы.

Также проведены лабораторные исследования по получению пиритного концентрата из отходов флотации медно-молибденовых рух при различных режимах: стандартный режим, с изменением тонины помола, при разных расходах реагентов.

Согласно проведенным лабораторным опытам на хвостах флотации при тонины помола 67% и дополнительной подачи реагентов с различным содержание меди (от 0,07 до 0,11%) в исходном сырье достигли извлечения меди от 16,67 до 32,18% при выходе концентрата от 1,7 до 2,6% соответственно.

После лабораторных исследований проведены промышленные испытания обогащения техногенных флотоотходов на 3 моносекции МОФ-1 АГМК с использованием пневматических флотационных машинах нового типа «реактор-сепаратор» компании «Navpromlitmash». Характеристики флотомашины похожи флотомашинам «Пневматик селл», «Джеймсон селл». В качестве собирателя сульфидсодержащих минералов использовали бутиловый ксантогенат; пенообразования – Т-92; а $CuSO_4$ подавался в процесс флотации в качестве активатора (повышение флотируемости сульфидсодержащих минералов).

Результаты химическом анализе показали, что извлечение меди в концентрат составило 30,14%, золота 23,20% при выходе пенного продукта 2,20% и содержание меди 0,96%, золота 1,9 г/т.

Дофлотация техногенных флотоотходов на пневматических флотомашинах позволяет дополнительно извлекать ценные компоненты. При дополнительной подаче реагентов возможно получении концентрата с содержанием серы более 40 %, что безусловно позволяет использовании данного продукта в дальнейшем металлургическом переделе.

OBTAINING PYRITE CONCENTRATE FROM DUST TAILINGS MOP-1 JSC "ALMALYK MMC"

E.R. Sapparova[1], N.G. Solomko[1], U.M. Abdurazakov[1], T.I. Shakarov[2]
[1]JSC "AGMK", Almalyk, Uzbekistan,
[2]AF NUST MISIS, Almalyk, Uzbekistan

One of the most serious tasks set for AMMC is to study the issue of expanding the raw material base of AMMC, as well as involving copper processing factories in the process of enrichment of technogenic waste. Obtaining pyrite concentrate from flotation tailings has not only technological feasibility, since, according to mineralogical analysis, a stable connection of gold with chalcopyrite and pyrite is observed in the ores. It also has an environmental aspect. Pyrite is a source of sulfur, which when oxidized can form acidic drainage (acid mine water).

A granulometric analysis was carried out with the distribution of valuable copper minerals by size class. Analysis of the data obtained indicates that the largest amount of copper is present in the +0,21 and –0,071 mm classes due to the high yield of these fractions during enrichment. Phase analysis of flotation tailings showed that the highest copper content is observed in primary sulfides. A chemical and mineralogical analysis of the original sample was also performed.

Laboratory studies were also carried out to obtain pyrite concentrate from flotation waste of copper-molybdenum ore under various modes: standard mode, with changing grinding fineness, at different reagent consumption. Laboratory experiments were carried out on mechanical flotation machines, and regrinding was carried out in laboratory ball mills.

According to laboratory experiments on flotation tailings with a grinding fineness of 67% and additional supply of reagents with varying copper content (from 0,07 to 0,11%) in the feedstock, copper extraction was achieved from 16,67 to 3,18% with a concentrate yield of 1,7 to 2,6% respectively.

After laboratory studies, industrial tests of the enrichment of technogenic flotation waste were carried out at 3 monosections of MOF-1 AGMK using pneumatic flotation machines of a new type "reactor-separator" from the Navpromlitmash company. The characteristics of the flotation machine are similar to those of the Pneumatic Cell and Jameson Cell flotation machines. Butyl xanthate was used as a collector of sulfide-containing minerals; foaming – T-92; and CuSO4 was supplied to the flotation process as an activator (increasing the flotability of sulfide-containing minerals).

The results of chemical analysis showed that the extraction of copper into the concentrate was 30,14%, gold 23,20% with a foam product yield of 2,20% and copper content of 0,96%, gold 1,9 g/t. Additional flotation of man-made flotation waste on pneumatic flotation machines allows additional extraction of valuable components. With an additional supply of reagents, it is possible to obtain a concentrate with a sulfur content of more than 40%, which certainly allows the use of this product in further metallurgical processing.

НОВОЕ ПОКОЛЕНИЕ РАДИОИЗОТОПНЫХ ПРИБОРОВ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ

А.А. Смирнов, В.А. Казанков, А.Л. Шаврин, В.П. Нестеров
АО «Институт физико-технических проблем»
Госкорпорация «Росатом» iftp@dubna.ru, www.iftp.ru

В докладе описаны основные принципы построения и области применения радиоизотопных приборов для обогащения и переработки различных веществ в различных средах (далее - РИП) , в том числе приведены основные цели и области их применения.

В докладе представлено новое поколение сцинтилляционных пластмассовых детекторов ионизирующих излучений с высокой чувствительностью для РИП, в основе которых использованы собственные протяжённые детекторы длиной до 1800 мм.

На основе детекторов выполнены различные типы радиоизотопных уровнемеров, плотномеры, сигнализаторов уровня различных сред на отечественных комплектующих изделий и выполнена задача импортозамещения.

Описаны основные результаты опытно-промышленных испытаний на обогательных фабриках горно-металлугических предприятий, в нефте-газовой и химической отраслях.

Сравнительные измерения плотности и уровня новых РИП с импортными приборами ведущих фирм Бертольд, Эндерс+Хаузер, Вега показали хорошую сходимость и их некоторые преимущества при значительно меньшей цене.

NEW GENERATION OF RADIOISOTOPE ENRICHMENT DEVICES

A.A. Smirnov, V.A. Kazankov, A.L. Shavrin, V.P. Nesterov
JSC "Institute of Physical and Technical Problems"
Rosatom State Corporation, iftp@dubna.ru, www.iftp.ru

The report describes the basic principles of construction and applications of radioisotope devices for the enrichment and processing of various substances in various media (hereinafter referred to as RIP), including the main objectives and areas of their application.

The report presents a new generation of scintillation plastic ionizing radiation detectors with high sensitivity for RIP, based on proprietary extended detectors up to 1800 mm long. Based on the detectors, various types of radioisotope level meters, density meters, and level detectors for various media based on domestic components have been made, and the task of import substitution has been completed.

The main results of pilot industrial tests at concentrating plants of mining and metallurgical enterprises, in the oil, gas and chemical industries are described.

Comparative measurements of the density and level of new RIPS with imported devices from leading companies Berthold, Enders+Hauser, Vega have shown good convergence and some of their advantages at a significantly lower price.

ОСОБЕННОСТИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ПОРФИРОВЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ЁШЛИК I»

М.М. Якубов[1], Х.Ю. Джумаева[2], О.М. Ёкубов[1], М.С. Максудходжаева[3]
[1] Филиал НИТУ МИСИС г.Алмалык, Узбекистан
[2]ГУ «Институт минеральных ресурсов» г. Ташкент, Узбекистан
[3]Алмалыкский филиал ТашГТУ имени И.Каримова г.Алмалык, Узбекистан
yakubovmahmud51@gmal.com

В мире месторождения полезных ископаемых в виде медно-порфировых руд относятся к числу главных сырьевых источников меди, золота, серебра. Минерализация медно-порфировой руды месторождения «Ёшлик I», представлена пиритом и халькопиритом, золотом в виде частиц самородного золота, а нерудная часть – кварцем, полевым шпатом и слюдистыми глинистыми шламообразующими минералами [1,2].

Провели выбор селективных собирателей-коллекторов в процессе флотации, а именно к минералу пириту, а также имеющих высокую собирательную способность к медь содержащим минералам и золоту, предотвращение неселективной флокуляции достигается за счет уменьшения отрицательного влияния шламов в пульпе флотации. По подбору эффективного собирателя медных минералов были опробованы: Aero MX-5125, Hostaflot LIB E, C5-4, C5-5, Flotent DCDM, Flotent DP-1AGMA.

Исследования технологических параметров реагентного режима, были опробованы в виде регулятора среды депрессирующего действия CaO, депрессора породообразующих минералов Aero MIX. В реагентном режиме собирателя, был использован в виде регулятора среды сульфгидрильный собиратель бутиловый ксантогенат калия (БКК). В реагентном режиме вспенивателя, использовался вспениватель Оксаль Т-92. Известно, что при селективной флотации рудно-минерального сырья применяются депрессоры для исключения собирателя на поверхности пирита, таким является известь.

Суммарное извлечение меди в концентрат из двух основных и двух контрольных флотаций (Концентраты 1-4) при pH =11 составило 90,8% (при содержании в нем меди 16,09%); при pH=10 составило 84,7%, при pH = 9 – 77,6%, при pH = 8 – 65,4%. Были проведены укрупненные исследования флотации руд месторождения Ёшлик I при pH=11 пробы в количестве 100 кг, получен концентрат с содержанием меди 14,81%, извлечение меди в концентрат 1 составило 64,05%, концентрат 2 – 20,62% концентрат 3 – 4,11%.

[1] Кузнецова И.А., Максимов И.И. Разработка технологии обогащения медно-порфировых руд Томинского месторождения // Обогащение руд. 2021. № 2. С. 9–14.

[2] Якубов М.М., Джумаева Х.Ю., Ёкубов О.М., Максудходжаева М.С.Разработка технологии переработки балансовой и забалансовой руды месторождения Ёшлик 1. «Цветные металлы» 2024 №9 С. 61–66.

FEATURES OF FLOTATION ENRICHMENT OF COPPER-PORPHYRY ORES OF THE "YOSHLIK I" DEPOSITS

M.M. Yakubov[1], H.Yu. Dzhumaeva[2], O.M. Yokubov[1], M.S. Maksudkhodjaeva[3]
[1] Branch of NUST MISIS, Almalyk, Uzbekistan
[2] State University "Institute of Mineral Resources", Tashkent, Uzbekistan
[3] Almalyk branch of Tashkent State Technical University
named after I. Karimov, Almalyk, Uzbekistan yakubovmahmud51@gmal.com

In the world, mineral deposits in the form of copper-porphyry ores are among the main raw material sources of copper, gold, and silver. Copper-porphyry ore of the Yoshlik I deposit, the mineralization of which is represented by pyrite and chalcopyrite, gold in the form of particles of native gold, and the non-metallic part is quartz, feldspar and micaceous clayey sludge-forming minerals [1, 2].

Selection of selective collectors-collectors in the flotation process was carried out, namely to the mineral pyrite, as well as having a high collecting capacity for copper-containing minerals and gold, prevention of non-selective flocculation by reducing the negative impact of sludge in the flotation pulp. The following were tested for the selection of an effective collector of copper minerals: Aero MX-5125, Hostaflot LIB E, C5-4, C5-5, Flotent DCDM, Flotent DP-1AGMA.

The studies of the process parameters of the reagent mode were tested in the form of a regulator of the environment of the depressing action of CaO, a depressant of rock-forming minerals Aero MIX. In the reagent mode of the collector, a sulfhydryl collector butyl potassium xanthate (BKK) was used as a regulator of the environment. In the reagent mode of the frother, the frother Oxal T-92 was used. It is known that during the selective flotation of ore-mineral raw materials, depressors are used to exclude the collector on the surface of pyrite, such as lime.

The total copper recovery into concentrate from two main and two control flotations (Concentrates 1-4) at pH = 11 was 90.8% (with a copper content of 16.09%); at pH = 10 it was 84.7%, at pH = 9 – 77.6%, at pH = 8 – 65.4%. Large-scale studies of ore flotation at pH = 11 of the Yoshlik I deposit with an ore sample of 100 kg were carried out; a concentrate with a copper content of 14.81% was obtained, copper extraction in concentrate 1 was 64.05%, concentrate 2 – 20.62%, concentrate 3 – 4.11%.

[1] Kuznetsova I. A., Maksimov I. I. Development of beneficiation technology for copper-porphyry ores of the Tominskoye deposit // Ore dressing. 2021. No. 2. Pp. 9–14.

[2] Yakubov M.M., Dzhumaeva H.Yu., Yokubov O.M., Maksudkhodzhaeva M.S. Development of technology for processing balance and off-balance ore of the Yoshlik 1 deposit. "Non-ferrous metals" 2024 No. 9 Pp. 61–66.

СОВРЕМЕННЫЕ ГЕОЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОДХОДЫ К ПЕРЕРАБОТКЕ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД ЦЕНТРАЛЬНЫХ КЫЗЫЛКУМОВ

К. Санакулов[1], И.О. Хамроев[1], Р.А. Хамидов[2]

[1]АО «Навоийский горно-металлургический комбинат», Навои, Узбекистан,
[2]Навоийский государственный горно-технологический университет,
Навои, Узбекистан, hamidov-88@mail.ru

В последние десятилетия изучение упорных золотосодержащих руд Центральных Кызылкумов приобрело особую значимость, поскольку традиционные методы извлечения золота из таких руд оказываются недостаточно эффективными.

Специфика упорных руд заключается в сложной минералогии, наличию тонкодисперсного золота и углеродистых соединений, влияющих на процессы переработки. Высокая дисперсность золота, включая его наноформы, значительно затрудняет его аналитическое определение и технологическое извлечение. Для повышения извлекаемости золота необходимо учитывать следующие ключевые аспекты:

– Природу, поведение и распределение золота в рудных и природных системах;

– Геолого-промышленные и технологические типы руд месторождений Узбекистана;

– Методы геолого-технологического картирования и моделирования упорных руд;

– Применение современных технолого-гидрометаллургических решений, включая биоокисление, ультратонкий помол и др;

– Процессы трансформации углеродистого вещества, кинетику окисления сульфидов и поведение золота при термической и химической обработке руд.

Перспективным направлением является разработка инновационных методов переработки, учитывающих специфические свойства ультрадисперсного и углеродистого золота. Важной задачей также остается систематизация руд по геолого-технологическим характеристикам и оптимизация технологических схем их переработки.

В Узбекистане значительный вклад в изучение этих вопросов внес Навоийский горно-металлургический комбинат, который, наряду с другими научными организациями, активно разрабатывает новые подходы к повышению эффективности извлечения золота. Комплексный анализ минералого-геохимических и технологических аспектов упорных руд позволяет не только повысить показатели добычи, но и оптимизировать затраты на переработку, обеспечивая конкурентоспособность отрасли в международном масштабе.

MODERN GEOLOGICAL AND TECHNOLOGICAL APPROACHES TO THE PROCESSING OF REFRACTORY GOLD-BEARING ORES OF THE CENTRAL KYZYLKUM

K. Sanakulov[1], I.O. Khamroev[1], R.A. Khamidov[2]
[1] JSC "Navoi Mining & Metallurgical Company", Navoi, Uzbekistan,
[2] Navoi State University of Mining and Technologies, Navoi, Uzbekistan,
hamidov-88@mail.ru

In recent decades, the study of refractory gold-bearing ores of the Central Kyzylkum has gained particular significance, as traditional gold extraction methods have proven to be insufficiently effective.

The specificity of refractory ores lies in their complex mineralogy, the presence of finely dispersed gold, and carbonaceous compounds that affect processing methods. The high dispersion of gold, including its nanoforms, significantly complicates its analytical determination and technological extraction. To improve gold recoverability, the following key aspects must be considered:

- The nature, behavior, and distribution of gold in ore and natural systems;
- Geological, industrial, and technological types of ores in Uzbekistan's deposits;
- Methods of geological-technological mapping and modeling of refractory ores;
- Application of modern hydro-metallurgical technologies, including bio-oxidation, ultrafine grinding, etc.;
- Transformation processes of carbonaceous matter, sulfide oxidation kinetics, and gold behavior during thermal and chemical ore treatment.

A promising direction is the development of innovative processing methods that take into account the specific properties of ultrafine and carbonaceous gold. An important task also remains the systematization of ores based on their geological and technological characteristics and the optimization of processing flowsheets.

In Uzbekistan, the Navoi Mining & Metallurgical Company has made a significant contribution to the study of these issues. Along with other scientific organizations, it actively develops new approaches to improving gold recovery efficiency. A comprehensive analysis of the mineralogical, geochemical, and technological aspects of refractory ores not only enhances extraction rates but also optimizes processing costs, ensuring the industry's competitiveness on a global scale.

ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ ПРОТИВОТОЧНОЙ ФЛОТОМАШИНЫ СО СТРУЙНО-ЭЖЕКТОРНЫМ АЭРАТОРОМ

***Д.В. Шехирев*[1], А.В. Панькин[2], П.В. Краюшкин[1]**

[1]Национальный исследовательский технологический университет МИСИС, Россия, 119049, Москва, Ленинский проспект, 4

[2]ООО «Спецмаш», Россия, 198322, г. Санкт-Петербург, ул. Катерников, д.6, к.1,

Shekhirev.dv@misis.ru

В настоящее время, вследствие усложнения обогатимости руд, требуются технологии и оборудование с повышенной эффективностью разделения. В этой связи все шире применяются флотационные аппараты с противоточным движением пульпы и пузырьков. Однако вопросы, связанные с оптимизацией потоков в камерах противоточных флотомашин путем регулирования высоты камеры и глубины расположения точки ввода питания, остаются недостаточно изученными.

Для опытной противоточной флотомашины был использован пневмогидравлический аэратор новой конструкции – струйно-эжекторный. Аэратор отличается наличием саморегулирующегося потока пульпы в камеру смешения и обеспечивает узкое распределение пузырьков по размеру.

Промышленные испытания противоточной флотомашины со струйно-эжекторным аэратором в операции основной флотации на ПО «Фосфорит» показали, что увеличение высоты камеры от 3,5 до 5,0 м при заглублении точки загрузки питания от пенного порога на 1,5 м привело к увеличению эффективности разделения в аппарате. Содержание P_2O_5 в пенном продукте возросло от 20–22% до 25–27% при уменьшении выхода пенного продукта от 32–35% до 21–24%. Содержание в камерном продукте соответствует отвальному (по данным 116 опробований, 1,00 ± 0,39% P_2O_5), нормализована нагрузка перечистных операций.

Проведено опробование минеральной нагрузки пузырьков с помощью оригинального пробоотборника конструкции Б.С. Чертилина. Пробоотборник позволяет определять значение удельной минеральной нагрузки пузырьков (кг массы на $м^3$ воздуха) и анализировать ее состав.

Опробование минеральной нагрузки пузырьков в различных по глубине точках камеры показало экстремальный характер распределения минеральной нагрузки по глубине камеры при монотонном возрастании в ней содержания P_2O_5. Это подтверждает основную роль процесса преимущественного осыпания частиц пустой породы с пузырьков в зоне концентрирования (выше точки ввода питания) в достигнутом увеличении эффективности разделения.

INDUSTRIAL TESTS OF A COUNTER-CURRENT FLOTATION MACHINE WITH A JET-EJECTOR AERATOR

***D.V. Shekhirev*[1], *A.V. Pankin*[2], *P.V. Krayushkin*[1]**
[1]National University of Science and Technology MISIS,
Russia, 119049, Moscow, Leninsky Prospect, 4
[2] LLC «Spetsmash», Russia, 198322, St. Petersburg,
Katernikov st., 6, bldg. 1
Shekhirev.dv@misis.ru

Due to the growing complexity of ore processing, equipment and technologies with higher separation efficiency are currently in demand. Flotation machines with a countercurrent flow of slurry and bubbles are increasingly being used. Yet still, certain issues related to optimizing flows in a flotation cell by adjusting the cell height and feed point depth remain insufficiently studied.

A new design of pneumatic-hydraulic aerator, jet-ejector, was used for the experimental counter-current flotation machine. The aerator features a self-regulating pulp flow into the mixing chamber and provides a narrow distribution of bubbles by size.

Pilot tests of a countercurrent flotation machine with a jet-ejector aerator in rougher flotation at a facility of Phosphorit Industrial Group LLC have demonstrated an increase in separation efficiency after a chamber height adjustment from 3.5 to 5.0 m with a 1.5 m deeper feed point. The mass fraction of P_2O_5 in the froth product increased from 20–22 to 25–27 % with a decrease in froth yield from 32–35 to 21–24%. The flotation tail grades correspond to those of the dump waste product (1.00 ± 0.39% P_2O_5 according to the data on 116 samples); the load of cleaner operations has also been normalized. An original sampler designed by B.S. Chertilin was used to test the mineral load of bubbles at different depth points in the cell. The results indicate the extreme nature of the load distribution with a monotonous increase in P_2O_5. This confirms the main role of the process of predominant shedding of waste rock particles from the bubbles in the concentration zone (above the feed point) with the higher separation efficiency achieved.

РАСКРЫТИЕ МИНЕРАЛОВ СВИНЦОВО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ В КЛАССАХ КРУПНОСТИ ПРИ РАЗЛИЧНОМ ВРЕМЕНИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

***Д.В. Шехирев*[1], *Б.Б. Смайлов*[2]**

[1]Национальный исследовательский технологический университет МИСИС, Россия, 119049, Москва, Ленинский проспект, 4

[2]ТОО «AAEngineering Group», Республика Казахстан, 050023, Алматы, Бостандыкский район, ул. Рахмадиева, 21

Shekhirev.dv@misis.ru

Современной тенденцией в прогнозировании процессов обогащения является использование данных количественного минералогического анализа. При этом продукты представляются как набор сортов частиц – раскрытых фаз и сростков, различающихся размером, минеральным составом, характером срастания минералов и т. п. Задача прогнозирования операции измельчения состоит в том, чтобы по данным о характеристиках сортов частиц и массам сортов в питании операции определить характеристики сортов частиц и массы сортов для измельченного продукта.

В данной работе приводятся результаты изучения кинетики раскрытия основных минералов свинцово-цинковой руды, отличающейся сложностью взаимного вкрапления галенита, сфалерита и пирита.

Исходным продуктом измельчения являлась руда, дробленая до крупности –1 мм. Навески массой по 1 кг подвергались мокрому измельчению в шаровой мельнице объемом 7 дм^3. Шаровая нагрузка составляла 6 кг. Соотношение Т : Ж = 1 : 0,45. Продолжительность измельчения – 10, 30 и 50 мин. Далее производился рассев исходной пробы дробленой руды и измельченных продуктов на ситах с размерами отверстий 1; 0,25; 0,1; 0,071 и 0,040 мм.

Раскрытые минералы имелись уже в дробленой руде, массовые доли галенита, сфалерита и пирита в раскрытых частицах суммарно по всем классам крупности составили соответственно 16,4, 17,2 и 15,7%. В результате измельчения материала в течение 50 минут эти доли повысились до 61,2, 69,2 и 63,1%.

Количественным минералогическим анализом установлено, что распределение класса крупности по типам сростков для данной руды зависит только от крупности класса, но не зависит от его выхода и постоянно в ходе измельчения.

Расчет выходов сортов частиц от руды можно осуществлять, зная выходы классов крупности (определяемые по апробированной модели), а также выходы типов сростков от каждого класса крупности и содержания минералов в них (определяемые количественным минералогическим анализом классов крупности продуктов лабораторного измельчения).

LIBERALISATION OF LEAD-ZINC ORE MINERALS IN SIZE CLASSES AT VARIOUS GRINDING TIMES

***D.V. Shekhirev*[1], *B.B. Smaylov*[2]**

[1]*National University of Science and Technology MISIS, Russia, 119049, Moscow, Leninsky Prospect, 4*

[2]*LLP «AAEngineering Group», Republic of Kazakhstan, 050023, Almaty, Bostandyk district, st. Rakhmadieva, 21*

Shekhirev.dv@misis.ru

The current trend in prediction of beneficiation processes consists in application of quantitative mineralogical analysis data. In this context, products are represented as a composition of types of particles – liberated phases and intergrowths, differing in size, mineral composition, character of mineral intergrowth, etc. The task of grinding operation prediction consists in determination of types of particles and masses of types of particles in ground product.

This work presents the results of lead-zinc ore main minerals liberation kinetics study, the ore in question being distinguished by complex mutual dissemination of galena, sphalerite and pyrite.

The initial product of grinding was ore crushed to a size of –1 mm. Samples weighing 1 kg were wet ground in a ball mill with a volume of 7 dm^3. The ball load was 6 kg. The ratio T : L = 1 : 0.45. The duration of grinding was 10, 30 and 50 min. Then, the initial sample of crushed ore and crushed products were sifted on sieves with opening sizes of 1; 0.25; 0.1; 0.071 and 0.040 mm. The exposed minerals were already present in the crushed ore, the mass fractions of galena, sphalerite and pyrite in the exposed particles in total for all size classes amounted to 16.4, 17.2 and 15.7%, respectively. As a result of grinding the material for 50 minutes, these proportions increased to 61.2, 69.2 and 63.1%.

Quantitative mineralogical analysis has established that size fraction distribution with respect to types of intergrowths for the ore in question depends only on fraction size, but does not depend on its yield, and is constant during grinding.

The calculation of the yields of particle grades from the ore can be carried out on the basis of size fractions yields (calculated by a tried-out model), as well as yields of types of intergrowths from each size fraction and their mineral content (determined through quantitative mineralogical analysis of size fractions in laboratory grinding products).

МОСКОВСКИЙ МЕЖДУНАРОДНЫЙ КОНГРЕСС ОБОГАТИТЕЛЕЙ (ММКО-2025)

ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ РУД РЕДКИХ, РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

MOSCOW INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS (MIMPC-2025)

TECHNOLOGIES FOR PROCESSING ORES OF RARE, RARE EARTH AND PRECIOUS METALS

ОБОГАЩЕНИЕ ЧЕРНОВОГО ТИТАНОМАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГРЕМЯХА-ВЫРМЕС

А.А. Агамирова, К.В. Гончаров, Г.Б. Садыхов

Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН, Россия, 119334, Москва, Ленинский пр., 49, alexandra_0492@mail.ru

Россия занимает второе место по запасам титанового сырья в мире после Китая. Более половины этих запасов представлена бедными по содержанию диоксида титана рудах – лейкоксеновыми и титаномагнетитовыми. В настоящее время титаномагнетитовые концентраты используются в качестве источников для получения железосодержащих продуктов и пентаоксида ванадия. Несмотря на содержание титана в таких рудах, титаномагнетиты не используются для переработки на титан и его соединения [1].

Месторождение Гремяха-Вырмес обладает значительными запасами ильменит-титаномагнетитовыми рудами. По оценкам геологоразведочных работ запасы руд Юго-Восточного участка составляют 330 млн тонн [2].

В работе исследована возможность обогащения чернового титаномагнетитового концентрата с получением очищенного от примесей концентрата, пригодного для дальнейшей переработки на титановый шлак с возможной дальнейшей переработкой на искусственный рутил или металлический титан.

Объектом исследования является титаномагнетитовый концентрат месторождения Гремяха-Вырмес следующего состава: 9,14 TiO_2; 55,1 $Fe_{общ}$; 0,62 V_2O_5; 5,98 SiO_2; 0,13 P_2O_5. Основной проблемой переработки титаномагнетитов является высокое содержание кремния не только в свободном виде, но и в связанном состоянии. По данным микроскопического анализа было установлено, что кварц находится как в виде свободных зерен, так и в виде сростков минерала. В связи с этим была проведена мокрая магнитная сепарация предварительно измельченного чернового титаномагнетитового концентрата, которая позволила отделить сначала свободные зерна кварца, а затем и кварц из сростков после предварительного измельчения крупной фракции.

В результате проведенного обогащения с применением измельчения и мокрой магнитной сепарации удалось выделить в немагнитную фракцию до 70% силикатов и практически весь ильменит, а также снизить содержание серы и фосфора на 25 и 30%, соответственно. Получен титаномагнетитовый концентрат следующего состава, %: 59,4 $Fe_{общ}$, 6,4 TiO_2, 1,4 SiO_2, 0,74 V_2O_5 и др.

[1] Резниченко В.А., Шабалин Л.И. Титаномагнетиты. Месторождения, металлургия, химическая технология. М.: Наука, 1986, 296 с.

[2] Горбунов Г.И., Бельков И.В., Макиевский С.И. и др. Минеральные месторождения Кольского полуострова. М.: Наука, 1981, 272 с.

BENEFICATION OF ROUGH TITANIUMMAGNETITE CONCENTRATE FROM THE GREMYAKHA-VYRMES DEPOSIT

A.A. Agamirova, K.V. Goncharov, G.B. Sadykhov
Institute of Metallurgy and Materials Science named after. A.A. Baikov RAS, Russia, 119334, Moscow, Leninsky pr., 49, alexandra_0492@mail.ru

Russia ranks second in the world in titanium raw material reserves after China. More than half of these reserves are represented by ores poor in titanium dioxide content – leucoxene and titanomagnetite. Currently, titanomagnetite concentrates are used as sources for obtaining iron-containing products and vanadium pentoxide. Despite the titanium content in such ores, titanomagnetites are not used for processing into titanium and its compounds [1].

The Gremyakha-Vyrmes deposit has significant reserves of ilmenite-titanomagnetite ores. According to geological exploration, the ore reserves of the South-Eastern site are 330 million tons [2].

The paper investigates the possibility of enriching rough titanomagnetite concentrate to obtain a concentrate purified from impurities, suitable for further processing into titanium slag with possible further processing into artificial rutile or metallic titanium. The object of the study is titanomagnetite concentrate of the Gremyakha-Vyrmes deposit with the following composition: 9.14 TiO_2; 55.1 Fe_{total}; 0.62 V_2O_5; 5.98 SiO_2; 0.13 P_2O_5. The main problem of titanomagnetite processing is the high silicon content not only in free form, but also in a bound state. According to microscopic analysis, it was established that quartz is both in the form of free grains and in the form of mineral intergrowths. In this regard, wet magnetic separation of pre-crushed rough titanomagnetite concentrate was carried out, which made it possible to separate first free quartz grains, and then quartz from intergrowths after preliminary crushing of the large fraction. As a result of the enrichment carried out using grinding and wet magnetic separation, it was possible to separate up to 70% of silicates and almost all of the ilmenite into the non-magnetic fraction, and also to reduce the sulfur and phosphorus content by 25 and 30%, respectively. Titanomagnetite concentrate of the following composition was obtained, %: 59.4 Fe_{total}, 6.4 TiO_2, 1.4 SiO_2, 0.74 V_2O_5, etc.

[1] Reznicenko V.A., Shabalin L.I. Titanomagnetites. Deposits, metallurgy, chemical technology. Moscow: Nauka, 1986, 296 p.

[2] Gorbunov G.I., Belkov I.V., Makievsky S.I. et al. Mineral deposits of the Kola Peninsula. Moscow: Nauka, 1981, 272 p.

ОБОГАЩЕНИЕ ЦИРКОНОВОГО КОНЦЕНТРАТА МЕТОДОМ ВОЗДУШНО-ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СЕПАРАЦИИ

***Д.И. Леонов*[1], В.И. Сачков[2], Р.А. Нефедов[3], П.С. Щербаков[4]**

[1, 2, 3, 4] Национальный исследовательский Томский государственный университет, Россия, 634050, Томск, пр. Ленина, 36

[1]mail@leonovdaniil.ru,

[2]vicsachkov@gmail.com

[3]ronef88@yandex.ru

[4]xcrbgc@gmail.com

Исследована возможность обогащения и снижения радиоактивности циркониевого концентрата Обуховского горно-обогатительного комбината, расположенного в Северо-Казахстанской области. Обогащение и дезактивация цирконового концентрата производилась путем сухой магнитной сепарации и центробежной воздушной классификации. Изучено распределение элементов по поверхности зерен полученных фракций и проведено определение гранулометрического состава методом энергодисперсионной рентгеновской спектроскопии.

Основными минералами Zr в магматических системах являются бадделеит (ZrO_2) и циркон ($ZrSiO_4$), они встречаются в качестве обычных акцессорных фаз в широком диапазоне составов магматических пород [1–2].

В ходе воздушно-центробежной классификации цирконового концентрата были получены 6 фракций циркона. Были исследовано распределение элементов в полученных фракциях. Было показано, что распределение фосфора совпадает с цирконием, что говорит о связанности монацитовой и цирконовой фаз. Железо распределено чаще всего равномерно по всем частицам, что говорит о невозможности полного выделения железа. При этом титан образует фазы как с железом, так и отдельные фазы (лейкоксен-псевдорутиловые агломераты). Была проведена магнитная сепарация каждой фракции. На основании анализа полученных фракций, они были сгруппированы в три конечных продукта: концентрат циркона с низкой активностью (содержание ZrO_2 = 55.4 масс.%, P = 5,8±0,6 кБк/кг, выход фракции 63,46 % масс.), титансодержащая фракция с низким содержанием циркония (содержание ZrO_2 = 17.7 масс.%, P = 14,2±0,6 кБк/кг, выход фракции 17,77 % масс.) и концентрат со значительным содержанием циркония и высокой активностью (содержание ZrO_2 = 23.5 масс.%, P = 12,8±0,6 кБк/кг, выход фракции 18,77 % масс.).

Таким образом был получен продукт, не имеющий ограничений на транспортировку с увеличенным содержанием ZrO_2 и два полупродукта с высоким содержанием титана, требующих дополнительной очистки от радиоактивных примесей.

[1] Iizuka, T.; Lai, Y.-J.; Akram, Earth Planet Sci Lett. 439 (2016) 172–181.

[2] Zhang, S.-H.; Zhao, Y.; Earth Planet Sci Lett. 288 (2009) 588–600.

ENRICHMENT OF ZIRCON CONCENTRATE BY AIR-CENTRIFUGAL SEPARATION

D.I. Leonov[1], V.I. Sachkov[2], R.A. Nefedov[3], P.S. Shcherbakov[4]
[1, 2, 3, 4] National Research Tomsk State University,
Russia, 634050, Tomsk, Lenin Ave., 36
[1]mail@leonovdaniil.ru,
[2]vicsachkov@gmail.com
[3]ronef88@yandex.ru
[4]xcrbgc@gmail.com

A study was conducted on methods for enrichment and radioactivity reduction of zirconium concentrate mined at the Obukhov Mining and Processing Plant in the North Kazakhstan Region. Dry magnetic separation and centrifugal air classification were used as the main technologies. The distribution of elements on the grain surface of the obtained fractions was studied, and the granulometric composition was analyzed using energy-dispersive X-ray spectroscopy.

The main zirconium-containing minerals in igneous rocks are baddeleyite (ZrO_2) and zircon ($ZrSiO_4$), which occur as accessory phases in a wide range of igneous rocks [1–2].

As a result of air-centrifugal classification of the concentrate, six zircon fractions were identified, for which a study of the distribution of chemical elements was carried out. It was found that phosphorus is distributed similarly to zirconium, which confirms the relationship between the monazite and zircon phases. Iron is present uniformly in all particles, which complicates its complete removal. Titanium forms both individual compounds (leucoxene-pseudorutile agglomerates) and complexes with iron. Magnetic separation of each fraction allowed the material to be grouped into three final products: zircon concentrate with reduced radioactivity (ZrO_2 – 55.4 wt.%, P = 5.8±0.6 kBq/kg, yield – 63.46 wt.%), titanium-containing fraction with low zirconium content (ZrO_2 – 17.7 wt.%, P – 14.2±0.6 kBq/kg, yield – 17.77 wt.%) and concentrate with increased zirconium content and high radioactivity (ZrO_2 – 23.5 wt.%, P = 12.8±0.6 kBq/kg, yield – 18.77 wt.%).

The result is a material with no transportation restrictions, with an increased ZrO_2 content, as well as two intermediate products with a high titanium content that require further purification from radioactive impurities.

[1] Iizuka, T.; Lai, Y.-J.; Akram, Earth Planet Sci Lett. 439 (2016) 172–181.
[2] Zhang, S.-H.; Zhao, Y.; Earth Planet Sci Lett. 288 (2009) 588–600.

СХЕМА СЕТИ ПРОМЫШЛЕННЫХ ПРОИЗВОДСТВ ПРИ СОЗДАНИИ ЕДИНОГО РЕДКОМЕТАЛЛЬНОГО КЛАСТЕРА В РС (Я)

***А.И. Матвеев*[1], *И.М. Петров*[2]**
[1]ГБУ «Академия наук РС (Я)», Россия, 677980,
г. Якутск, проспект Ленина 33, mail@andreimati.ru
[2]ООО «ИГ «Инфомайн», Россия, 109028, г. Москва, Певческий пер., 4
igo382@yandex.ru

Выполненной работой в рамках региональных комплексных научных исследований (КНИ-2) на основе изучения мирового и отечественного рынков редкометального сырья выявлено, что наиболее востребованными, кроме группы редких земель известного и уникального «Томторского» месторождения, являются литий из гидроминеральных рассолов и вольфрам.

С целью повышения эффективности проектов и развития в Якутии производства продукции с высокой добавленной стоимостью предлагается модель создания в РС (Я) единого редкометаллного кластера, включающего три проекта: проект по извлечению лития из гидроминерального сырья (рассолы трубки «Удачная»), проект по извлечению РЗМ, ниобия, скандия (и, возможно, марганца) из руд Томторского месторождения; проект по разработке Агылкинского месторождения с получением вольфрамового концентрата.

Первые два проекта предлагается создать на территории Мирнинского района РС(Я) с комплексом по выпуску химических реагентов (каустическая сода, хлор или соляная кислота) из местных ресурсов. Для извлечения лития могут применяться селективные сорбенты отечественного (например, Аксионит) или китайского производства. Товарной продукцией является карбонат лития, который будет поставляться в дальнейшем для использования в РФ (например, ХМЗ в Красноярске) или на экспорт (в Китай).

Возможными вариантами первичной переработки Томторской руды непосредственно на месторождении являются методы современного радиометрического, гравитационного и магнитного обогащения. Кроме этого, для первичной химической обработки руд и первичных концентратов возможно щелочное вскрытие с использованием производимой на месте каустической соды и последующим использованием селективных сорбентов для выделения соединений редких земель, вместо экстракции. Продукцией в данном случае может быть более богатый по РЗМ, ниобию и скандию концентрат.

Важным потенциальным объектом для комплексного развития редкометаллного производства на территории Якутии является планируемый металлургический кластер на юге Якутии, где реализация пирометаллургических мощностей позволит наладить выпуск ферросплавной продукции широкого спектра (феррровольфрам, феррониобий, ферромарганец), которая может использоваться для выпуска высококачественной стали, в том числе на территории РС(Я).

THE SCHEME OF THE INDUSTRIAL PRODUCTION NETWORK WHEN CREATING A SINGLE RARE METAL CLUSTER IN THE RS (YA)

A.I. Matveev[1], I.M. Petrov[2]
[1]GBU "Academy of Sciences of the RS (Ya)", 33 Lenin Avenue, Yakutsk, 677980, Russia, mail@andreimati.ru
[2]OOO "IG "Infomain", Russia, 109028, Moscow, Pevchesky lane, 4 igo382@yandex.ru

The work carried out within the framework of regional integrated scientific research (CNI-2) based on the study of the global and domestic markets of rare metal raw materials revealed that the most in demand, except for the group of rare earths of the famous and unique "Tomtorskoye" deposit, are lithium from hydromineral brines and tungsten. In order to increase the efficiency of projects and develop the production of high-value-added products in Yakutia, a model is proposed for creating a single rare metal cluster in the Republic of Yakutia, including three projects: a project to extract lithium from hydromineral raw materials (Udachnaya tube brines), a project to extract REM, niobium, scandium (and possibly manganese) from the ores of the Tomtorskoye deposit; a project to develop the Agylkinskoye deposit to produce tungsten concentrate. The first two projects are proposed to be created on the territory of the Mirninsky district of the RS (Ya) with a complex for the production of chemical reagents (caustic soda, chlorine or hydrochloric acid) from local resources. Selective sorbents of domestic origin (for example, Axionite) can be used to extract lithium or Chinese-made. The commercial product is lithium carbonate, which will be supplied later for use in the Russian Federation (for example, KHMP in Krasnoyarsk) or for export (to China). Possible options for the primary processing of Tomtor ore directly at the deposit are the methods of modern radiometric, gravitational and magnetic enrichment. In addition, for the primary chemical treatment of ores and primary concentrates, alkaline opening is possible using locally produced caustic soda and the subsequent use of selective sorbents to isolate rare earths compounds, instead of extraction. The product in this case may be a concentrate richer in REM, niobium and scandium. An important potential facility for the integrated development of rare metal production in Yakutia is the planned metallurgical cluster in the south of Yakutia, where the implementation of pyrometallurgical capacities will allow the production of ferroalloy products of a wide range (ferrovolfram, ferroniobium, ferromanganese), which can be used for the production of high-quality steel, including in the territory of the Republic of Yakutia.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АКТОБЕ

М.Б. Барменшинова[1], И.Ю. Мотовилов[1], М.А. Инкар[1]
[1]НАО «Казахский национальный исследовательский университет имени К.И. Сатпаева», Алматы, Сатпаева 22,
m.barmenshinova@satbayev.university,
i.motovilov@satbayev.university

В настоящее время мировая золотодобывающая отрасль в связи с истощением ресурсов легкообогатимого сырья вынуждена осваивать технологии переработки упорного золотосодержащего сырья, характеризующегося тонкой диспергацией золота в сульфидных минералах, что затрудняет в дальнейшем возможность прямого цианирования продуктов обогащения.

Изменчивость физико-химических свойств минералов, составляющих золотосодержащие руды различных месторождений не позволяет использовать готовые технические решения.

Проблема проводимых исследований состоит в разработке оптимальных технологических режимов обогащения упорного золотосодержащего сырья месторождения Актобе с получением качественного золотосодержащего концентрата и его переработки.

Теоретическое обоснование базируется на методике исследования золото- и серебросодержащих руд [1].

Использованные методы: изучение вещественного состава, исследование гравитационной обогатимости, исследование флотационной обогатимости, гидрометаллургические исследования на руде и флотоконцентрате [1, 2].

Получен флотационный концентрат с содержанием золота 23,01 г/т и серебра 605 г/т, при извлечении золота 89,84% и серебра 87,26%. Извлечение золота при цианировании руды и флотоконцентрата без предварительной обработки (обжиг, механоактивация) составило из руды 62,42% из флотоконцентрата (48,53%) [3].

Перспективы продолжить исследования по цианированию флотационного концентрата с целью извлечения золота в раствор.

1. Зеленов В.И. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд. М. 1989. 302 с.

2. Федотов П.К., Сенченко А.Е., Федотов К.В., Бурдонов А.Е., Власова В.В. Технология переработки малосульфидной золотокварцевой руды // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. 2022. Т. 333, № 6. С.178–189.

3. Barmenshinova M.B., Motovilov I.Yu., Omar R.S., Adilzhan Zh. Development of flotation technology for processing refractory gold-bearing ores from the Aktobe deposit // Obogashchenie Rud. №6. 2024. P. 3–7.

DEVELOPMENT OF PROCESSING TECHNOLOGY FOR GOLD-BEARING ORE FROM THE AKTOBE DEPOSIT

M.B. Barmenshinova[1], I.Yu. Motovilov[1], M.A. Ingkar[1]
[1]Kazakh National Research Technical University named after K.I. Satbayev, Almaty, Satpayev 22, m.barmenshinova@satbayev.university, i.motovilov@satbayev.university

Currently, due to the depletion of easily beneficiated raw material resources, the global gold mining industry is forced to develop technologies for processing refractory gold-bearing ores. These ores are characterized by fine gold dispersion in sulfide minerals, which complicates the direct cyanidation of beneficiation products.

The variability of the physicochemical properties of minerals composing gold-bearing ores from different deposits does not allow the use of ready-made technical solutions.

The research problem lies in developing optimal technological beneficiation conditions for refractory gold-bearing ores from the Aktobe deposit to obtain a high-quality gold-bearing concentrate and process it effectively.

The theoretical basis is founded on the methodology for studying gold- and silver-bearing ores [1].

Methods used: material composition analysis, gravity concentration studies, flotation beneficiation studies, and hydrometallurgical tests on both ore and flotation concentrate [1, 2].

A flotation concentrate was obtained with a gold content of 23,01 g/t and a silver content of 605 g/t, with gold recovery of 89,84% and silver recovery of 87,26%. Gold recovery during cyanidation of ore and flotation concentrate without preliminary treatment (roasting, mechanochemical activation) was 62,42% from ore and 48,53% from flotation concentrate [3].

Future research will focus on cyanidation of the flotation concentrate to maximize gold extraction into solution.

1. Zelenov V.I. Methodology for Studying Gold- and Silver-Bearing Ores. Moscow, 1989. 302 p.

2. Fedotov P.K., Senchenko A.E., Fedotov K.V., Burdonov A.E., Vlasova V.V. Technology for Processing Low-Sulfide Gold-Quartz Ores // Bulletin of Tomsk Polytechnic University. Geo-resource Engineering. 2022. Vol. 333, No. 6. P. 178–189.

3. Barmenshinova M. B., Motovilov I. Yu., Omar R. S., Adilzhan Zh. Development of Flotation Technology for Processing Refractory Gold-Bearing Ores from the Aktobe Deposit// Obogashchenie Rud. No. 6. 2024. P. 3-7.

КОМПЛЕКСНЫЕ СУЛЬФАТЫ СКАНДИЯ В ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ КРАСНЫХ ШЛАМОВ ГЛИНОЗЕМНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Л.А. Пасечник, И.С. Медянкина, О.А. Липина
Институт химии твердого тела УрО РАН, Екатеринбург, Россия,
pasechnik@ihim.uran.ru

Красные шламы, образующиеся в огромных количествах при переработке бокситов на глиноземных предприятиях, признаны наиболее перспективным сырьем скандия. Каждый алюминиевый завод Урала ежегодно, пропуская через стадии технологии, в шламохранилища выбрасывает более 150 т Sc_2O_3, 1000 т ZrO_2, 400 т Y_2O_3 и др. Несмотря на многочисленные исследования, реализуются лишь опытные испытания по переработке этого вида отхода с извлечением ценных компонентов. Карбонатная обработка шламовой пульпы с комплексованием скандия позволяет выделить скандиевый концентрат, содержащий до 5% Sc. Его вскрытие в сульфатном растворе и последующее осаждение комплекса $NH_4Sc(SO_4)_2$ приводят к эффективному отделению скандия от сопутствующих металлов с выходом не ниже 99% [1]. Меньшей растворимостью обладает комплекс $KSc(SO_4)_2$ [2], кристаллизация которого используется при сернокислотной переработке скандийсодержащего сырья с одновременной регенерацией реагента-осадителя K_2SO_4 [3].

Изучение поведения в сернокислых растворах скандия необходимо для поиска условий его эффективного выделения и отделения от примесей, которые были проверены на синтетических смесях и на растворах вскрытия промышленного концентрата скандия. При этом большая часть экспериментов велась применительно к последним, что позволит использовать данные при переработке других видов скандийсодержащего сырья. Разработанный способ выделения и очистки скандия включает растворение Sc-концентрата в растворе серной кислоты с отделением на данном этапе примесей Si и Ca и последующее осаждение $KSc(SO_4)_2$. При этом концентрация скандия в растворе, поступающем на кристаллизацию комплекса, составляет ~10 г/л, что значительно ниже, чем по патенту [4]. Осаждение при 5.5–6.5 М H_2SO_4 и температуре 60-90°C в присутствии избыточного количества K_2SO_4 резко снижает растворимость скандия и приводит к селективной кристаллизации хорошо отделяемого осадка.

Работа выполнена при поддержке РНФ и Правительства Свердловской области, проект №24-29-20278, https: //rscf.ru/project/24-29-20278/.

[1] Pasechnik L.A., Skachkov V.M. et al. Hydrometallurgy., 202 (2021) 105597.

[2] Комиссарова Л.Н. Неорганическая и аналитическая химия скандия. М.: Эдиториал УРСС, 2001. – 512 с.

[3] Пасечник Л.А., Суриков В.Т. Способ сернокислотной переработки скандийсодержащего сырья. Патент РФ №2806940. Опубл. 2023.11.08.

[4] Козырев А.Б., Вишняков С.Е. и др. Способ получения оксида скандия из скандийсодержащих концентратов. Патент РФ №2669737. Опубл. 2018.10.15.

COMPLEX SCANDIUM SULFATES FOR HYDROMETALLURGICAL PROCESSING OF RED MUD OF ALUMINA PRODUCTION

L.A. Pasechnik, I.S. Medyankina, O.A. Lipina
Institute of Solid State Chemistry, UB RAS, Yekaterinburg, Russia,
pasechnik@ihim.uran.ru

Red mud is formed in huge quantities during the bauxite processing in alumina plants. It is recognized as the most promising raw material for scandium and other metals. Each aluminum plant in the Urals annually dumps more than 150 tons of Sc_2O_3, 1000 tons of ZrO_2, 400 tons of Y_2O_3, etc. into storage tanks. Despite numerous studies, only experimental trials on the processing of this waste with the extraction of valuable components are known. The carbonate treatment of the red mud pump to scandium complexes makes it possible to isolate a scandium concentrate containing up to 5% Sc. Its leaching in sulfate solution and the $NH_4Sc(SO_4)_2$ next precipitation lead to effective separation of scandium from impurities metals with a yield of at least 99% [1]. The $KSc(SO_4)_2$ complex has a lower solubility [2]. Its crystallization is used in the sulfuric acid processing of scandium-containing raw materials with simultaneous regeneration of the precipitating reagent K_2SO_4 [3].

Studying the behavior of scandium in sulfuric acid solutions is necessary to find conditions for its effective recovery and separation from impurities, which have been tested on synthetic mixtures and on leachates of industrial scandium concentrate. At the same time, most of the experiments were carried out in relation to the latter, which will allow the data to be used in the processing of other types of scandium-containing raw materials.

The developed method for the extraction and purification of scandium includes the dissolution of Sc concentrate in a solution of sulfuric acid with the separation of Si and Ca impurities at this stage and the subsequent precipitation of $KSc(SO_4)_2$. At the same time, the concentration of scandium in the solution supplied for the crystallization of the complex is ~10 g/l, which is significantly lower than according to the patent [4]. Precipitation at 5.5–6.5 M H_2SO_4 and a temperature of 60–90°C in the presence of an excessive amount of K_2SO_4 dramatically reduces the solubility of scandium and leads to selective crystallization of a well-separated precipitate.

The work was supported by RCF and Government of the Sverdlovsk region, project No. 24-29-20278, https://rscf.ru/en/project/24-29-20278/.

[1] Pasechnik L.A., Skachkov V.M. et al. Hydrometallurgy., 202 (2021) 105597.

[2] Komissarova L.N. Inorganic and analytical chemistry of scandium. Moscow: Editorial URSS, 2001. 512 p.

[3] Pasechnik L.A., Surikov V.T. Method for sulphuric acid processing of scandium-containing raw materials. Patent RU No. 2806940. Publ. 2023.11.08.

[4] Kozyrev A.B., Vishnyakov S.E. et al. Method for preparation of scandium oxide from scandium-containing concentrates. Patent RU 2669737C1. Publ. 2018.10.15.

ВЛИЯНИЕ УЛЬТРАЗВУКОВЫХ ВОЗДЕЙСТВИЙ НА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ НЕТРАДИЦИОННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

А.Л. Самусев [1], ***В.Г. Миненко*** [1], ***Г.А. Кожевников***[1]
[1]*ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, samusev_a@ipkonran.ru*

Обеспечение экономики РФ редкоземельными металлами имеет важное значение для национальной безопасности, являясь одним из определяющих условий развития и модернизации высокотехнологичных отраслей промышленности [1]. Одним из перспективных направлений интенсификации процессов переработки труднообогатимого минерального сырья является использование энергетических воздействий на минеральные суспензии, повышающих эффективность вскрытия, дезинтеграции тонкодисперсных минеральных комплексов и извлечение микро- и наночастиц цветных и благородных металлов в последующих процессах переработки рудного сырья [2]. Применение акустических колебаний ультразвукового и звукового диапазона частот в обогащении полезных ископаемых весьма перспективно, во многих случаях позволяет интенсифицировать технологические процессы и дает значительный экономический эффект.

В ходе проведенных в ИПКОН исследований был выявлен механизм влияния ультразвуковых воздействий на процессы выщелачивания эвдиалитового концентрата [3], золошлаковых отходов [4] и апатитового концентрата, обеспечивающий максимальные концентрации РЗМ в продуктивном растворе.

В результате проведенных экспериментальных исследований установлены рациональные режимы выщелачивания и оптимальные параметры ультразвуковой обработки, обеспечивающие как высокое извлечение РЗМ так и снижение энергетических затрат.

Таким образом, с использованием комплекса современных методов физико-химического анализа научно и экспериментально обоснованы энергетические методы интенсификации процесса комплексного извлечения редкоземельных элементов из нетрадиционного минерального сырья.

[1] T.I. Yushina, I.M. Petrov, et al. Obog. Rud. 6 (2020).
[2] I.Zh. Bunin, M.V. Ryazantseva et al. Gorn. Zh. 11 (2017).
[3] V.A. Chanturiya, V.G. Minenko, et al. Minerals. 13 (2023) 3.
[4] V.A. Chanturiya, V.G. Minenko, et al. J. Min. Sci. 58 (2022) 2.

INFLUENCE OF ULTRASONIC TREATMENT ON THE LEACHING OF RARE EARTH METALS FROM UNCONVENTIONAL MINERAL RAW MATERIALS

***A.L. Samusev*[1], *V.G. Minenko*[1], *G.A. Kozhevnikov*[1]**
[1]Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Moscow, Russia, samusev_a@ipkonran.ru

Ensuring the supply of rare earth metals (REM) to the Russian economy is of critical importance for national security, serving as one of the key conditions for the development and modernization of high-tech industries [1]. One of the promising directions for intensifying the processing of hard-to-enrich mineral raw materials is the use of energy impacts on mineral suspensions, which enhance the efficiency of liberation, disintegration of finely dispersed mineral complexes, and the extraction of micro- and nanoparticles of non-ferrous and precious metals in subsequent ore processing operations [2]. The application of acoustic oscillations in the ultrasonic and audible frequency ranges in mineral processing is highly promising, as it often intensifies technological processes and yields significant economic benefits.

During research conducted at ICEM RAS, the mechanism of the influence of ultrasonic treatment on the leaching processes of eudialyte concentrate [3], ash and slag waste [4], and apatite concentrate was identified, ensuring maximum concentrations of REM in the productive solution.

As a result of experimental studies, optimal leaching regimes and ultrasonic treatment parameters were established, ensuring both high REM recovery and reduced energy consumption.

Thus, using a range of modern physico-chemical analysis methods, energy-based methods for intensifying the complex extraction of rare earth elements from unconventional mineral raw materials have been scientifically and experimentally substantiated.

[1] T.I. Yushina, I.M. Petrov, et al. Obog. Rud. 6 (2020).
[2] I.Zh. Bunin, M.V. Ryazantseva et al. Gorn. Zh. 11 (2017).
[3] V.A. Chanturiya, V.G. Minenko, et al. Minerals. 13 (2023) 3.
[4] V.A. Chanturiya, V.G. Minenko, et al. J. Min. Sci. 58 (2022) 2.

ТЕХНОЛОГИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ТЕЛЛУРА И СЕЛЕНА

***Л.В. Шумилова*[1,2], Г.А. Юргенсон[3]**
[1]Читинский филиал ИГД СО РАН,
Россия, 672039, Чита, Александро-Заводская, 30, shumilovalv@mail.ru
[2]Забайкальский государственный университет,
Россия, 672039, Чита, Александро-Заводская, 30, shumilovalv@mail.ru
[3]Институт природных ресурсов, экологии и криологии СО РАН,
Россия, 672000, Чита, Недорезова, 16, yurgga@mail.ru

Забайкалье относится к региону России, где в 1929 году начали разрабатывать уникальные золотосеребряные месторождения Балейского рудного поля [1]. Авторами работы впервые сделан электронно-микроскопическим методом анализ содержаний теллура и селена в первичной и окисленной руде Балейского рудного поля и установлено, что в рядовых рудах среднее содержание теллура составляет 0,65 г/т, селена практически в четыре раза больше –2,59 г/т, собственных минералов селена, не обнаружено. Выявлено, что содержания и минеральные формы стратегически важных химических элементов в неотработанных запасах руды и лежалых хвостах, находятся в концентрациях, оцениваемых как источники получения теллура, селена и золота.

Цель исследования – технологическое обоснование возможности попутного извлечения теллура и селена, как из лежалых хвостов, так и в процессе доработки золотосеребряных руд Балейского рудного поля. Комбинированная технология извлечения теллура и селена рассмотрена на примере лежалых хвостов обогащения золотосеребряных руд. Разработанная технология имеет два цикла. Первый цикл извлечения теллура состоит из последовательных операций: измельчение лежалого геоматериала; водное выщелачивание и очистка пульпы; фильтрация, в результате которой получается кек, идущий на плавку, и фильтрат, содержащий теллурит натрия (Na_2TeO_3) и селенит натрия (Na_2SeO_3), направляемый на электроэкстракцию теллура с целью электрохимического восстановления ионов теллура (IV) на катоде; черновой теллур перед рафинированием подвергается растворению и восстановлению в присутствии NaOH и Al, далее проводится аэрации раствора Na_2Te при механическом перемешивании и подачи кислорода. Отработанный электролит электроэкстракции отправляется во второй цикл извлечения селена (восстановление Se: окислительный обжиг обезмеженного шлама алюминиевым порошком с образованием утилизируемого гидроксида алюминия, улавливание диоксида селена из печных газов содо-щелочными растворами; аэрационное выделение кристаллического селена из селенидного раствора с последующей фильтрацией, сушкой и рафинированием чернового селена для удаления от 2,0 до 7,0% примесей). Отработанный раствор фильтрации селенового цикла направляется в цикл получения теллура.

[1] Балейское рудное поле. (1984). 270.

TECHNOLOGY OF TELLURIUM AND SELENIUM EXTRACTION

L.V. Shumilova [1,2], G.A. Yurgenson[3]
[1]Chita branch of IGD SB RAS,
Russia, 672039, Chita, Alexandro-Zavodskaya, 30, shumilovalv@mail.ru
[2]Transbaikal State University,
Russia, 672039, Chita, Alexandro-Zavodskaya, 30,shumilovalv@mail.ru
[3]Institute of Natural Resources, Ecology and Cryology SB RAS,
Russia, 672000, Chita, Nedorezova, 16, yurgga@mail.ru

Transbaikalia belongs to the region of Russia, where the unique gold deposits development in the Baleyskoye ore field began in 1929 [1]. The authors of the work are the first, who have succeeded in making electron-microscopic analysis of tellurium and selenium contents in primary and oxidized ore of the Baleyskoye ore field. It is found that in ordinary ores the average content of tellurium is 0.65 g/t, selenium is almost four times more –2.59 g/t. Own selenium minerals have not been found. It is revealed that the content and mineral forms of strategically important chemical elements in unprocessed ore reserves and overlying tailings are in concentrations estimated to be as sources of obtaining tellurium, selenium and gold.

The purpose of the research is to provide technological substantiation of the possibility of associated extraction of tellurium and selenium, both from waste tailings and in the process of additional processing of gold-silver ores of the Baleyskoye ore field. The combined technology of extraction of tellurium and selenium is considered on the example of waste tailings of gold-silver ores beneficiation. The developed technology has two cycles. The first cycle of tellurium extraction consists of consecutive operations: grinding of the overlying geo-material; aqueous leaching and purification of the pulp; filtration, resulting in a cake for smelting and a leachate containing sodium tellurite (Na_2TeO_3) and sodium selenite (Na_2SeO_3) to be directed to tellurium electroextraction for electrochemical reduction of tellurium (IV) ions at the cathode; rough tellurium before refining is subjected to dissolution and reduction in the presence of NaOH and Al in the presence of NaOH and Al. It is then followed by aeration of Na2Te solution under mechanical stirring and oxygen supply. The spent electrolyte of electroextraction is sent to the second cycle of selenium extraction (recovery of Se: oxidative roasting of the dehydrated sludge with aluminum powder to form a recyclable aluminum hydroxide, capture of selenium dioxide from furnace gases with soda-alkali solutions; aeration separation of crystalline selenium from a selenide solution followed by filtration, drying and refining of the rough selenium to remove from 2.0 to 7.0% of impurities). The spent filtration solution of the selenium cycle is directed to the tellurium cycle.

[1] Baleyskoye ore field.(1984). 270.

КОМПЛЕКСНЫЕ СУЛЬФАТЫ СКАНДИЯ В ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ КРАСНЫХ ШЛАМОВ ГЛИНОЗЕМНОГО ПРОИЗВОДСТВА

***Л.А. Пасечник**, И.С. Медянкина, О.А. Липина*
Институт химии твердого тела УрО РАН,
Екатеринбург, Россия, pasechnik@ihim.uran.ru

Красные шламы, образующиеся в огромных количествах при переработке бокситов на глиноземных предприятиях, признаны наиболее перспективным сырьем скандия. Каждый алюминиевый завод Урала ежегодно, пропуская через стадии технологии, в шламохранилища выбрасывает более 150 т Sc_2O_3, 1000 т ZrO_2, 400 т Y_2O_3 и др. Несмотря на многочисленные исследования, реализуются лишь опытные испытания по переработке этого вида отхода с извлечением ценных компонентов. Карбонатная обработка шламовой пульпы с комплексованием скандия позволяет выделить скандиевый концентрат, содержащий до 5% Sc. Его вскрытие в сульфатном растворе и последующее осаждение комплекса $NH_4Sc(SO_4)_2$ приводят к эффективному отделению скандия от сопутствующих металлов с выходом не ниже 99% [1]. Меньшей растворимостью обладает комплекс $KSc(SO_4)_2$ [2], кристаллизация которого используется при сернокислотной переработке скандийсодержащего сырья с одновременной регенерацией реагента-осадителя K_2SO_4 [3].

Изучение поведения в сернокислых растворах скандия необходимо для поиска условий его эффективного выделения и отделения от примесей, которые были проверены на синтетических смесях и на растворах вскрытия промышленного концентрата скандия. При этом большая часть экспериментов велась применительно к последним, что позволит использовать данные при переработке других видов скандийсодержащего сырья. Разработанный способ выделения и очистки скандия включает растворение Sc-концентрата в растворе серной кислоты с отделением на данном этапе примесей Si и Ca и последующее осаждение $KSc(SO_4)_2$. При этом концентрация скандия в растворе, поступающем на кристаллизацию комплекса, составляет ~10 г/л, что значительно ниже, чем по патенту [4]. Осаждение при 5.5-6.5 М H_2SO_4 и температуре 60–90°C в присутствии избыточного количества K_2SO_4 резко снижает растворимость скандия и приводит к селективной кристаллизации хорошо отделяемого осадка.

Работа выполнена при поддержке РНФ и Правительства Свердловской области, проект №24-29-20278, https: //rscf.ru/project/24-29-20278/.

[1] Pasechnik L.A., Skachkov V.M. et al. Hydrometallurgy., 202 (2021) 105597.

[2] Комиссарова Л.Н. Неорганическая и аналитическая химия скандия. М.: Эдиториал УРСС, 2001. – 512 с.

[3] Пасечник Л.А., Суриков В.Т. Способ сернокислотной переработки скандийсодержащего сырья. Патент РФ №2806940. Опубл. 2023.11.08.

[4] Козырев А.Б., Вишняков С.Е. и др. Способ получения оксида скандия из скандийсодержащих концентратов. Патент РФ №2669737. Опубл. 2018.10.15.

COMPLEX SCANDIUM SULFATES FOR HYDROMETALLURGICAL PROCESSING OF RED MUD OF ALUMINA PRODUCTION

L.A. Pasechnik, I.S. Medyankina, O.A. Lipina
Institute of Solid State Chemistry, UB RAS, Yekaterinburg, Russia,
pasechnik@ihim.uran.ru

Red mud is formed in huge quantities during the bauxite processing in alumina plants. It is recognized as the most promising raw material for scandium and other metals. Each aluminum plant in the Urals annually dumps more than 150 tons of Sc_2O_3, 1000 tons of ZrO_2, 400 tons of Y_2O_3, etc. into storage tanks. Despite numerous studies, only experimental trials on the processing of this waste with the extraction of valuable components are known. The carbonate treatment of the red mud pump to scandium complexes makes it possible to isolate a scandium concentrate containing up to 5% Sc. Its leaching in sulfate solution and the $NH_4Sc(SO_4)_2$ next precipitation lead to effective separation of scandium from impurities metals with a yield of at least 99% [1]. The $KSc(SO_4)_2$ complex has a lower solubility [2]. Its crystallization is used in the sulfuric acid processing of scandium-containing raw materials with simultaneous regeneration of the precipitating reagent K_2SO_4 [3].

Studying the behavior of scandium in sulfuric acid solutions is necessary to find conditions for its effective recovery and separation from impurities, which have been tested on synthetic mixtures and on leachates of industrial scandium concentrate. At the same time, most of the experiments were carried out in relation to the latter, which will allow the data to be used in the processing of other types of scandium-containing raw materials.

The developed method for the extraction and purification of scandium includes the dissolution of Sc concentrate in a solution of sulfuric acid with the separation of Si and Ca impurities at this stage and the subsequent precipitation of $KSc(SO_4)_2$. At the same time, the concentration of scandium in the solution supplied for the crystallization of the complex is ~10 g/l, which is significantly lower than according to the patent [4]. Precipitation at 5.5–6.5 M H_2SO_4 and a temperature of 60-90°C in the presence of an excessive amount of K_2SO_4 dramatically reduces the solubility of scandium and leads to selective crystallization of a well-separated precipitate.

The work was supported by RCF and Government of the Sverdlovsk region, project No. 24-29-20278, https://rscf.ru/en/project/24-29-20278/.

[1] Pasechnik L.A., Skachkov V.M. et al. Hydrometallurgy., 202 (2021) 105597.

[2] Komissarova L.N. Inorganic and analytical chemistry of scandium. Moscow: Editorial URSS, 2001. 512 p.

[3] Pasechnik L.A., Surikov V.T. Method for sulphuric acid processing of scandium-containing raw materials. Patent RU No. 2806940. Publ. 2023.11.08.

[4] Kozyrev A.B., Vishnyakov S.E. et al. Method for preparation of scandium oxide from scandium-containing concentrates. Patent RU 2669737C1. Publ. 2018.10.15.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ И КОНЦЕНТРИРОВАНИЯ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ РУД КОРЫ ВЫВЕТРИВАНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КУНДЫБАЙ

Б.Б. Жаксыбай, З.Т. Ибраимов, Т.Н. Хаваза, Р.Р. Токпаев
КазНУ им. аль-Фараби, Казахстан, 050040, Алматы,
пр. Аль-Фараби, 71, bagazhaksybay@gmail.com

На сегодняшний день редкоземельные металлы (РЗМ) представляют собой стратегически важный ресурс, играющий ключевую роль в развитии современных технологий и промышленного производства. В условиях глобальной цифровизации и стремительного роста возобновляемых источников энергии, применение РЗМ расширяется в таких отраслях, как производство электромобилей, ветровых турбин, солнечных панелей и других энергоэффективных систем. Это обусловливает повышенный спрос на данные элементы, что в свою очередь стимулирует развитие технологий их добычи, переработки и утилизации [1, 2].

В ходе исследования был проведен анализ руды коры выветривания Кундыбайского месторождения, включающий изучение элементного состава методами ИСП-МС и ЭДС, так же фазового состава методом РФА. Элементный анализ показал, что основными макрокомпонентами системы являются (масс. %): O-57,4; Si-30,7; Al-6,9; Fe-4,2; K-0,8. Согласно фазовому анализу, основными минералами руды являются кварц (SiO_2), иллит ($KAl_2(Si_3Al)O_{10}(OH)_2 \times H_2O$) и дикит ($Al_2Si_2O_5(OH)_4$). Суммарное содержание РЗМ составило 372,7 ppm.

Оптимальные условия мокрого разложения: выщелачивающая смесь – $HF+Na_2S_2O_5+HCl$, концентрация реагентов (г/л): 3, 10, 70; соотношение Ж:Т-20; температура 70°C; время 180 минут.

Полученные экспериментальные данные использованы для построения кинетических моделей: сокращающегося ядра и контролируемой химической реакции. Анализ полученных результатов свидетельствует о том, что лимитирующими стадиями процесса выщелачивания является диффузия и сама химическая реакция.

В проведённом исследовании для процесса концентрирования использовался анион $[AlF_6]^{3-}$, который формируется в результате выщелачивания исходной руды. Применение данного аниона в синтезе криолита способствовало осаждению более 80% РЗМ при pH-2,7, что демонстрирует его потенциал для дальнейшего использования.

[1] Balaram V. Geoscience Frontiers 10 (2019) 1285.

[2] Asadollahzadeh M., Torkaman R., Torab-Mostaedi M. Separation & Purification Reviews 50 (2021) 417.

INVESTIGATION OF LEACHING AND CONCENTRATION PROCESSES OF RARE EARTH ELEMENTS FROM THE WEATHERING ORE OF THE KUNDYBAY DEPOSIT

***B.B. Zhaksybay*, Z.T. Ibraimov, T.N. Khavaza, R.R. Tokpaev**
KazNU named after Al-Farabi, Kazakhstan, 050040, Almaty, Al-Farabi Ave., 71, bagazhaksybay@gmail.com

At present, rare earth elements (REEs) constitute a strategically important resource that plays a key role in the development of modern technologies and industrial production. In the context of global digitalization and the rapid growth of renewable energy sources, the application of REEs is expanding into sectors such as electric vehicles, wind turbines, solar panels, and other energy-efficient systems. This increased demand stimulates the development of extraction, processing, and recycling technologies [1, 2].

In this study, the weathering ore from the Kundybay deposit was analyzed using elemental composition techniques ICP-MS, EDS and phase composition analysis by XRD. Elemental analysis revealed that the main macro-components of the system are (mass %): O-57,4; Si-30,7; Al-6,9; Fe-4,2; K-0,8. According to phase analysis, the primary minerals present in the ore are quartz (SiO_2), illite ($KAl_2(Si_3Al)O_{10}(OH)_2 \times H_2O$), and dickite ($Al_2Si_2O_5(OH)_4$). The total REE content was determined to be 372.7 ppm.

The optimal conditions for wet decomposition were established as follows: leaching mixture – HF + $Na_2S_2O_5$ + HCl, with reagent concentrations (g/L) of 3, 10, and 70, respectively; a L:S ratio of 20; a temperature of 70°C; and a leaching time of 180 minutes.

The experimental data obtained were used to develop kinetic models based on the shrinking core model and a controlled chemical reaction. Analysis of the results indicates that the rate-limiting steps in the leaching process are diffusion and the chemical reaction itself.

In the concentration stage of the process, the anion $[AlF_6]^{3-}$ – formed as a result of the leaching of the raw ore – was employed. The utilization of this anion in the synthesis of cryolite promoted the precipitation of more than 80% of the REEs at a pH of 2.7, demonstrating its potential for further application.

[1] Balaram V. Geoscience Frontiers 10 (2019) 1285.

[2] Asadollahzadeh M., Torkaman R., Torab-Mostaedi M. Separation & Purification Reviews 50 (2021) 417.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ СИНТЕЗА ДИБОРИДОВ ЦИРКОНИЯ И ГАФНИЯ МЕТОДОМ БОРОТЕРМИЧЕСКОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ

***И.Д. Жирников*[1], *П.С. Щербаков*[1], *О.М. Баушева*[1], *Д.А. Бирюков*[1]**
Национальный исследовательский Томский государственный университет,
Российская Федерация, 634050, г. Томск, пр. Ленина, 36
zhirnikov0606@gmail.com

Бориды циркония и гафния являются перспективными материалами для атомной и электронной промышленностей, авиационной и ракетной техники благодаря высокой термостойкости, окислительной устойчивости, теплопроводности и радиационной стойкости [1, 2].

Образцы диборидов циркония и гафния синтезированы методом восстановления их диоксидов аморфным бором при высоких температурах в вакуумной печи с остаточным давлением 10 Па. Синтез включал несколько этапов: подготовка шихты, прессование, отжиг таблеток, их измельчение и классификацию. Исходные компоненты смешивали в барабанном смесителе, используя водный раствор поливинилового спирта в качестве пластификатора. Таблетирование выполняли на прессе OYSTAR Manesty FlexiTab с диаметром пуансона 13 мм при давлении 218,7 МПа, получая таблетки толщиной 3 мм. Отжиг таблеток проводили в вакуумной печи Nabertherm VHT/GR с использованием графитового тигля, заполненного оксидом циркония или оксидом гафния. Вакуумирование печи осуществляли форвакуумным насосом до остаточного давления 10 Па. Для нахождения оптимальных условий синтеза варьировались следующие параметры: температура и время отжига, концентрация пластификатора, мольное соотношение металла и бора.

Фазовый состав и структурные параметры образцов исследованы на дифрактометре Shimadzu XRD-6000 с применением CuKα-излучения. Исследования морфологии частиц ZrB_2 и HfB_2 были проведены с помощью системы с электронным и сфокусированными пучками QUANTA 200 3D.

Установлены оптимальные условия синтеза диборидов циркония и гафния: для диборида циркония оптимальная температура синтеза составила 1800°C, для диборида гафния – 1850°C, при скорости нагрева 8,5°C/мин. Максимальный выход целевых продуктов достигнут при молярном соотношении MeO_2:B = 1:6 и продолжительности синтеза 60 минут. Выход диборидов циркония и гафния составил 99%.

[1] Zhang, M., Yang, G. Applied Surface Science. 527 (2020) 141.
[2] A. Farhadizadeh, J. Vlček. Ceramics International. 48 (2022) 540.

DETERMINATION OF OPTIMAL PARAMETERS FOR THE SYNTHESIS OF ZIRCONIUM AND HAFNIUM DIBORIDES BY BOROTHERMAL REDUCTION METHOD

I.D. Zhirnikov [1], ***P.S. Scherbakov*** [1], ***O.M. Bausheva*** [1], ***D.A. Biryukov*** [1]
National Research Tomsk State University,
Russian Federation, 634050, Tomsk, Lenin Ave., 36
zhirnikov0606@gmail.com

Zirconium and hafnium diborides are promising materials for nuclear and electronic industries, aviation and rocket technology due to their high temperature resistance, oxidative stability, thermal conductivity and radiation resistance [1,2].

Samples of zirconium and hafnium diborides were synthesised by reduction of their dioxides with amorphous boron at high temperatures in a vacuum furnace with a residual pressure of 10 Pa. The synthesis included several steps: charge preparation, pressing, annealing of pellets, their grinding and classification. The initial components were mixed in a drum mixer using an aqueous solution of polyvinyl alcohol as a plasticiser. Tabletting was performed on an OYSTAR Manesty FlexiTab press with a punch diameter of 13 mm at a pressure of 218.7 MPa, obtaining tablets with a thickness of 3 mm. The tablets were annealed in a Nabertherm VHT/GR vacuum furnace using a graphite crucible filled with zirconium oxide or hafnium oxide. Vacuumisation of the furnace was carried out by a forevacuum pump to a residual pressure of 10 Pa. The following parameters were varied to find the optimum synthesis conditions: temperature and annealing time, plasticiser concentration, molar ratio of metal and boron.

The phase composition and structural parameters of the samples were investigated on a Shimadzu XRD-6000 diffractometer using CuKα-radiation. The morphology of ZrB_2 and HfB_2 particles was investigated using QUANTA 200 3D electron and focused beam system.

The optimum conditions for the synthesis of zirconium and hafnium diborides were established: for zirconium diboride the optimum synthesis temperature was 1800°C, for hafnium diboride – 1850°C, at a heating rate of 8.5°C/min. The maximum yield of the target products was achieved at a molar ratio of MeO_2:B = 1:6 and a synthesis time of 60 min. The yield of zirconium and hafnium diborides was 99%.

[1] Zhang, M., Yang, G. Applied Surface Science. 527 (2020) 141.
[2] A. Farhadizadeh, J. Vlček. Ceramics International. 48 (2022) 540.

РАЗРАБОТКА РАЦИОНАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ВОЛЬФРАМА ИЗ КЕКОВ НПО АО «АГМК»

М.А. Муталова[1], А.А. Хасанов[1], Г.К. Салижанова[2], И.С. Ибрагимов[1], Т.Е. Мельникова[1]

[1]Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета, Алмалык, Узбекистан

[2] Ташкентский государственный технический университет имени Ислама Каримова, Ташкент, Узбекистан

Проведённые комплексные исследования обогащения кека НПО комбинированным методом выявили возможность совмещения гравитации с флотацией. Были использованы те же схемы цепи аппаратов обогащения, которые применялись в экспериментах для обогащения лежалых хвостов обогатительной фабрики. Установлены следующие параметры ведения технологических процессов: подготовленный исходный материал подвергается одно- и двухкратной перечистке на винтовом сепараторе и в результате получают черновой вольфрамовый промпродукт с содержанием WO_3 – 12%. Черновой вольфрамовый промпродукт по предлагаемой технологии подвергается доводке на концентрационном столе с перечисткой и направляется на флотацию [1]. В результате, после двух перечистных операций ожидается получение вольфрамового промпродукта с содержанием до 25–30% WO_3.

Для проведения укрупненно-лабораторных опытов по извлечению вольфрамового промпродукта из кека были отобраны пробы. Масса каждой навески составляла 50 кг. Было изучено распределение полезного компонента по классам крупности.

Для проведения опытов готовились навески общим весом 500 кг, которые тщательно усреднялись. Затем подготовили 10 проб кека НПО АО «АГМК» весом 50 кг. Подготовленные пробы подвергались ситовому анализу. Мелкий класс и крупный класс по отдельности обогащались на винтовом сепараторе, затем на концентрационном столе без перечистных операций. Вес каждой пробы 50 кг, отношение Т:Ж – 1:2, 1:3, 1:4, 1:5. Подготовленные пробы подвергали обогащению на винтовом сепараторе и на концентрационном столе без перечистки.

Удовлетворительный результат был получен при Т:Ж – 1:4.

Далее проводились опыты для изучения влияния перечистных операций на степень обогатимости. В результате проведенных опытов из кека НПО АО «АГМК» был получен промпродукт содержащий 15–16% WO_3, с извлечением 67,4%.

[1] Муталова М.А., Хасанов А.А. «Разработка технологии извлечения вольфрама из отвальных хвостов НПО АО «Алмалыкский ГМК»». // Журнал «Universum: технические науки» Россия. Выпуск: 12(69) Декабрь (2019) – С. 37–41.

DEVELOPMENT OF A RATIONAL TECHNOLOGY FOR EXTRACTING TUNGSTEN FROM NPO JSC "AGMK" CAKES

M.A. Mutalova[1], A.A. Khasanov[1], G.K. Salizhanova[2], I.S. Ibragimov[1], T.E. Melnikova[1]

[1]Almalyk branch of the Tashkent State Technical University, Almalyk, Uzbekistan
[2]Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, Uzbekistan

The conducted comprehensive studies of NPO cake enrichment using a combined method revealed the possibility of combining gravity with flotation. The same enrichment apparatus circuit diagrams were used that were used in experiments for enrichment of stale tailings of the enrichment plant. The following parameters for conducting technological processes were established: the prepared source material is subjected to single and double cleaning in a screw separator and as a result a rough tungsten middlings with a WO_3 content of 12% is obtained. The rough tungsten middlings according to the proposed technology are subjected to finishing on a concentration table with re-cleaning and sent for flotation [1]. As a result, after two re-cleaning operations, it is expected to obtain a tungsten middling with a content of up to 25–30% WO_3.

Samples were taken to conduct large-scale laboratory experiments on the extraction of tungsten middlings from the cake. The mass of each sample was 50 kg. The distribution of the useful component by size classes was studied.

Samples with a total weight of 500 kg were prepared for the experiments, which were carefully averaged. Then 10 samples of NPO AO AGMK cake weighing 50 kg were prepared. The prepared samples were subjected to sieve analysis. The small class and the large class were separately enriched on a screw separator, then on a concentration table without re-cleaning operations. The weight of each sample was 50 kg, the solid:liquid ratio was 1:2, 1:3, 1:4, 1:5. The prepared samples were enriched in a screw separator and on a concentration table without cleaning.

A satisfactory result was obtained with a solid:liquid ratio of 1:4.

Further experiments were conducted to study the effect of cleaning operations on the degree of enrichment. As a result of the experiments, an intermediate product containing 15–16% WO_3 was obtained from the cake of NPO AO AGMK, with an extraction of 67.4%.

[1] Mutalova M.A., Khasanov A.A. "Development of technology for extracting tungsten from tailings of NPO Almalyk MMC" // Journal "Universum: technical sciences" Russia. Issue: 12(69) December (2019) – P. 37–41.

ОБОГАЩЕНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ

***Д.В. Наумов**, С.И. Ануфриева, А.В. Курков, Т.А. Бурова*
Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М.Федоровского (ФГБУ «ВИМС»),
Россия, 119017, г. Москва, Старомонетный пер., д. 31
vims@vims-geo.ru

Объектом исследования являлись две пробы техногенных вольфрамсодержащих хвостов, отобранных с различных участков хвостохранилища. Были проведены работы по изучению вещественного состава и технологических свойств, разработана принципиальная схема обогащения. В исследованиях применялись физические методы обогащения, а именно гравитационные и магнитные

В результате проведенных исследований установлено крайне неравномерное распределение ценного компонента WO_3 с «ураганными» содержаниями в отдельных частных пробах при бороздовом опробовании (до 2,96%). Основной объем проб составляют силикатные минералы (90%), из рудных минералов присутствуют пирит, халькопирит и касситерит, основной компонент представлен минералом вольфрамита. Содержание WO_3 в среднем составляет 0,2%. Основное раскрытие вольфрамита начинается в классе крупности –0,1+0,074 мм, при этом данные гранулометрического состава указывают на необходимость стадиального ведение процесса при крупности –0,5 мм на первой стадии и –0,1 мм на второй стадии. Разработана принципиальная схема обогащения техногенных хвостов, включающая: дезинтеграцию, стадиальное измельчение, раздельное гравитационное обогащение на винтовых шлюзах с последующим доизмельчением и доводки на концентрационных столах, доводку полученных концентратов методом магнитной сепарации. В зависимости от требований качества вольфрамового концентрата к дальнейшей переработке возможны варианты компоновки конечных продуктов для получения суммарного концентрата с содержанием WO_3 > 40%, >50% и >60%, при этом извлечение в первые два суммарных концентрата составит порядка 78%, а в последний 36%.

[1] Четырбоцкая И.И. Вольфрамит как индикатор и новый источник танталового сырья. М. Недра, 1972. 132 с.

[2] Изоитко В.М. Технологическая минералогия вольфрамовых руд. Л. Наука. 1989. 231 с.

[3] Морозов В.В. Изоморфные замещения и другие магнитоминералогичсеские особенности соединений железа в зоне гипергенеза. Автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора физико-математических наук. М. Гос. Университет им. М.В. Ломоносова. 2005. 41 с.

ENRICHMENT OF TECHNOGENIC TUNGSTEN-CONTAINING TAILINGS

D.V. Naumov, S.I. Anufrieva, A.V. Kurkov, T.A. Burova
Russian Institute of Mineral Resources
named after N.M. Fedorovsky (FSBI «VIMS») 31 Staromonetny Lane,
Moscow, 119017, Russia vims@vims-geo.ru

The object of the study was two samples of technogenic tungsten-containing tailings taken from different parts of the tailing dump. Work was carried out to study the material composition and technological properties, and a basic enrichment scheme was developed. The research used physical enrichment methods, namely gravitational and magnetic.

As a result of these studies, extremely uneven distribution of the valuable component WO_3 with "hurricane" grades in separate private samples at furrow sampling (up to 2.96%) was established. The bulk of the samples are silicate minerals (90%), of the ore minerals pyrite, chalcopyrite and cassiterite are present, the main component is represented by wolframite mineral. The WO_3 content averages 0.2%. The main opening of wolframite begins in the coarseness class –0,1+0,074 mm, at the same time the data of the granulometric composition indicate the necessity of stadial conduct of the process at a size of –0,5 mm at the first stage and –0,1 mm at the second stage. The principal scheme of enrichment of technogenic tailings has been developed, including: disintegration, staged grinding, separate gravity enrichment on screw sluices with subsequent additional grinding and finishing on concentration tables, finishing of the obtained concentrates by magnetic separation. Depending on the quality requirements of tungsten concentrate for further processing possible options for the arrangement of end products to obtain a total concentrate with WO_3 content >40%, >50% and >60%, with recovery in the first two total concentrates will be about 78%, and in the last – 36%.

[1] Chettebotskaya I.I. Wolframite as an indicator and a new source of tantalum raw materials. M. Nedra, 1972. 132 p.

[2] Izoitko V.M. Technological mineralogy of tungsten ores. L. Nauka. 1989. 231 s.

[3] Morozov V.V. Isomorphic substitutions and other magnetominerological features of iron compounds in the hypergenesis zone. Abstract of the dissertation for the degree of Doctor of Physico-mathematical Sciences. M. State M.V. Lomonosov University. 2005. 41 s.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ АО «НГМК»

Б.Р. Вохидов[1], А.А. Саидахмедов[1]
Навоийский государственный горно-технологический университет, Навои, Узбекистан, bakhriddin.vokhidov@mail.ru

Мировые запасы месторождений с высоким исходным содержанием и легко извлекаемыми рудами в настоящее время практически истощены. Это обусловливает уменьшение объёмов переработки кондиционных руд и вовлечение в разработку техногенных отходов [1–3]. Важно отметить, что переработка данных техногенных отходов, по сравнению с природными источниками минерального сырья, отличается лучшими технико-экономическими показателями, за счет готовности продукта непосредственно к обогащению. В работе представлены экспериментальные результаты обогащения и переработке хвостов хвостохранилище ГМЗ-2 АО «НГМК».

На основании результатов данных разработана основная технологическая схема переработки техногенных отходов АО «НГМК», которая позволяет максимально и эффективно извлекать благородные металлы - золото и серебро, а также вольфрам и ванадий, представляющие интерес по данной технологии. На основании полученного материального баланса можно отметить, что при центрабежном концентрировании золото обогащается в обеднённом концентрате с извлечением 48,89%. Степень извлечения золота в процессе обогащения золота составила 48,89%, при этом степень извлечения серебра составила 45,81%.

Подобрав оптимальный режим при ступенчатом обогащении 1 и 2 стадии с изменением оборотов ротора Кнелсона и расхода воды, удалось повысить степень извлечения вольфрама и ванадия в концентрат до 60,07% и 60,88% соответственно с содержанием 2496,48 г/т и 1607,56 г/т. После проведения шеелитовой флотации содержание вольфрама в концентрате увеличилось до 12320 г/т с выходом в концентрат 1,1%. В двух ветках спекающего обжига проведено в одинаковых условиях с добавлением соды при 5 % расходе от исходного концентрата при температурах 650–750°С. В заводских условиях процесс спекающего обжига необходимо проводить в трубчатых вращающихся печах с переводом вольфрамита натрия в легкорастворимую форму, что позволит далее извлекать его водным выщелачиванием вольфрама и его осаждением с получением концентрации осадка 986,890 кг/т сквозным извлечением вольфрама 41,22%. Процессы кислотной обработки, осаждения ванадия и прокалки подробно изучены. В заверочных опытах степень сквозного извлечения ванадия из техногенных отходов ГМЗ-2 составила 51,90% с получением высокочистой пятиокиси ванадия с концентрацией ванадия 992,390 кг/т после прокалки.

[1] К.С. Санакулов, Горный вестник Узбекистана №3 (70) 2017 г.
[2] Б.Р. Вохидов, М.Ш. Бабаев, Универсум. 2022. 11(104). С. 49–54.
[3] А.С. Медведев, МИСИС, 2005 г. с. 88–93.

INVESTIGATION OF THE TECHNOLOGY OF EXTRACTION OF NOBLE AND RARE METALS FROM TECHNOGENIC WASTES OF "NAVOI MINING AND METALLURGICAL COMPANY" JSC (NMMC)

B.R. Vokhidov[1], A.A. Saidakhmedov[1]
Navoi State University of Mining and Technologies,
Navoi, Uzbekistan,bakhriddin.vokhidov@mail.ru

The world reserves of deposits with high initial grade and easily extractable minerals are now practically depleted. This causes a decrease in the volume of processing of balance ores and involvement in the development of technogenic waste [1-3]. It is important to note that processing of these technogenic wastes, in comparison with primary natural sources of mineral raw materials, is characterised by better technical and economic indicators, due to the readiness of the product size directly for enrichment. The work presents experimental results of enrichment and processing of tailings from the tailings dumps of Hydrometallurgical plant No.2 JSC 'NMMC'.

Based on the results of the data the technological scheme of processing of technogenic wastes of JSC 'NMMC' was developed, which allows maximum and efficient extraction of noble metals such as gold and silver, as well as tungsten and vanadium, which are of interest in this technology. Based on the material balances obtained, it can be noted that centrifugal concentration enriches and extracts gold into a heavy product. The recovery rate of gold and silver in the tailings concentration process was 48.89% and 45.81% respectively.

Having selected the optimum mode at enrichment by centrifugal concentrator in 2 steps with change of rotation number of Knelson rotor and water consumption, it was possible to increase the degree of extraction of tungsten and vanadium in concentrate up to 60.07% and 60.88% with content of 2496.48 g/t and 1607.56 g/t respectively. After scheelite flotation of the gravity concentrate, the tungsten content in the concentrate increased to 12320 g/t with a 1.1% yield in the concentrate. Sintering roasting was carried out in two branches under the same conditions with the addition of soda at 5% of the initial concentrate at a temperature of 650–7500°C. In factory conditions the process of sintering roasting should be carried out in tubular rotary kilns with conversion of sodium wolframite into easily soluble form, which will allow further extraction of tungsten from it by aqueous leaching. After precipitation, a precipitate with a tungsten content of 986,890 kg/t with a recovery of 41.22% was obtained. The processes of acid treatment, vanadium precipitation and calcination have been studied in detail. In the custard experiments the degree of through extraction of vanadium from anthropogenic waste of Hydrometallurgical plant No.2 was 51.90% with obtaining of vanadium pentoxide with vanadium content of 992.390 kg/t after calcination.

[1] K.S. Sanakulov, Mining Bulletin of Uzbekistan No.3 (70) 2017.
[2] B.R. Vokhidov, M.Sh. Babaev, Universum. 2022. 11(104). C.49–54.
[3] A.S. Medvedev, MISIS 2005. p.88–93.

РАДИОМЕТРИЧЕСКАЯ СЕПАРАЦИЯ ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩИХ РУД

С.В. Терещенко[1], И.В. Алушкин[2]

[1]Мурманский арктический университет филиал в г. Апатиты,
Россия, 184209, Апатиты, Мурманской области, ул. Лесная, 29
tereschenko@arcticsu.ru
[2]АО «ВЕРАТЕК», Россия, 123112, Москва,
Пресненская набережная, д 8, стр. 1, офис 213М,
projectmanager1@vera-tec.ru

Установлено, что на долю кондиционных вольфрамовых руд месторождений Северного Кавказа приходится лишь 14%, в которых содержится не более 34% металла, а 86% запасов приходится на некондиционные руды, содержащих до 66% металла. Кроме того, в некондиционных рудах содержится до 25% кондиционных руд, в которых содержание WO_3 не превышает 0,2%. Радиометрическая сепарация, проведённая на материале класса крупности –50+20мм и содержанием WO_3 и Mo равным 0,13 и 0,1%, соответственно, позволили выделить до 38% породы с забортовым содержанием WO_3 и Mo (0,015 и 0,01%, соответственно), увеличив, при этом, содержание WO_3 и Mo в концентрате сепарации не менее, чем 1,55 раза и, минимизировав, потери металлов в хвостах сепарации до 5%.

При проведении испытаний бедной скарново-шеелит-сульфидной руды месторождения Восток-2 с использованием технологии радиометрической сепарации установлена верхняя граница крупности кускового материала (менее 70 мм), при которой эффективность разделения является максимальной. При сепарации выделено от 19 до 35% кускового материала с содержанием WO_3 от 0,5 до 2% и извлечением в крупнокусковой концентрат до 92–94%. Эти результаты позволили при флотационном обогащении концентрата сепарации достигнуть сквозного извлечения в концентрат не менее 89%, по сравнению с 47%, полученным при флотации исходной бедной руды.

SENSOR-BASED SORTING OF TUNGSTEN ORES

S.V. Tereshchenko[1], I.V. Alushkin[2]
[1]Murmansk Arctic University branch in Apatity,
Russia, 184209, Apatity, Murmansk region, Lesnaya str., 29
tereschenko@arcticsu.ru
[2]JSC "VERATEC", Russia, 123112, Moscow,
Presnenskaya embankment, 8, building 1, office 213M,
projectmanager1@vera-tec.ru

It has been established that the share of conditioned tungsten ores of the North Caucasus deposits accounts for only 14%, which contain no more than 34% of the metal, and 86% of the reserves are substandard ores containing up to 66% of the metal. In addition, substandard ores contain up to 25% of standard ores, in which the WO_3 content does not exceed 0.2%. Sensor-based sorting (SBS) carried out on material of size range –50+20 mm and WO_3 and Mo content equal to 0.13 and 0.1%, respectively, made it possible to separate up to 38% of the rock with overboard WO_3 and Mo content (0.015 and 0.01%, respectively), increasing, at the same time, the WO_3 and Mo content in the sorting concentrate by at least 1.55 times and minimizing metal losses in sorting waste to 5%. During testing of lean skarn-scheelite-sulfide ore of the Vostok-2 deposit using SBS technology, an upper limit of lump material size (less than 70 mm) was established, at which the sorting efficiency is maximum. During sorting, 19 to 35% of lump material with a WO_3 content of 0.5 to 2% was recovered, and up to 92-94% was recovered into coarse lump concentrate. These results made it possible to achieve a through recovery into concentrate of at least 89% during flotation enrichment of the sorting concentrate, compared to 47% obtained during flotation of the original lean ore.

ИЗУЧЕНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА УПОРНОЙ УГЛИСТОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Б.Н. Хамидуллаев[2], М.У. Исоков[1], И.С. Нурмухамедов[2], Ш.Ю. Самандарова[2]

[1]Университет геологических наук,
Узбекистан, 100164, Ташкент, ул.Олимлар, 64, info@uzgeouniver.uz
[2]ГУ «Институт минеральных ресурсов,
Узбекистан, 100164, Ташкент, ул. Олимлар, 64, info@mridm.uz

В рамках прикладного проекта проведены лабораторные исследования по изучению вещественного состава проба углистой золотосодержащей руды месторождения Амантайтау. Целью данной работы является изучение вещественного состава руды различными методами лабораторного анализа для выдачи соответствующих рекомендаций для дальнейшей ее переработки. Содержание основных ценных компонентов в пробе руды составляет: Au–1,51 у.е., Ag–1,08 у.е. В качестве вредных примесей в составе руды определены: As–0,1% и $C_{орг.}$–0,95%. По результатам рационального анализа на золото определено, что значительное количество золота (38,7%) в руде находится в ассоциации и сульфидным минералами (преимущественно пиритом), а также связано углистым веществом (17,3%). Минералогическим анализом, выполненным с использованием электронного микрозонда и сканирующего электронного микроскопа установлено, что самородное золото в руде диспергировано преимущественно с пиритом, арсенопиритом и углеродистым веществом. По результатам анализов пробность золота варьирует от 539‰ до 937‰. Формы золотин часто короткопризматические, дугообразные, игольчатые, округленные, прожилковые и фигурные. Размер золотин от 0,001 мм до 0,004 мм. Основные рудные минералы – самородные золото, электрум, серебро, пирит, арсенопирит, антимонит, халькопирит, сфалерит, тетраэдрит, борнит, галенит и ковеллин; нерудные минералы – кварц, плагиоклаз, мусковит, биотит, хлорит и карбонаты (кальцит, анкерит, доломит) [1].

В результате изучения вещественного состава определено, что для дальнейшей переработки с учетом упорности руды необходимо применение тонкого измельчения с дальнейшим флотационным обогащением руды с последующей пирометаллургической переработкой флотационного концентрата перед операцией сорбционного цианирования.

[1] Исоков М.У., Хамидуллаев Б.Н., Самандарова Ш.Ю. К вопросу переработки упорных золотосодержащих углистых руд. MASTERS scientific journal. 8/2024, с. 58–65. https://bestpublication.org/index.php/mas.

STUDY OF THE MATERIAL COMPOSITION OF REFRACTORY CARBONACEOUS GOLD-BEARING ORE

B.N. Khamidullaev[2], M.U. Isokov[1], I.S. Nurmukhamedov[2], Sh.Yu. Samandarova[2]

[1]University of Geological Sciences,
Uzbekistan, 100164, Tashkent, Olimlar st., 64, info@uzgeouniver.uz
[2]State Institution "Institute of Mineral Resources",
Uzbekistan, 100164, Tashkent, Olimlar St., 64, info@mridm.uz

Laboratory studies of the material composition of a sample of carbonaceous gold-bearing ore from the Amantaytau deposit were conducted within the framework of the applied project. The objective of this work is to study the material composition of the ore using various laboratory analysis methods to provide appropriate recommendations for its further processing. The content of the main valuable components in the ore sample is: Au–1,51 c.u., Ag–1,08 c.u. The following were identified as harmful impurities in the ore: As–0,1% and $C_{org.}$–0,95%. Based on the results of rational analysis for gold, it was determined that a significant amount of gold (38,7%) in the ore is in association with sulfide minerals (mainly pyrite), and is also bound with carbonaceous matter (17,3%). Mineralogical analysis performed using an electron microprobe and a scanning electron microscope established that native gold in the ore is dispersed mainly with pyrite, arsenopyrite and carbonaceous matter. According to the analysis results, the fineness of gold varies from 539‰ to 937‰. The shapes of gold grains are often short prismatic, arcuate, needle-shaped, rounded, veined and figured. The size of gold grains is from 0,001 mm to 0,004 mm. The main ore minerals are native gold, electrum, silver, pyrite, arsenopyrite, antimonite, chalcopyrite, sphalerite, tetrahedrite, bornite, galena and covellite; non-metallic minerals are quartz, plagioclase, muscovite, biotite, chlorite and carbonates (calcite, ankerite, dolomite) [1].

As a result of studying the material composition, it was determined that for further processing, taking into account the refractory nature of the ore, it is necessary to use fine grinding with further flotation enrichment of the ore, followed by pyrometallurgical processing of the flotation concentrate before the sorption cyanidation operation.

[1] Isokov M.U., Khamidullaev B.N., Samandarova Sh.Yu. On the issue of processing refractory gold-bearing carbonaceous ores. MASTERS scientific journal. 8/2024, pp. 58–65. https://bestpublication.org/index.php/mas.

ПРИМЕНЕНИЕ РЕНТГЕНОАБСОРБЦИОННОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ РУД СТРАТЕГИЧЕСКОГО ДЕФИЦИТНОГО СЫРЬЯ

И.В. Чепрасов[1], М.М. Раджабов[1],
[1]Федеральное государственное бюджетное учреждение «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Россия, 119017, Москва, Старомонетный пер., 31, cheprasov@vims-geo.ru

Разработка технологии переработки бедных труднообогатимых руд дефицитных видов стратегического минерального сырья является одним из основных приоритетных направлений при геологоразведке. Решение этой проблемы возможно с помощью применения методов крупнокускового радиометрического обогащения, которые позволяют: перерабатывать и вовлекать в переработку руды с низким содержанием полезного компонента и сократить объемы горной массы, поступающей на дальнейшее обогащение. Все это повышает технологическую и экономическую эффективность переработки руд.

Среди известных методов радиометрической сепарации наибольшее применение нашли рентгеноабсорбционный, фотометрический, рентгенорадиометрический, рентгенолюминесцентный и ближнеинфракрасный. В настоящих тезисах рассмотрено применение рентгеноабсорбционной сепарации, как одного из самых перспективных методов в силу ряда преимуществ, таких как высокая производительность и отсутствие необходимости в промывке руды, что особенно актуально в климатических условиях РФ.

В ФГБУ «ВИМС» были проведены исследования на марганцевых, хромовых, литиевых и вольфрам-молибденовых рудах с использованием модульной установки рентгеноабсорбционной сепарации на основе сепаратора Honest K104.

В результате исследований показана возможность удаления из руд от 25 до 56% отвальных кусковых хвостов. Содержание в обогащенном продукте (объединенных концентрате и отсеве сепарации) возросло в 1,23–2,04 раза при потерях полезного компонента с хвостами 5,3–11,6%.

Результаты рентгеноабсорбционной сепарации, полученные на марганцевых, хромовых, вольфрам-молибденовых и литиевых рудах, свидетельствуют о перспективности применения данного метода для руд стратегического дефицитного сырья.

[1] Кобзев А.С. Радиометрическое обогащение минерального сырья: Монография. – 2-е изд., доп. и перераб. – М.: Издательство «Горная книга», 2023 – 126 с.

APPLICATION OF X-RAY TRANSMISSION SEPARATION FOR THE PRECONCENTRATION OF STRATEGIC SCARCE RAW MATERIALS

***I.V. Cheprasov*[1], *M.M. Radzhabov*[1]**

[1]*«All-russian scientific-research institute of mineral resources named after N.M. Fedorovsky». Federal State Budgetary Institution, Russian Federation, Moscow, Staromonetny lane, 119017, 31*

cheprasov@vims-geo.ru

The development of technology for processing ores of scarce types of strategic mineral raw materials is one of the main priorities in geological exploration. Ores of scarce types of mineral raw materials, as a rule, are poor and difficult to process. The solution to this problem is possible through the use of sensor-based sorting.

Among the known methods of sensor-based sorting, the most widely used are X-ray transmission, optical, near-infrared, X-ray fluorescent and X-ray luminescent. These theses consider the use of X-ray transmission separation as one of the most promising methods due to a number of advantages, such as high productivity and the absence of the need for ore washing, which is especially important in the climatic conditions of the Russian Federation.

At FSBI VIMS, studies were conducted on manganese, chromium, lithium and tungsten ores using a modular X-ray absorption separation unit based on the Honest K104 separator.

As a result of research, the possibility of removing from ores from 25 to 56% of rocky tailings was shown. The content in the concentrated product (combined concentrate and size class from 0 to 20 mm, not sent for separation) increased by 1.23-2.04 times. The recovery of the useful component in the tailings was 5.3–11.6%.

The results of X-ray transmission separation obtained on manganese, chromium, tungsten-molybdenum and lithium ores indicate the prospects of using this method for ores of strategic scarce raw materials.

[1] A.S. Kobzev (2023) Sensor-based sorting of mineral raw materials: Monograph. Russia, Moscow: Gornaya kniga.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЕНИЯ ИЗ ПРОМЫШЛЕННЫХ ПРОДУКТОВ МОЛИБДЕНА НА ПРЕДПРИЯТИЯХ АО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК»

М.М. Якубов[1], Х.М. Азизова[2], М.С. Максудходжаева[2], Н.Т. Каттаев[3], Т.М. Бабаев[3], Х.И. Акбаров[3]

[1]Филиал НИТУ МИСИС, г. Алмалык, Узбекистан

[2]Алмалыкский филиал ТашГТУ имени И.Каримова, г. Алмалык, Узбекистан

[3]Национальный универститет Узбекистана, г.Ташкент , Узбекистан

azizovaxolida@mail.ru

Рений является одним из стратегически важных редких металлов, который в значительных количествах содержится в медно-порфировых рудах, в молибденовых промышленных продуктах, из которых в настоящее время применяются современные методы извлечения рения [1,2].

В данной статье рассматриваются методы извлечения рения на предприятиях АО «Алмалыкский ГМК» с акцентом на повышение эффективности процессов. Анализируются современные технологии флотации, обжига и сорбции для выделения рения, а также перспективы их оптимизации.

Технологическая схема производства рения на АО «Алмалыкский ГМК» включает такие процессы как:

1. Обжиг молибденового концентрата, при котором рений переходит в газовую фазу в виде Re_2O_7.

2. Абсорбция паров рения с последующим осаждением в виде перренатов.

3. Сорбция и экстракция, позволяющие повысить степень очистки и концентрировать рений.

Перед сорбцией рения необходимо очистить раствор от мешающих элементов. Для этого были выполнены следующие этапы:

• Осаждение железа (Fe) и марганца (Mn) из раствора: обеспечивали путем доведения уровеня pH раствора до 4–5 с добавлением 0,1M раствора перманганата калия ($KMnO_4$) при температуре 90°C. Образовавшийся осадок отделяли методом фильтрации.

• Удаление меди (Cu), алюминия (Al) и кремния (Si) из раствора: путем повышения уровеня pH раствора до 6,5–7,0 (добавляя 1M NaOH), затем вводили раствор сульфида аммония ($(NH_4)_2S$). Полученный осадок также удаляли фильтрацией.

После очистки раствор передается на сорбцию рения с использованием эффективного сорбента Purolite MTA 1721/4635, взамен используемого на комбинате сорбента Sim 202/4408. Предлагаемый нами сорбент Purolite 1721/4635 селективно сорбирует перренат, обеспечивая его эффективное отделение от молибдата.

[1] Карпов К.Б. Редкие металлы в промышленности. – М.: Металлургия, 2015.

[2] Петров А.Н. Современные методы извлечения рения. – Journal of Metallurgy, 2020.

RHENIUM EXTRACTION FROM INDUSTRIAL PRODUCTS OF MOLYBDENUM AT THE ENTERPRISES OF ALMALYK MINING AND METALLURGICAL COMPLEX JSC

M.M. Yakubov[1], X.M. Azizova[2], M.S. Maksudkhodjaeva[2], N.T. Kattaev[3], T.M. Babaev[3], X.I. Akbarov[3]

[1]Almalyk branch of NUST MISIS, Almalyk, Uzbekistan
[2]Almalyk branch of Tashkent State Technical University named after I. Karimov, Almalyk, Uzbekistan
[3]National University of Uzbekistan, Tashkent, Uzbekistan
azizovaxolida@mail.ru

Rhenium is one of strategically important rare metals, which is contained in significant amounts in copper porphyry ores, in molybdenum industrial products, from which modern methods of rhenium extraction are currently used [1,2].

This article considers methods of rhenium extraction at the enterprises of JSC "Almalyk MMC" with a focus on improving the efficiency of processes. Modern technologies of flotation, roasting and sorption for rhenium extraction are analysed, as well as prospects of their optimisation.

Technological scheme of rhenium production at JSC "Almalyk MMC" includes such processes as:

1. Roasting of molybdenum concentrate, during which rhenium passes into the gas phase in the form of Re_2O_7.

2. Absorption of rhenium vapour with subsequent precipitation as perrenates.

3. Sorption and extraction to enhance purification and concentrate rhenium.

Before sorption of rhenium, it is necessary to purify the solution from interfering elements. For this purpose, the following steps were carried out:

• Precipitation of iron (Fe) and manganese (Mn) from the solution: was achieved by bringing the pH of the solution to 4-5 with the addition of 0.1M potassium permanganate solution ($KMnO_4$) at 90°C. The precipitate formed was separated by filtration.

• Removal of copper (Cu), aluminium (Al) and silicon (Si) from the solution: by increasing the pH of the solution to 6.5-7.0 (by adding 1M NaOH), then ammonium sulphide solution ($(NH_4)_2S$) was introduced. The resulting precipitate was also removed by filtration.

After purification, the solution was submitted to rhenium sorption using an efficient sorbent Purolite MTA 1721/4635, replacing the Sim 202/4408 sorbent used at the mill. Our proposed Purolite 1721/4635 sorbent selectively sorbs perrenate, ensuring its efficient separation from molybdate.

[1] Karpov K.B. Rare metals in industry. – Moscow: Metallurgy, 2015.
[2] Petrov A.N. Modern methods of rhenium extraction. – Journal of Metallurgy, 2020.

МОСКОВСКИЙ МЕЖДУНАРОДНЫЙ КОНГРЕСС ОБОГАТИТЕЛЕЙ (ММКО-2025)

СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ И ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ РУД

MOSCOW INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS (MIMPC-2025)

MODERN METHODS AND EQUIPMENT FOR ORE DISINTEGRATION

ИССЛЕДОВАНИЕ НА ИЗМЕЛЬЧАЕМОСТЬ ДВУСТАДИЙНО ОХЛАЖДЕННЫХ ШЛАКОВ

Н.М. Аскарова[1], Н.Э. Ахмедова[1]
[1]Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета, Алмалык, Узбекистан

В настоящее время имеются множество технологий по обеднению шлаков медного производства и причиной сложности переработки шлаков является их абразивность и высокая твердость, особенно это препятствует при предварительной подготовке. Для решения задачи экономической эффективности флотации медного шлака исследовано измельчаемость двухстадийно охлажденный шлака, а также расход брони и мелющих тел при их измельчении. [1].

На основании исследования технологии двухстадийного охлаждения шлаков медного производства на медно-обогатительной фабрике – 2 АО «Алмалыкский ГМК» приводится в табл. 1.

Таблица 1
Результаты измельчения естественно и двухстадийно охлажденного отвального шлака в шаровой мельнице до класса – 0,074 мм

№ Пробы	Время измельчения, мин			
	100	110	120	130
1	75%	87%	–	–
2	68%	80%	91%	–
3	60%	77%	90%	–
4	42%	57%	72%	85%

Из результатов измельчения естественно и двухстадийно охлажденного отвального шлака табл. 1 видно, что измельчаемость двухстадийно охлажденного отвального шлака проба – 1 достигает 87% класса – 0,074 мм при продолжительности измельчения 110 минут, проба – 2 91% класса – 0,074 мм при продолжительности измельчения 120 минут, проба – 3 90% класса – 0,074 мм при продолжительности измельчения 120 минут, проба - 4 естественно охлажденный шлак всего 85% класса – 0,074 мм при продолжительности измельчения 130 минут.

[1] Аскарова Н.М., Самадов А.У. Инновационный подход к подготовке отвальных шлаков медного производства для дальнейшей переработки //Universum: технические науки. – 2020. – №. 11-5 (80). – С. 45–47.

RESEARCH OF THE GRINDABILITY OF TWO-STAGE COLDED SLAGS

N.M. Askarova[1], N.E. Axmedova[1]
[1]Almalyk branch of Tashkent State Technical University, Almalyk, Uzbekistan

Currently, there are numerous technologies for processing copper production slags, and the reason for the complexity of slag processing is their abrasiveness and high hardness, which particularly hinders preliminary preparation. To address the issue of economic efficiency in copper slag flotation, a study was conducted on the grindability of two-stage cooled slag, as well as the consumption of lining and grinding media during the grinding process [1].

Based on research on the technology of two-stage cooling of copper production slags at the 2nd copper processing plant of JSC "Almalyk MMC," it is presented in table 1.

Table 1
The results of grinding naturally and two-stage-cooled slag in a ball mill up to the –0.074 mm grade were obtained

№ Samples	Grinding time, min			
	100	110	120	130
1	75%	87%	–	–
2	68%	80%	91%	–
3	60%	77%	90%	–
4	42%	57%	72%	85%

From the results of grinding the naturally and two-stage cooled slag, Table. From Figure 1, it can be seen that the grindability of the two-stage cooled slag sample – 1 reaches 87% class –0.074 mm with a grinding duration of 110 minutes, sample – 2 91% class – 0.074 mm with a grinding duration of 120 minutes, sample – 3 90% class – 0.074 mm with a grinding duration of 120 minutes, sample – 4 naturally cooled slag of only 85% class – 0.074 mm with a grinding duration of 130 minutes.

[1] Askarova N.M., Samadov A.U. An innovative approach to preparing copper production waste slag for further processing // Universum: technical sciences. – 2020. – No. 11-5 (80).– P. 45–47.

О ВЛИЯНИИ КОЭФФИЦИЕНТА ЗАПОЛНЕНИЯ ПОМОЛЬНОЙ КАМЕРЫ МЕЛЮЩИМИ ТЕЛАМИ НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ И ЭНЕРГОЁМКОСТЬ ВИБРАЦИОННОЙ МЕЛЬНИЦЫ

Ю.В. Дмитрак
Институт проблем комплексного освоения недр им. Академика Н.В. Мельникова РАН (ИПКОН РАН), Россия, 111020, г. Москва, Крюковский туп., д.4
dmitrak@yandex.ru

Проблема тонкого измельчения горных пород приобретает важное значение на современном этапе развития производства мелкодисперсных материалов.

На движение шаровой загрузки в них расходуется до 80 % всей подведённой к мельнице энергии.

Существующие в настоящее время методы измерения параметров движения шаровой загрузки вибрационных мельниц носят косвенный характер, вследствие чего точность полученных результатов не позволяет достоверно оценивать величину энергии, затрачиваемой на измельчение материалов.

Производительность и энергоёмкость вибрационной мельницы зависят в значительной степени от коэффициента заполнения помольной камеры мелющими телами.

Установить степень влияния коэффициента заполнения на производительность и энергоёмкость вибрационной мельницы возможно в результате проведения экспериментальных исследований на опытно-промышленном образце мельницы.

Исследованиям по установлению экспериментальных зависимостей производительности и энергоёмкости вибрационной мельницы от коэффициента заполнения помольной камеры мелющими телами посвящена данная статья.

THE INFLUENCE OF THE FILLING RATIO OF THE GRINDING CHAMBER WITH GRINDING MEDIA ON THE PRODUCTIVITY AND ENERGY CONSUMPTION OF A VIBRATORY MILL

Y.V. Dmitrak
Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources,
Russian Academy of Sciences (IPKON RAS),
Russia, 111020, Moscow, Kryukovsky Tup., 4
dmitrak@yandex.ru

The issue of fine grinding of rocks has become increasingly important in the modern production of fine-dispersed materials. Up to 80% of the total energy supplied to a mill is spent on the movement of the grinding media.

Existing methods for measuring the motion parameters of the grinding media in vibratory mills are indirect. As a result, the accuracy of the obtained results does not allow for a reliable assessment of the energy spent on material grinding.

The productivity and energy consumption of a vibratory mill significantly depend on the filling ratio of the grinding chamber with grinding media.

Determining the extent of the influence of the filling ratio on the productivity and energy consumption of a vibratory mill is possible through experimental studies using a pilot-scale mill.

This paper is dedicated to research aimed at establishing experimental dependencies between the productivity and energy consumption of a vibratory mill and the filling ratio of its grinding chamber with grinding media.

ПРОБЛЕМАТИКА ВИБРАЦИОННЫХ ГРОХОТОВ В МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

***Е.А. Фукс*[1], *В.В. Зотов*[1]**
[1]Университет науки и технологий МИСИС, Россия,
119049, Москва, Ленинский пр., 4, стр. 1
faksevgenyy@gmail.com

В данной работе представлен обзор современных вибрационных грохотов, анализируются их конструктивные особенности, а также факторы, влияющие на эффективность разделения материалов [1]. Рассмотрены различные типы возбуждения колебаний, их влияние на производительность и качество разделения. Представлены результаты экспериментальных исследований, подтверждающие эффективность предложенных методов оптимизации работы вибрационных грохотов, направленных на повышение производительности и снижение энергопотребления.

Основу для применения вибрационных грохотов для горячих материалов заложили в середине-конце прошлого столетия [2]. В современной практике в горно-металлургическом процессе был выделен ряд проблем [3]. В данной работе хотелось бы раскрыть влияние качества просеивания на процесс подготовки материалов в аглопроцессе.

Влияние фракционного состава исходного материала на свойства металлургического кокса является предметом многочисленных исследований [3]. В частности, в горно-металлургической практике остро стоит проблема ухудшения качества кокса из-за присутствия избыточной влаги после процесса «мокрого» тушения, препятствующего эффективному разделению фракций. Для решения данной проблемы предлагаются два подхода: оптимизация параметров вибрационного грохочения и использование альтернативных просеивающих материалов. Экспериментально подтверждено, что предварительное удаление фракции 0–3 мм с помощью высокоэффективных грохотов, таких как виброгрохоты с активной декой FlipFlop, снижает образование нежелательной мелкой фракции (<0,5 мм) за счёт уменьшения переизмельчения. Это позволяет повысить качество получаемого металлургического кокса.

[1] Н.В. Белов, М.Б. Бородина, В.В. Зотов, Ю.А. Лагунова. Исследование динамики работы гидромеханического предохранительного устройства в приводе конусной дробилки // Горное оборудование и электромеханика – 2024. №6 (176) – с. 3–14. – DOI 10.26730/1816-4528-2024-6-3-14

[2] Л.А. Вайсберг, Г.Б. Букаты, А.Д. Рудин, К.А. Рундквист. Вибрационный грохот для горячего агломерата и окатышей. Б.И. 1975. № 10.

[3] Ганин Д.Р., Фукс А.Ю., Фукс Е.А. Повышение эффективности производства чугуна в АО «Уральская Сталь» // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. 2024. Т. 80. № 3. С. 5–11.

THE PROBLEMS OF VIBRATING SCREENS IN THE METALLURGICAL INDUSTRY

E.A. Fuchs[1], V.V. Zotov[1]
[1]University of Science and Technology «MISIS», building 1, Leninsky Prospekt, Moscow, 119049, Russia
faksevgenyy@gmail.com

This paper provides an overview of modern vibrating screens, analyzes their design features, as well as factors affecting the efficiency of material separation [1]. Various types of oscillation excitation, their effect on separation performance and quality are considered. The results of experimental studies confirming the effectiveness of the proposed methods for optimizing the operation of vibrating screens aimed at increasing productivity and reducing energy consumption are presented.

The basis for the use of vibrating screens for hot materials was laid in the middle to the end of the last century [2]. In modern practice, a number of problems have been identified in the mining and metallurgical process [3]. In this paper, I would like to reveal the influence of sieving quality on the preparation of materials in the sintering process. The effect of the fractional composition of the starting material on the properties of metallurgical coke is the subject of numerous studies [3].

In particular, in mining and metallurgical practice, the problem of deterioration of coke quality is acute due to the presence of excess moisture after the "wet" extinguishing process, which prevents effective separation of fractions. Two approaches are proposed to solve this problem: optimization of vibration screening parameters and the use of alternative screening materials. It has been experimentally confirmed that pre-removal of the 0-3 mm fraction using highly efficient screens, such as FlipFlop active deck vibrating screens, reduces the formation of an undesirable fine fraction (<0.5 mm) by reducing over-grinding. This makes it possible to improve the quality of the resulting metallurgical coke.

[1] N.V. Belov, M.B. Borodina, V.V. Zotov, Yu.A. Lagunova. Investigation of the dynamics of the operation of a hydromechanical safety device in the drive of a cone crusher // Mining equipment and electromechanics – 2024. No.6 (176) – from 3–14. – DOI 10.26730/1816-4528-2024-6-3-14.

[2] L.A. Vaisberg, G.B. Bukaty, A.D. Rudin, K.A. Rundqvist. Vibrating screen for hot agglomerate and pellets. B.I. 1975. No. 10.

[3] Ganin D.R., Fuchs A.Yu., Fuchs E.A. Improving the efficiency of pig iron production in Ural Steel JSC // Ferrous Metallurgy. Bulletin of scientific, technical and economic information. 2024. Vol. 80. No. 3. pp. 5–11.

ИЗУЧЕНИЕ СОСТАВА И СВОЙСТВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ СОДЕРЖАЩЕГО ТОНКОДИСПЕРСНУЮ ФРАКЦИЮ

И.А. Гришин

Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, Россия, 455000, Магнитогорск, пр. Ленина, 38, igorgri@mail.ru

В современной мировой классификации процессов переработки минералов (Mineral Processing) достаточно много лет существует направление обогащения тонких частиц и шламов (Processing of fines and slimes). Развитие данного направления обусловлено как вовлечением в переработку более сложных руд, с минеральными комплексами, имеющими тонкое взаимопрорастание составляющих их минералов, так и необходимостью переработки хвостов обогатительных фабрик и руд кор выветривания, минерализованной вскрыши, содержащих тонкие шламовые частицы. Глины также можно отнести к сырью с тонкодисперсной фракцией. Их качество зависит от содержания грубодисперсной фракции – песка, который требуется удалять.

В работе рассмотрен вещественный состав пробы глины Еленинского месторождения. По результатам испытаний можно отметить что проба глины принадлежит к группе высокопластичных (ГОСТ 9169-75 Сырье глинистое для керамической промышленности. Классификация).

Для установления минерального состава проведен минералогический анализ с использованием РФА нализатра INNOV-X и дифрактометра SHIMADZU XRD-6000. Результаты минералогического анализа свидетельствуют о преимущественном содержании монтмориллонита в тонкодисперсной части пробы. Количество кварца и каолина незначительно. Термограммы подтверждают, что нерудная часть исследуемых проб глин классов –40+20 мкм и –20+0 мкм имеют чисто каолиновой состав, что подтверждается результатами термогравиметрического анализа, изменение массы, связанное с удалением химически связанной воды, составило 14,30% для материала крупностью –20+0 мм и 14,87% для материала крупностью –40+20 мкм.

Что касается каолиновой глины пробы крупностью +40 мкм, то удаление химически связанной воды в диапазоне температур 440–600°С протекает в два этапа и на кривой ДСК фиксируется два эндотермических эффекта с максимумами при температуре 509,5 и 526,9°С. Эндотермический эффект при 573,1°С соответствует полиморфному превращению кварца. Полученные результаты говорят об отсутствии необходимости введения каких-либо дополнительных операции по удалению кварцевого песка из материала, при его классификации по классу 40 мкм. Фракция крупнее 40 мкм сильно загрязнена кварцем и гидрослюдами. Результаты анализа магнитной фракции пробы показывают, что основными рудными минералами в пробе являются самородное железо и шпинели, заключенные в силикатную матрицу, мартит представлен в подчиненном состоянии.

STUDY OF COMPOSITION AND PROPERTIES OF MINERAL RAW MATERIALS CONTAINING FINE FRACTION

I.A. Grishin
Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov,
Russia, 455000, Magnitogorsk, Lenin avenue, 38,
igorgri@mail.ru

In the modern world classification of mineral processing processes (Mineral Processing), the direction of enrichment of fine particles and slimes (Processing of fines and slimes) has existed for many years. The development of this direction is due to both the involvement in the processing of more complex ores, with mineral complexes having fine intergrowth of their constituent minerals, and the need to process the tailings of beneficiation plants and weathering crust ores, mineralized overburden containing fine slime particles. Clays can also be classified as raw materials with a finely dispersed fraction. Their quality depends on the content of the coarsely dispersed fraction - sand, which must be removed.

The article considers the material composition of the clay sample of the Eleninsky deposit. According to the test results, it can be noted that the clay sample belongs to the group of highly plastic (GOST 9169-75 Clay raw materials for the ceramic industry. Classification).

To determine the mineral composition, mineralogical analysis was performed using an INNOV-X XPH analyzer and a SHIMADZU XRD-6000 diffractometer. The results of mineralogical analysis indicate the predominant content of montmorillonite in the finely dispersed part of the sample. The amount of quartz and kaolin is negligible. Thermograms confirm that the non-metallic part of the studied clay samples of grades –40+20 microns and –20+0 microns have a purely kaolin composition, which is confirmed by the results of thermogravimetric analysis, the mass change associated with the removal of chemically bound water was 14.30% for a material with a grain size of –20+0 mm and 14.87% for a material with a grain size of –40+20 microns.

As for kaolin clay samples with a grain size of +40 microns, the removal of chemically bound water in the temperature range of 440–600°C proceeds in two stages and two endothermic effects are recorded on the DSC curve with maxima at temperatures of 509.5 and 526.90°C. The endothermic effect at 573.10°C corresponds to the polymorphic transformation of quartz. The results obtained indicate that there is no need to introduce any additional operations to remove quartz sand from the material, when it is classified according to the 40 microns class. The fraction larger than 40 microns is heavily contaminated with quartz and hydrosludes. The results of the analysis of the magnetic fraction of the sample show that the main ore minerals in the sample are native iron and spinels enclosed in a silicate matrix, martite is represented in a subordinate state.

К ВОПРОСУ О ДЕЗИНТЕГРАЦИИ ГЕОМАТЕРИАЛОВ ПРИ СТАТИЧЕСКОМ И ДИНАМИЧЕСКОМ ВОЗДЕЙСТВИЯХ

***А.Н. Кочанов*[1], *И.Ж. Бунин*[1]**
[1]*Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН,*
Россия, 111020, Москва, Крюковский тупик, 4
kochanov@mail.ru

Одним из основных факторов, определяющих процесс образования структурных дефектов твердых тел, является тип химической связи в кристаллической решетке. Этот фактор определяет прочность структуры, механические свойства и способность геоматериалов к разрушению. Типы срастаний контактирующих минералов могут быть благоприятными или неблагоприятными для селективного разрушения. Для оценки микроструктурной неоднородности, физических и механических свойств горных пород и отдельных слагающих их минералов (модуль Юнга, предел прочности, микро(нано)твердость, вязкость разрушения, механизм и стадии ползучести) используются современные прецизионные методы исследования минералов — микро- и наноиндентирование (МНИ).

В докладе представлены результаты исследований микромеханических свойств отдельных минералов (кварца, гематита и магнетита) гематит-магнетитовых железистых кварцитов, выполненных методами МНИ. Средний размер зерен составил для магнетита и кварца 55 ± 16 мкм, для гематита 5 – 10 мкм. Измерение твердости и модуля Юнга на микро- и наномасштабах проводили с использованием твердомеров различных методов измерения твердости (Duramin-A300, динамического нано- микроиндентометра DNT-3M и трибонаноиндентометра Hysitron TI-950. Для всех минеральных компонентов кварцита и на границах срастания минеральных зерен определены значения вязкости разрушения K_{1c}. Следует отметить сравнительно низкую вязкость разрушения как отдельных зерен кварца K_{1c} = 0.5 МПа·м$^{1/2}$, так границ срастания зерен кварц-магнетит и кварц-гематит 0.68 и 0.38 МПа·м$^{1/2}$ соответственно.

При исследовании особенностей процесса дезинтеграции горных пород с целью оценки размеров частиц, образующихся при взрывном воздействии и в условиях одноосного сжатия, разработаны методики для подсчета числа частиц в диапазоне значений измеряемых размеров от 0.3 до 10.0 мкм и проведены экспериментальные исследования с применением лазерных счетчиков дисперсных частиц и растровой электронной микроскопии. В процессе дезинтеграции горных пород (гранита, песчаника, кварцита, уртита и др.) для пород с высокой прочностью пик распределения эмитируемых при разрушении образцов частиц в исследуемом диапазоне приходится на частицы размером 2–5 мкм, число которых в 3–4 раза превышает число частиц размером 0.3–0.5 мкм. Минимальный размер частиц ~0,1 мкм. Дисперсный состав частиц зависит от петрографических особенностей пород, в том числе определяется содержанием кварца.

ON THE ISSUE OF DISINTEGRATION OF GEOMATERIALS UNDER STATIC AND DYNAMIC IMPACTS

***A.N. Kochanov*[1], *I.Zh. Bunin*[1]**

[1]Melnikov Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources, Russian Academy of Sciences, Russia,111020, Moscow, Kryukovskiy tupik, 4

kochanov@mail.ru

The type of chemical bond in the crystal lattice is the one of the main factors determining the formation of structural defects in solids. This factor determines the strength of the structure, mechanical properties and the ability (tendency) of geomaterials to fracture. The types of accretions of the contacting minerals can be favorable or unfavorable for selective disintegration. The modern precision methods of mineral study (namely, they're nanoindentation methods MNI) are used to assess the microstructural heterogeneity, physical and mechanical properties of rocks and individual minerals composing them (Young's modulus, ultimate strength, micro (nano)hardness, fracture toughness, mechanism of creep).

In this report we present the results of studies of the micromechanical properties of individual minerals (quartz, hematite, and magnetite) of hematite-magnetite ferruginous quartzite's performed by MNI methods. The average magnetite and quartz grain size was 55 ± 16 μm, and the hematite grain size was 5–10 μm. Hardness and Young's modulus measurements on the micro- and nanoscales were carried out using hardness testers of various hardness measurement methods (Duramin-A300, dynamic nano-microindentometer DNT-3M and tribonanoindentometer Hysitron TI-950. Fracture toughness values K_{1c} were determined for all mineral components of quartzite and at the boundaries of the coalescence of mineral grains. It should be noted that the fracture toughness of both individual quartz grains K_{1c} = 0.5 MPa×m$^{1/2}$ and the boundaries of the intergrowth of quartz-magnetite and quartz-hematite grains 0.68 and 0.38 MPa×m$^{1/2}$ respectively, was comparatively low.

When studying the features of the process of disintegration of rocks in order to estimate the size of particles formed during explosive action and under conditions of uniaxial compression, we developed the methods for calculating the number of particles in the range of measured sizes from 0.3 to 10.0 μm and the experimental studies have been conducted using laser counters of dispersed particles and scanning electron microscopy. In the process of disintegration of rocks (granite, sandstone, quartzite, urtite, etc.) for rocks with high strength, the peak distribution of particles emitted during the samples fracture (in the studied range) falls on the particles 2–5 μm in size. The number of these particles was 3–4 times greater than the number of particles 0.3-0.5 μm in size. The minimum particle size was ~0.1 μm. The dispersed composition of the particles depends on the petrographic features of the rocks, including the quartz content.

ИЗУЧЕНИЕ РАСКРЫВАЕМОСТИ МИНЕРАЛОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПОКАЗАТЕЛЯ КОНТРАСТНОСТИ

В.С. Лабудин, А.Н. Храмов
Забайкальский государственный университет,
Россия, 672039, Чита, ул. Александро-заводская, 30
labydinvitalii@mail.ru, Khramov.a53@mail.ru

Исследование руд по выбору оптимальных параметров подготовительных процессов являются сложнейшей задачей со многими неизвестными, требующей постановки многочисленных экспериментов.

Несовершенство традиционных способов и методик исследований, кроме трудоемкости и долгосрочности в связи с проведением обогатительных экспериментов, заключается в том, что выбор оптимальных параметров разрушительных процессов и степени раскрытия ценных минералов руды от продолжительности разрушения по математическим моделям, имеющим пропорциональную зависимость, не представляется возможным по причине отсутствия экстремумов. Определяется динамика процесса и категория (класс) дробимости, измельчаемости или раскрываемости, но не численное значение оптимальных параметров процесса разрушения.

Предлагается исследования для выявления оптимальных параметров подготовительных процессов как на стадии предварительного обогащения, так в основном цикле производить следующим образом:

– разрушение (дробление или измельчение) проб руды с различными промежутками времени;

– разделение разрушенных проб на классы крупности;

– фракционирование, т.е. разделение классов крупности на фракции по содержанию ценного компонента;

– назначение граничного диаметра зерен шламовой (в случае дробления – мелкой фракции) труднообогатимой части, которая определяется технологическими возможностями выбранного обогатительного метода или типом машин (в частности: для флотационных методов 5–15 мкм в зависимости от типа флотомашин, для отсадки крупнокускового материала 3–5 мм и т.д.) и расчет показателя порционной контрастности для каждой пробы с учетом объединения в одну фракцию шламовых (мелких) классов крупности минералов ценного компонента и вмещающих пород;

– построение математической или графической модели зависимости показателя порционной контрастности от продолжительности разрушения и определение оптимальных параметров разрушительного процесса по экстремуму данной зависимости.

Результаты исследований с использование показателя порционной контрастности в качестве критерия оценки раскрываемости минералов показали, что предлагаемый порядок исследований является объективным методическим инструментом для оптимизации процессов разделения как на стадии предварительного обогащения, так в основном цикле обогащения.

THE STUDY OF MINERAL DISCLOSURE USING THE CONTRAST INDEX

V.S. Labudin, A.N. Khramov,
Transbaikal State University,
30 Alexandro-Zavodskaya str., Chita, 672039, Russia
labydinvitalii@mail.ru, Khramov.a53@mail.ru

Ore research on the selection of optimal parameters for preparatory processes is a complex task with many unknowns, requiring numerous experiments.

The imperfection of traditional research methods and techniques, in addition to the complexity and long-term duration associated with carrying out enrichment experiments, lies in the fact that the choice of optimal parameters of destructive processes and the degree of disclosure of valuable ore minerals from the duration of destruction according to mathematical models having a proportional dependence is not possible due to the lack of extremes. The dynamics of the process and the category (class) of crushing, grindability or disclosure are determined, but not the numerical value of the optimal parameters of the destruction process.

It is proposed to conduct research to identify the optimal parameters of preparatory processes both at the pre-enrichment stage and in the main cycle as follows:

– destruction (crushing or crushing) of ore samples at different time intervals;

– division of destroyed samples into size classes;

– fractionation, i.e. the division of grain size classes into fractions according to the content of a valuable component;

– the assignment of the boundary diameter of the slurry grains (in the case of crushing, a fine fraction) of the difficult-to-enrich part, which is determined by the technological capabilities of the chosen processing method or the type of machines (in particular: for flotation methods 5–15 microns, depending on the type of flotation machines, for depositing coarse-grained material 3–5 mm, etc.) and calculation of the portion contrast index for each sample, taking into account the combination of slurry (small) classes of minerals of the valuable component and host rocks into one fraction;

– construction of a mathematical or graphical model of the dependence of the portioned contrast index on the duration of destruction and determination of the optimal parameters of the destructive process based on the extreme of this dependence.

The results of studies using the portion contrast index as a criterion for assessing mineral disclosure have shown that the proposed research procedure is an objective methodological tool for optimizing separation processes both at the pre-enrichment stage and in the main enrichment cycle.

ОПЫТ РЕАЛИЗАЦИИ СПОСОБА ДРОБЛЕНИЯ МНОГОКРАТНЫМ УДАРНЫМ ВОЗДЕЙСТВИЕМ В ДРОБИЛЬНЫХ АППАРАТАХ

А.И. Матвеев*, *Е.С. Львов
Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского
Сибирского отделения Российской академии наук (ИГДС СО РАН),
Россия, 677980, г. Якутск, пр-т Ленина, 43,
igds@ysn.ru

В горнопромышленном комплексе ключевой задачей является повышение эффективности процессов дробления и измельчения минерального сырья при снижении энергозатрат и металлоемкости оборудования. В Институте горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН на основе принципа многократного динамического воздействия, разработаны инновационные аппараты, обеспечивающие интенсивное разрушение кусковых рудных материалов с высокими показателями раскрытия мономинералов. Разработанный способ дробления в аппаратах многократного динамического воздействия ДКД-300 и РД-МДВ-900 доказал свою эффективность при переработке различных типов руд, включая золотосодержащие, флюоритовые и кимберлитовые. Эффективность способа основана на раскрытии механизма интенсивной дезинтеграции кусковых материалов. С этим механизмом связаны высокая степень избирательного раскрытия минеральных форм т.е. полезных компонентов и не менее важное обеспечение их сохранности для последующего извлечения.

При реализации данного способа удается создать энергоэффективные и компактные высокопроизводительные аппараты дробления и измельчения. С учетом того, что в существующих системах рудоподготовки затраты в целом по переработке минерального сырья достигают до 50%. Это создает определённые условия для разработки современных обогатительных фабрик и установок с весьма привлекательными технико-экономическими параметрами.

EXPERIENCE IN THE IMPLEMENTATION OF THE METHOD OF CRUSHING BY REPEATED IMPACT IN CRUSHING MACHINES

A.I. Matveev, E.S. Lviv
N.V. Chersky Institute of Mining of the North
of the Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences (IGDS SB RAS),
43 Lenin Ave., Yakutsk, 677980, Russia,
igds@ysn.ru

In the mining industry, the key task is to increase the efficiency of crushing and grinding of mineral raw materials while reducing energy and metal consumption of equipment. The N.V. Chersky Institute of Mining of the North of the Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences has developed innovative devices based on the principle of multiple dynamic impact, providing intensive destruction of lumpy ore materials with high rates of monomineral disclosure. The developed crushing method in the multiple dynamic impact devices DKD-300 and RD-MDV-900 has proven its effectiveness in processing various types of ores, including gold-bearing, fluorite and kimberlite. The effectiveness of the method is based on the disclosure of the mechanism of intensive disintegration of lumpy materials. This mechanism is associated with a high degree of selective disclosure of mineral forms, i.e. useful components, and equally important is ensuring their safety for subsequent extraction. When implementing this method, it is possible to create energy-efficient and compact high-performance crushing and crushing machines. Taking into account the fact that in existing ore treatment systems, the overall cost of processing mineral raw materials reaches up to 50%. This creates certain conditions for the development of modern processing plants and installations with very attractive technical and economic parameters.

ОПЫТ ДРОБЛЕНИЯ ГЛИНОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

***А.А. Степаненко*, А.И. Степаненко**
АО «Гормашэкспорт»
г. Новосибирск
goraexport-s@mail.ru

Высокая пластичность и склонность глины к налипанию являются проблемными факторами в процессах рудоподготовки с использованием классических типов дробилок: залипание рабочих камер, невозможность контрольного грохочения, частые простои оборудования и пр. Для решения этих задач в мировой практике все чаще применяются дробилки шнеко-зубчатого типа. Благодаря конструктивным особенностям дробящих валов, обеспечивается устойчивая работа и самоочищение рабочих органов даже при очень высоком содержании пластичных глин. Материал разрушается под действием сжатия между встречно направленными тангенциальными резцами, вторичное разрушение происходит между гладкими частями валов. Дробилки ДШЗ подходят для любых стадий дробления и являются аппаратами калибрующего типа, не требуют контрольного грохочения. Очистка дробящих зубьев осуществляется с помощью ножей, жестко установленных на боковых стенках. Применение дробилок данного типа позволяет не только произвести сокращение крупности, но и повысить эффективность последующих процессов. Основные преимущества дробилок ДШЗ: высокая производительность, компактность, высокая степень дробления, отсутствие переизмельчения, эффективное дробление вязких и липких материалов.

Данные дробилки производства АО «Гормашэкспорт» высоко зарекомендовали себя на множестве предприятий России и зарубежья.

EXPERIENCE IN CRUSHING CLAY-CONTAINING RAW MATERIALS

A.A. Stepanenko*, *A.I. Stepanenko
JSC "Gormashexport"
Novosibirsk
goraexport-s@mail.ru

The high plasticity and tendency of clay to stick are problematic factors in ore preparation processes when using conventional types of crushers: clogging of working chambers, inability to perform control screening, frequent equipment downtime, etc. To address these challenges, screw-tooth crushers are increasingly being used in global practice. Due to the design features of the crushing rolls, stable operation and self-cleaning of the working components are ensured even with very high content of plastic clays. The material is destroyed under the action of compression between tangentially directed cutters, and secondary crushing occurs between the smooth parts of the rolls. DSZ crushers are suitable for all stages of crushing and are sizing-type machines, requiring no control screening. Cleaning of the crushing teeth is carried out using knives rigidly mounted on the side walls. The use of this type of crusher not only reduces particle size but also increases the efficiency of subsequent processes. The main advantages of DSZ crushers are: high productivity, compactness, high crushing ratio, absence of overgrinding, and effective crushing of viscous and sticky materials.

These crushers, produced by JSC "Gormashexport," have proven themselves highly effective at numerous enterprises in Russia and abroad.

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА ЭЛЕКТРОГИДРАВЛИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ ДЛЯ ОТМЫВКИ ФЕРРОСИЛИЦИЯ ОТ ГЛИН

***А.С. Тимофеев*, И.Ж. Бунин, Г.П. Двойченкова**
Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН,
Россия, 111020, Москва, Крюковский туп., 4,
timofeev_ac@mail.ru

Электрогидравлический эффект (эффект Л.А. Юткина) представляет собой вид преобразования электрической энергии в механическую, пригодный для использования в промышленных целях. Эффект преобразования энергии реализуется при осуществлении в жидкости импульсного электрического искрового разряда как источника волны давления. Метод электрогидравлической (ЭГ) обработки находит широкое применение в России и мире во многих отраслях промышленности (машиностроении, металлургии, горной и геологоразведочной, нефтяной и других областях) для разрушения материалов, дезинтеграции руд, штамповки металлов, очистки отливок, получения удобрений из почвы, перемешивания жидкостей, получения коллоидных растворов, ускорения химических реакций, транспортирования веществ и т.д.

Целью настоящей работы является экспериментальное обоснование эффективности использования электрогидравлического эффекта для отмывки утяжелителя среды (ферросилиция) от глинистого материала. В экспериментах использовали лабораторную установку со следующими характеристиками: амплитуда рабочего напряжения (разряда) 18 кВ, межэлектродное расстояние 12 мм, энергия в импульсе ~100 Дж, частота следования импульсов 0,05 Гц, потребляемая мощность 20 Вт.

Исследования проводили на пробах в виде смеси ферросилиция, высокоглинистой оборотной воды и кимберлита.

После ЭГ-обработки пробы наблюдали равномерное диспергирование глины по всему объему водной фазы. Получены графики экспериментальных зависимостей содержания ферросилиция в подситовом продукте (без промывки водой) от доли глины в исходном состоянии и после ЭГ-обработки.

В результате проведенных исследований разработан способ кондиционирования хвостов тяжелосредной сепарации алмазосодержащего материала методом их ЭГ-обработки, позволяющий за счет эффекта диспергирования глинистых минералов в системе «кимберлит – глинистые минералы – ферросилиций» обеспечить повышение в 3,7–4,1 раза качества отмывки ферросилиция, что позволит снизить потери ферросилиция в процессе тяжелосредной сепарации.

APPLICATION OF THE METHOD OF ELECTROHYDRAULIC TREATMENT FOR WASHING FERROSILICON FROM CLAYS

A.S. Timofeev, I.Zh. Bunin, G.P. Dvoichenkova
Institute of Comprehensive Exploitation
of Mineral Resources Russian Academy of Sciences,
Russia, 111020, Moscow, Kryukovsky tup., 4,
timofeev_ac@mail.ru

The electrohydraulic effect (L.A. Yutkin effect) is a type of conversion of electrical energy into mechanical energy, suitable for industrial use. The energy conversion effect is realized by implementing a pulsed electric spark discharge in a liquid as a source of a pressure wave. The electrohydraulic processing method (EG) is widely used in Russia and the world in many industries (mechanical engineering, metallurgy, mining and geological exploration, oil and other fields) for the destruction of materials, disintegration of ores, stamping of metals, cleaning of castings, obtaining fertilizers from soil, mixing liquids, obtaining colloidal solutions, accelerating chemical reactions, transporting substances, etc.

The aim of this work is to experimentally substantiate the efficiency of using the electrohydraulic effect to wash the medium weighting agent (ferrosilicon) from clay material. In the experiments, a laboratory setup with the following characteristics was used: operating voltage (discharge) amplitude of 18 kV, interelectrode distance of 12 mm, pulse energy of ~100 J, pulse repetition frequency of 0.05 Hz, power consumption of 20 W.

The studies were conducted on samples in the form of a mixture of ferrosilicon, high-clay recycled water and kimberlite.

After EG-treatment of the sample, uniform dispersion of clay was observed throughout the volume of the aqueous phase.

Graphs of experimental dependencies of the ferrosilicon content in the under-sieve product (without washing with water) on the proportion of clay in the initial state and after EG-treatment were obtained.

As a result of the conducted research, a method for conditioning tailings of dense-medium separation of diamond-containing material by their EG treatment was developed, which allows, due to the effect of dispersion of clay minerals in the system «kimberlite – clay minerals – ferrosilicon», to ensure an increase in the quality of ferrosilicon washing by 3.7–4.1 times, which will reduce the loss of ferrosilicon in the process of dense-medium separation.

МОСКОВСКИЙ МЕЖДУНАРОДНЫЙ КОНГРЕСС ОБОГАТИТЕЛЕЙ (ММКО-2025)

КОМБИНИРОВАННЫЕ ПРОЦЕССЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ РУД И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

MOSCOW INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS (MIMPC-2025)

COMBINED PROCESSING OF REFRACTORY ORES AND TECHNOGENIC RAW MATERIALS

СОЛЯНОКИСЛОТНОЕ ВСКРЫТИЕ ФАЗ ШЛАКА, ПОЛУЧЕННОГО ПРИ ВОССТАНОВИТЕЛЬНОМ ОБЖИГЕ РУДЫ ЧУКТУКОНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

***Д.Г. Агафонов*[1], *Г.Б. Садыхов*[1]**

[1]Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН, Россия, 119334, Москва, Ленинский пр., 49, agafonov-1802@mail.ru

Чуктуконское месторождение (Красноярский край) является богатым сырьевым источником критически важных редких металлов, в частности ниобия и редкоземельных металлов (РЗМ). Однако, руды данного месторождения необогатимы и содержат большое количество железа, фосфора и марганца, что не позволяет применить традиционные схемы переработки [1]. В связи с этим в ИМЕТ РАН разрабатывается новая эффективная пиро-гидрометаллургическая технология переработки чуктуконских руд, направленная на комплексное извлечение всех ценных компонентов.

После проведения на первой стадии восстановительного обжига руды (с целью удаления железа и фосфора в виде металлического полупродукта) при температуре 1350–400°С и добавки твердого восстановителя (кокса) 13–17% от массы руды выход металла составил 47–50%, в то время как выход шлака находился на уровне 18–20%. Ниобий и марганец практически полностью остаются в РЗМ-шлаке [2, 3].

Редкометальный шлак состоит из 4 фаз: бетафита, бритолита, шпинели и стекла. Он подвергался солянокислотному выщелачиванию в атмосферных и автоклавных условиях с целью перевода РЗМ и марганца в раствор и концентрирования ниобия в остатке. Установлено, что максимальная степень растворения при атмосферном солянокислотном выщелачивании происходит при температуре 60°С, концентрации HCl 15%, продолжительности 15 мин, которая составила 43%. При этом разлагаются наиболее легкорастворимые фазы бритолита и стекла с выпадением в осадок аморфного кремнезема. После его удаления разбавленным раствором NaOH максимальная степень вскрытия составила 73%. Для разложения бетафита полученный остаток подвергался автоклавному солянокислотному выщелачиванию при более высоких температурах (180–200°С). Таким образом, суммарная степень вскрытия шлака при двухстадийном атмосферном выщелачивании составила 86%. В целях снижения расхода кислоты раствор после автоклавного выщелачивания возвращается на первую стадию выщелачивания.

[1] В.И. Кузьмин и др. Химия в интересах устойчивого развития. 2 (2018) 157.
[2] Г.Б. Садыхов и др. Металлы. 3 (2020) 3.
[3] Д.Г. Агафонов и др. Металлы. 6 (2024) 3.

HYDROCHLORIC ACID OPENING OF THE PHASES OF SLAG OBTAINED DURING REDUCTION ROASTING OF ORE FROM THE CHUKTUKON DEPOSIT

***D.G. Agafonov*[1], *G.B. Sadykhov*[1]**
[1]A.A. Baykov Institute of Metallurgy and Materials Science RAS,
Russia, 119334, Moscow, Leninsky pr., 49,
agafonov-1802@mail.ru

The Chuktukon deposit (Krasnoyarsk Krai) is a rich source of critically important rare metals, in particular niobium and rare earth metals (REM). However, the ores of this deposit are not enrichable and contain large amounts of iron, phosphorus and manganese, which does not allow the use of traditional processing schemes [1]. In this regard, a new effective pyro-hydrometallurgical technology for processing Chuktukon ores is being developed at the IMET RAS, aimed at the comprehensive extraction of all valuable components.

After carrying out the first stage of reducing roasting of the ore (in order to remove iron and phosphorus in the form of a metal semi-finished product) at a temperature of 1350–1400°C and the addition of a solid reducing agent (coke) 13–17% of the ore mass, the metal yield was 47–50%, while the slag yield was at the level of 18–20%. Niobium and manganese almost completely remain in the REE slag [2, 3].

The rare metal slag consists of 4 phases: betafite, britholite, spinel and glass. It was subjected to hydrochloric acid leaching in atmospheric and autoclave conditions in order to transfer REE and manganese into solution and concentrate niobium in the residue. It was found that the maximum degree of dissolution during atmospheric hydrochloric acid leaching occurs at a temperature of 60°C, an HCl concentration of 15%, a duration of 15 min, which amounted to 43%. In this case, the most easily soluble phases of britholite and glass decompose with the precipitation of amorphous silica. After its removal with a dilute NaOH solution, the maximum degree of dissolution was 73%. To decompose the betafite, the resulting residue was subjected to autoclave hydrochloric acid leaching at higher temperatures (180–200°C). Thus, the total degree of slag opening during two-stage atmospheric leaching was 86%. In order to reduce acid consumption, the solution after autoclave leaching is returned to the first stage of leaching.

[1] V.I. Kuzmin, et al. Chemistry for Sustainable Development. 2 (2018) 157.
[2] G.B. Sadykhov, et al. Metally. 3 (2020) 3.
[3] D.G. Agafonov, et al. Metally. 6 (2024) 3.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ УГЛЕРОДИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ НА ОСНОВЕ КОМБИНИРОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ

***Т.Н. Александрова*[1], *Н.В. Николаева*[1]**

[1]Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, Россия, 199106, Санкт-Петербург, 21 линия, д. 2

Alexandrova_TN@pers.spmi.ru

Необходимость повышения эффективного использования минерально-сырьевой базы энергоносителей на фоне растущих потребностей индустриального сектора обуславливает запрос обогатительной отрасли в совершенствовании технологий обогащения углеродсодержащего сырья. Решение данной задачи возможно за счет всесторонних исследований как самого сырья, так и особенностей протекания технологических процессов, в том числе на основе численного моделирования.

В данной работе были обоснованы подходы к исследованию механизмов протекания поверхностных процессов при флотации угля. Были исследованы процессы изменения свободной энергии поверхности и ее компонент угля. Для более детального исследования особенностей механизмов закрепления реагентов на поверхности угля и их влияния на эффективность сепарации предложены способы квантово-химического моделирования систем уголь-адосорбат и потенциометрического исследования межфазных характеристик. Предложенный способ позволяет численно оценить изменение межфазных характеристик при изменении условий проведения флотационной сепарации на основании потенциометрических измерений. Критерий E_f является численной характеристикой эффективности флотационного разделения в трехфазной системе, так как является показателем направления движения фаз во время флотации. Чем больше его абсолютное изменение, тем более эффективно флотационное разделение. Подход апробирован для обоснования применения оксиэтилированного алкил фенола для флотации угля.

Также для повышения комплексности использования углеродсодержащего сырья с целью извлечения железосодержащих компонентов из минеральной части углеродсодержащих пород обоснован метод высокоградиентной магнитной сепарации. Проведенные исследования позволили установить технологический режим, который позволяет за одну стадию получить железорудный продукт с содержанием железа 62% при извлечении 94,5%.

Работа выполнена в рамках гранта Российского научного фонда (проект N 23-47-00109).

INCREASING THE EFFICIENCY OF CARBONACEOUS MATERIALS PROCESSING ON THE BASIS OF COMBINED BENEFICIATION PROCESSES

T.N. Aleksandrova[1], N.V. Nikolaeva[1]
[1]Empress Catherine II Saint-Petersburg Mining University,
Russia, 199106, Saint-Petersburg, 21 line 2
Alexandrova_TN@pers.spmi.ru

The need to increase the efficient use of the mineral resource base of energy resources against the backdrop of growing needs of the industrial sector determines the demand of the processing industry for the improvement of technologies for the beneficiation of carbon-containing raw materials. The solution to this problem is possible through comprehensive studies of both the raw materials themselves and the features of the technological processes, including those based on numerical modeling.

This work substantiates approaches to investigating the mechanisms of surface processes during coal flotation. We studied the processes of changes in the free surface energy and its components for coal. For a more detailed study of the mechanisms of reagent adsorption on the coal surface and their influence on separation efficiency, we propose methods of quantum-chemical modeling of coal-adsorbate systems and potentiometric studies of interfacial characteristics. The proposed method allows for a numerical assessment of changes in interfacial characteristics under varying flotation separation conditions based on potentiometric measurements. The E_f criterion serves as a numerical characteristic of the effectiveness of flotation separation in a three-phase system, as it indicates the direction of phase movement during flotation. The greater its absolute change, the more effective the flotation separation. This approach has been tested to justify the use of xyethylated alkyl phenol for coal flotation.

Furthermore, to enhance the comprehensive utilization of carbon-containing raw materials, a high-gradient magnetic separation method has been substantiated for extracting iron-bearing components from the mineral fraction of carbon-rich rocks. The conducted researches allowed to establish the technological mode, which allows to obtain iron ore product with iron content of 62% at a recovery rate of 94.5% in a single stage.

Funding: This research was carried out with a grant from the Russian Science Foundation (Project N 23-47-00109).

ГИДРИРОВАНИЕ СТРУЖКИ ТИТАНОВОГО СПЛАВА Ti-6Al-4V

***Д.А. Бирюков*[1], В.И. Сачков[2], Р.А. Нефедов[3], И.Д. Жирников[4], О.М. Баушева[5]**
Национальный исследовательский Томский государственный университет,
Россия, г. Томск, пр. Ленина, 36, 634050
Birukoffdan@yandex.ru

Двухфазные сплавы широко используются в различных отраслях, включая авиационную, оборонную, медицинскую и другие сферы промышленности [1]. Среди двухфазных титановых сплавов наибольшее распространение получил Ti-6Al-4V. При механической обработке изделий из литого материала образуется большое количество отходов сплава в виде стружки, которые требует высоких затрат для их переработки традиционными методами и возвращения в производственный цикл. Однако предпринимаются попытки использовать для формирования деталей метод порошковой металлургии [2]. Метод гидрирование-дегидрирование является перспективным методом, поскольку позволяет снизить стоимость производства и вовлечь отходы в производственный цикл, за счет использования недорогого исходного материала, реализации безотходных процессов и проведения процессов при более низких температурах по сравнению с методами, основанными на литье [2].

Гидрирование сплава осуществлялось в кварцевой трубке, которая помещалась в трубчатую печь. На концах кварцевой трубы расположены резиновые шланги для постоянного ввода/отвода водорода. В качестве источника водорода использовался генератор водорода QL-300. Расход водорода для всех экспериментов составлял 400 мл/мин. Для контроля поступления водорода в трубу к установке подключалась коническая колба с водой, а также склянка Тищенко. Стружка помещалась в кварцевую лодочку, которую затем устанавливали в печь. Перед нагревом трубы установка продувалась в течение часа водородом. Эксперименты проводились при разных температурных режимах. После проведения гидрования, образец измельчали в шаровой мельнице на протяжении 2 часов с использованием карбид вольфрамовых шаров. Проведен ситовой анализ полученных порошков Ti-6Al-4V. Измельченный порошок просеивали через набор сит (400, 200, 100 и 50 мкм). Наибольший процент содержания частиц размером 50 мкм (57%) и <50 мкм (33%). Полученные порошки анализировали с помощью растрового электронного микроскопа с EDAX приставкой (метод энергодисперсионной рентгеновской спектроскопии).

[1] Lütjering G., Williams J.C. Springer Berlin Heidelberg. (2007) 382.
[2] Zhang D.L. Trans Tech Publications Ltd, 618. (2009) 516.

HYDROGENATION OF TITANIUM ALLOY Ti-6Al-4V CHIPS

***D.A. Biryukov*[1], *V.I. Sachkov*[2], *R.A. Nefedov*[3], *I.D. Zhirnikov*[4], *O.M. Bausheva*[5]**
National Research Tomsk State University,
Russian Federation, 634050, Tomsk, Lenin Ave., 36
Birukoffdan@yandex.ru

Two-phase alloys are widely used in various industries, including aviation, defense, medical and other industries [1]. Among two-phase titanium alloys, Ti-6Al-4V is the most widespread. During mechanical processing of products made of cast material, a large amount of alloy waste in the form of chips is generated, which requires high costs for their processing by traditional methods and return to the production cycle. However, attempts are being made to use the powder metallurgy method for forming parts [2]. The hydrogenation-dehydrogenation method is a promising method because it allows reducing the cost of production and involving waste in the production cycle, due to the use of inexpensive starting material, the realization of waste-free processes and carrying out processes at lower temperatures compared to methods based on casting [2].

The hydrogenation of the alloy was carried out in a quartz tube, which was placed in a tubular furnace. At the ends of the quartz tube there are rubber hoses for constant input/output of hydrogen. A QL-300 hydrogen generator was used as the hydrogen source. The hydrogen flow rate for all experiments was 400 ml/min. A conical flask with water and a Tishchenko vial were connected to the setup to control the hydrogen flow into the tube. The chips were placed in a quartz boat, which was then placed in the furnace. The setup was purged with hydrogen for one hour before heating the tube. The experiments were conducted at different temperature regimes. After hydration, the sample was ground in a ball mill for 2 hours using tungsten carbide balls. Sieve analysis of the obtained Ti-6Al-4V powders was carried out. The milled powder was sieved through a set of sieves (400, 200, 100 and 50 μm). The highest percentage of content of particles of size 50 μm (57%) and <50 μm (33%). The obtained powders were analyzed using a scanning electron microscope with EDAX attachment (energy dispersive X-ray spectroscopy).

[1] Lütjering G., Williams J.C. Springer Berlin Heidelberg. (2007) 382.
[2] Zhang D.L. Trans Tech Publications Ltd, 618. (2009) 516.

РАЗРАБОТКА СПОСОБА ПЕРЕРАБОТКИ ВЫСОКОКАРБОНАТНЫХ ЛИТИЕВЫХ СЛЮДИСТЫХ РУД

***И.Л. Фуреев*[12], *О.Н. Криволапова*[1], *В.В. Головко*[2],**
[1]Университет науки и технологий МИСИС, Москва, Россия
[2]Государственный научно-исследовательский и проектный институт редкометаллической промышленности (АО «Гиредмет»), Москва, Россия, ifureev@mail.ru

Литий является одним из главных металлов высоких технологий, критически важным элементом по многим направлениям развития экономики будущего [1]. Проведены исследования по сульфатизации руды месторождения Шавазсай с использованием фосфогипса, отхода производства фосфорсодержащих соединений Алмалыкского химического завода.

В результате изучения вещественного состава установлено, что единственным промышленно ценным компонентом на литий является литийсодержащая слюда, промежуточная по составу между полилитионитом и алюмоселадонитом, названная «Mg-полилитионит».

Установлено содержание кальцита 9,6 масс.%, и магнезиально-железистого анкерита (24,8 масс.%). Ввиду высокого содержания карбонатов в руде использование сернокислотного метода, который является традиционным, например, для сподуменсодержащих руд, нецелесообразно ввиду высокого расхода кислоты [2, 3]. По этой причине была принята к исследованию технология спекания руды с сульфатами кальция.

Содержание оксида лития в рудах месторождения Шавазсай колеблется в пределах 0,1–0,8%, в среднем 0,50–0,55%.

Результаты тестов по спеканию руды с фосфогипсом показали возможность извлечения лития в продуктивный раствор на уровне 95%.

Для селективного извлечения из продуктивного раствора и последующей очистки разработана сорбционная технология с использованием сильнокислотного катионита. Применение технологии сорбционного извлечения из продуктивных растворов позволило получить карбонат лития батарейного качества в соответствии с ТУ 6-09-3728-83.

В результате комплекса проведенных исследований был предложен способ переработки высококарбонатных литиевых слюдистых руд месторождения Шавазсай.

[1] Комелин И.М. Известия вузов. Цветная металлургия. 28 (2022) 15.

[2] Стасенко А.И., Бланко-Педрехон А.М., Каграманов Г.Г. Химическая промышленность сегодня. 1 (2024) 2.

[3] Фуреев И.Л., Нерадовский Ю.Н. Труды Кольского научного центра РАН. Серия: Технические науки. 14 (2023) 245.

DEVELOPMENT OF A METHOD FOR PROCESSING HIGH-CARBONATE LITHIUM MICA ORES

I.L. Fureev[12], O.N. Krivolapova[1], V.V. Golovko[2],
[1]University of Science and Technology «MISIS», Moscow, Russia
[2]State Research and Design Institute
of Rare Metal Industry (JSC "Giredmet"), Moscow, Russia,
ifureev@mail.ru

Lithium is one of the main metals of high technologies, a critically important element in many areas of development of the economy of the future [1]. Research was conducted on sulfatization of ore from the Shavazsay deposit using phosphogypsum, a waste product of the production of phosphorus-containing compounds at the Almalyk Chemical Plant. As a result of studying the material composition, it was established that the only industrially valuable component for lithium is lithium-containing mica, intermediate in composition between polylithionite and aluminoceladonite, called "Mg-polylithionite".

The content of calcite was established at 9.6 wt.%, and magnesian-iron ankerite (24.8 wt.%). Due to the high content of carbonates in the ore, the use of the sulfuric acid method, which is traditional, for example, for spodumene-containing ores, is impractical due to the high consumption of acid [2, 3]. For this reason, the technology of sintering ore with calcium sulfates was adopted for the study.

The content of lithium oxide in the ores of the Shavazsay deposit fluctuates within 0.1–0.8%, on average 0.50–0.55%.

The results of tests on sintering ore with phosphogypsum showed the possibility of extracting lithium into the productive solution at a level of 95%.

For selective extraction from the productive solution and subsequent purification, a sorption technology using a strongly acidic cation exchanger has been developed. The use of sorption extraction technology from productive solutions made it possible to obtain battery-grade lithium carbonate in accordance with TU 6-09-3728-83.

As a result of a set of studies, a method for processing high-carbonate lithium micaceous ores of the Shavazsay deposit was proposed.

[1] Komelin I.M. News of universities. Non-ferrous metallurgy. 28 (2022) 15.

[2] Stasenko A.I., Blanco-Pedrejon A.M., Kagramanov G.G. Chemical industry today. 1 (2024) 2.

[3] Fureev I.L., Neradovsky Yu.N. Proceedings of the Kola Science Center of the Russian Academy of Sciences. Series: Technical Sciences. 14 (2023) 245.

ОСОБЕННОСТИ ВОВЛЕЧЕНИЯ В ПЕРЕРАБОТКУ ТЕХНОГЕННОЕ СЫРЬЕ

***А.К. Кожонов*[1], *К.А. Ногаева*[2]**

[1]ЗАО «КГК», Кыргызстан, 720031, Бишкек, ул. Ибраимова, 24,
kozhonov@mail.ru

[2]КГТУ им. И. Раззакова, 720044, Кыргызстан, г.Бишкек, пр.Ч.Айтматова, 66
knogaeva@yahoo.com

Техногенное сырье представляет собой лежалые хвосты перерабатывающего комплекса с содержанием 0.81 г/т Au, 2.2 г/т Ag, 2.9% общей серы и 0.45% органического углерода (Corg).

Разработанные схемы переработки включали флотацию доизмельченного до P80 53 мкм техногенного материала с последующим окислением флотационного концентрата методами POX, BIOX и обжигом. Окисленный материал после доизмельчения подвергался выщелачиванию по схеме CIL. Испытан также вариант прямого выщелачивания флотационного концентрата.

Сквозное извлечение золота при прямом выщелачивании – 19.2%, BIOX – 52.6%, POX – 55.7% и обжиг – 69.6%.

По эффективной схеме, уровень извлечения золота при выщелачивании после обжига флотационного концентрата в течение 2 часов при 550°C составляет 90.0%. Эффективность окисления серы –100.0%, при этом эффективность удаления органического углерода достигает 92.3%. Доизмельчение огарков и двухстадийный обжиг не способствуют повышению уровня извлечения золота цианированием.

FEATURES OF INVOLVING TECHNOGENIC RAW MATERIALS IN PROCESSING

***A.K. Kozhonov*[1], *K.A. Nogaeva*[2]**

[1]JSC Kumtor Gold Company, 720031, Bishkek, 24 Ibraimov street, Bishkek, Kyrgyzstan, kozhonov@mail.ru

[2]Kyrgyz State Technical University named after I.Razzakov, 66 Ch.Aitmatov Ave., Bishkek, Kyrgyzstan knogaeva@yahoo.com

Technogenic raw materials are the historical tailings of the processing complex with a content of 0.81 g/t Au, 2.2 g/t Ag, 2.9% total sulfur and 0.45% organic carbon (Corg).

The developed processing schemes included flotation of technogenic material crushed to P80 53 microns, followed by oxidation of the flotation concentrate using POX, BIOX and roasting methods. The oxidized material was leached according to the CIL scheme after regrinding. The option of direct leaching of flotation concentrate has also been tested.

Total gold recovery by direct leaching – 19.2%, BIOX – 52.6%, POX – 55.7% and roasting – 69.6%.

According to the effective scheme, the recovery rate of gold during leaching after roasting the flotation concentrate for 2 hours at 550° C is 90.0%. The efficiency of sulfur oxidation is 100.0%, while the efficiency of removing organic carbon reaches 92.3%. The regrinding of the cinder and two-staged roasting do not contribute to an increase in the level of gold recovery by cyanidation.

ОПТИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

В.О. Красногоров
Научно-производственное объединение «ЭРГА»,
Россия, 248018, г. Калуга, ул. Хрустальная, 22, стр. 15
krasnogorov@erga.ru

Одним из направлений, где применяются эффективные и современные методы переработки, является предварительное обогащение (сортировка), которое доказало свою целесообразность с экономической технологической точки зрения. Благодаря росту потреблений и цен на благородные металлы, вкупе с работой золоторудных компаний в сфере внедрения современных и инновационных технологий и решений, дающих уверенный темп для дальнейшего развития золотодобывающая промышленность стала флагманом российской экономики в горной отрасли.

Сенсорная сортировка в видимом и ближнем инфракрасном спектре является современным методом обогащения, основанным на взаимодействии электромагнитного излучения с материалом.

Последней разработкой компании ЭРГА являются оптические сепараторы, предназначенные для разделения минералов, отличающихся по цвету, форме, прозрачности фотометрическим методом с использованием искусственного интеллекта.

В 2024 году в Тест центре нашей компании были проведены исследования по возможности обогащения Золото-сульфидного кварцевого месторождение

На выборке представительных кусков крупностью 20–40 мм, 40–60 мм, 60–100 мм были проведены исследования с использованием NIR и VIS камер в промытом состоянии.

Для переработки золотосодержащей руды фракцией 20–40 методом оптической сепарации рекомендуется использование сенсора, работающего в ближнем инфракрасном спектре (NIR). Предварительно обогащение данным методом позволит извлечь 64,7% хвостов с содержанием золота на уровне 0,78 г/т.

Для переработки золотосодержащей руды фракцией 40–60 методом оптической сепарации рекомендуется использование сенсора, работающего в ближнем инфракрасном спектре (NIR). Предварительно обогащение данным методом позволит извлечь 55,03% хвостов с содержанием золота на уровне 0,74 г/т.

Для переработки класса 60–100 мм рекомендуется использование сенсора, работающего в видимом диапазоне (VIS) в режиме извлечения отходов 1–2. Предварительно обогащение данным методом позволит извлечь 32,69% хвостов с содержанием золота на уровне 0,32 г/т и чистый продукт с содержанием 8,25 г/т с выходом 67,31%.

OPTICAL METHODS OF ENRICHMENT

V.O. Krasnogorov
Scientific and Production Association "ERGA",
Russia, 248018, Kaluga, Khrustalnaya St., 22, bldg. 15
krasnogorov@erga.ru

One of the areas where effective and advanced processing methods are used is preliminary separation (sorting), which has proven its feasibility from economic and technological point of view. Thanks to the growth of consumption and prices of precious metals, coupled with the work of the gold mining companies in the field of introducing modern and innovative technologies and solutions that ensure confident pace for further development, gold mining industry has become the flagship of the Russian economy in the mining industry.

Sensor sorting in the visible and near infrared spectrum is an advanced beneficiation method based on the interaction of electromagnetic radiation with material.

The latest development of ERGA is optical separators designed for separation of minerals that differ in color, shape, transparency with photometric method using artificial intelligence.

In 2024 our company's Test Center conducted studies on the possibility of beneficiation of the gold-sulfide quartz deposit.

On the representative samples with 20–40 mm, 40–60 mm, 60–100 mm sizes studies were conducted using NIR and VIS cameras in the washed state of material.

For processing of 20–40 mm gold-bearing ore with the optical separation method, it is recommended to use a sensor operating in the near infrared spectrum (NIR). Pre-enrichment using this method will allow to recover 64.7% of tailings with 0.78 g/t gold content.

For processing of 40–60 mm gold-bearing ore with the optical separation method, it is recommended to use a sensor operating in the near infrared spectrum (NIR). Pre-enrichment using this method will allow to recover 55.03% of tailings with 0.74 g/t gold content.

For processing of 60–100 mm grain size it is recommended to use a sensor operating in the visible range (VIS) in the waste recovery mode 1–2. Pre-enrichment using this method will allow to recover 32.69% of tailings with 0.32 g/t gold content and clean product with 8.25 g/t content with 67.31% yield.

РЕКУЛЬТИВАЦИЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ И ФЛОТАЦИОННЫХ ПОЛИГОНОВ – ЮРИДИЧЕСКИЕ ИЛИ МОРАЛЬНЫЕ ОБЯЗАННОСТИ

И.М. Соколович[1], М. Марич[2]
[1]Белградский университет, технический факультет,
Бор, VJ 12 19210, Бор, Сербия,
jsokolovic@tfbor.bg.ac.rs
[2]ПЛС Сербия Зиджин Бор медь, Бор, Сербия,
mirjana.maric@zijinbor.com

Вредное воздействие горнодобывающей деятельности отражается в деградации огромных площадей земли (открытых карьеров), захоронении больших объемов твердых отходов (вскрышных пород, хвостов обогащения и флотационных отходов) и появлении кислых шахтных вод. Термин «Рекультивация» не был полностью определен. Принятое определение Мотириной (1975), таково: «Рекультивация – это комплекс горнотехнических, инженерных, мелиоративных и лесных работ, проводимых в течение определенного периода времени, направленных на приведение промышленно деградированных земель в состояние, пригодное для использования в сельскохозяйственных и лесных целях, рекреации, различных способы использования водохранилищ, капитального и жилищного строительства» [1].

Деградация земель, возникшая в результате многовековой разработки медной руды в Бор и Майданпеке и их окрестностях, представляет значительную угрозу для окружающей среды. Предотвращения необратимого ущерба и негативных последствий для окружающей среды рекультивация является моральным обязательством [2].

До настоящего времени рекультивация хвостохранилищ добычи полезных ископаемых и флотации проводилась в небольших масштабах.

Необходимость рекультивации была включена в законы и подзаконные акты, то есть стала юридическим обязательством.

За последние 5 лет сербская медная компания «Сербия Зиджин Бор медь» восстановила более 3 миллионов квадратных метров земель, пострадавших от добычи полезных ископаемых, посадила более 700 000 саженцев и значительно улучшила экологическую обстановку. Компания выступила с инициативой выполнить свою социальную ответственность, восстановив растительность на площади 350 000 квадратных метров в районе Високи Планири и полностью ликвидировав «Красное озеро» (озеро Робуле), источник сильного загрязнения тяжелыми металлами [3].

[1] Моторина И.В., Москва, ВНИИТЭИСХ, (1975).
[2] Соколович И., Зикич М. (2022), Авторизованные лекции.
[3] https://zijinbor.com/#/environment

RECLAMATION OF MINING AND FLOTATION LANDFILLS – LEGAL OR MORAL OBLIGATION

J.M. Sokolović[1], M. Marić
[1]University of Belgrade, Technical Faculty in Bor, VJ 12 19210 Bor, Serbia,
jsokolovic@tfbor.bg.ac.rs
[2]Serbia Zijin Copper DOO Bor, Bor, Serbia,
mirjana.maric@zijinbor.com

The harmful impact of mining activities is reflected in the degradation of huge areas of land (open pits), the disposal of large volumes of solid waste (mine overburden, tailings and flotation tailings) and the occurrence of acidic mine waters. The disposal of large volumes of tailings is particularly characteristic of the exploitation of copper from sulphide ores.

The term reclamation has not been fully specified. The definition adopted, according to Motorina, (1975) is: "Reclamation is a complex of mining-technical, engineering, land reclamation and forestry works carried out over a certain period of time, aimed at converting industrially degraded lands into a state suitable for use in agricultural and forestry purposes, recreation, various ways of using water reservoirs, capital and housing construction" [1].

Degraded land, resulting from a century-long exploitation of copper ore in Bor and Majdanpek and their surroundings, pose a significant threat to the environment. In order to prevent permanent damage and negative consequences for the environment, reclamation is imposed as a moral obligation [2].

So far, there have been several attempts to reclamation of the mining and flotation tailings sites, but their reclamation has been carried out on a small scale. On the other hand, the need for reclamation has been incorporated into laws and bylaws, i.e. it has become a legal obligation. The question is asked whether reclamation is a legal or moral obligation.

This paper presents results and examples of good reclamation practices in the company Serbia Zijin Copper (formerly known as the RTB BOR Copper Mine) in Bor, Serbia. The SZC has always stayed committed to environmental protection.

In the past 5 years, the Serbia Zijin Copper company has reclaimed more than 3 million square meters of mining impacted land, planted more than 700,000 seedlings and effectively improved the ecological environment. The company took the initiative to fulfill its social responsibility, restoring vegetation of 350,000 square meters in Visoki planiri area, and completely eliminating the "Red Lake" (Lake Robule), source of severe heavy metal pollution [3].

This examples suggests that reclamation plays an important role in the environmental protection and sustainability of mining.

[1] I.V. Motorina, (1975) Opit rekultivacii naručvenih promislenič čandšaftov v SSSR i zarubežnič stranač. Moskva: Obzornaja informacia.

[2] J. Sokolovic, M. Zikic, Sanation and reclamation, Authorized lectures, 2022.

[3] https://zijinbor.com/#/environment.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПЕРЕРАБОТКИ ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩИХ КОМПОНЕНТОВ МИКРОЭЛЕКТРОНИКИ

***П.С. Щербаков*[1], *Д.А. Бирюков*[1], *И.Д. Жирников*[1], *Д.И. Леонов*[1],**
[1]Национальный исследовательский Томский государственный университет,
Россия, 634050, Томск, просп. Ленина, д. 36
xcrbgc@gmail.com

Вольфрам широко используется в промышленности благодаря своим уникальным свойствам: высокой температуре плавления, механической прочности и коррозионной устойчивости [1]. В металлической форме он применяется в высокотемпературных нагревателях и электронике как проводник [2]. В условиях рационального использования ресурсов переработка вторичного вольфрамсодержащего сырья становится особенно важной.

В настоящем исследовании представлены экспериментальные результаты извлечения металлического вольфрама из металлокерамических корпусов микроэлектронных компонентов. Данные корпуса представляют собой корундовые подложки с многослойной вольфрамовой металлизацией. Вольфрам, находящийся на поверхности подложек покрыт слоем никеля.

На первом этапе проводилось удаление никелевого покрытия путем обработки корпусов раствором соляной кислоты при нагревании. В ходе экспериментов варьировались концентрация соляной кислоты и температура. Наилучшие результаты были достигнуты при использовании 10% масс. раствора соляной кислоты и температуре 80°C. После удаления никелевого слоя корпуса измельчались в шаровой мельнице с использованием корундовых шаров диаметром 40 мм в течение 2 часов. Ситовой анализ показал, что более 82% частиц имели размер менее 50 меш. Такая степень измельчения обеспечила полное вскрытие вольфрама из внутренних слоев керамической матрицы. Далее измельченный материал подвергался выщелачиванию 35% раствором перекиси водорода в течение 3 часов. Полученный раствор пероксовольфрамовой кислоты упаривали при 120°C до образования оксида вольфрама (VI). Для восстановления оксида до металлического вольфрама проводилась прокалка в атмосфере водорода при температуре 800°C в течение часа.

Разработанная технология переработки демонстрирует высокие технико-экономические показатели, обеспечивая извлечение вольфрама в виде товарного продукта с минимальными затратами реагентов и времени.

[1] А.Н. Зеликман. Л.С. Никитина. Вольфрам. (1978) 272 с.
[2] Ш. Шугаепов. Е. Ермолаев. Технологическое оборудование и материалы. 5 (2022) 62.

STUDY OF PROCESSING OF TUNGSTEN-CONTAINING MICROELECTRONICS COMPONENTS

***P.S. Scherbakov*[1], D.A. Biryukov[1], I.D. Zhirnikov[1], D.I. Leonov[1],**
National Research Tomsk State University,
Russian Federation, 634050, Tomsk, Lenin Ave., 36
xcrbgc@gmail.com

Tungsten is widely used in industry due to its unique properties: high melting point, mechanical strength and corrosion resistance [1]. In metallic form, it is used in high-temperature heaters and electronics as a conductor [2]. Under the conditions of rational resource utilization, the recycling of secondary tungsten-containing raw materials becomes particularly important.

The present study presents experimental results of the extraction of metallic tungsten from metal-ceramic housings of microelectronic components. These housings are corundum substrates with multilayer tungsten metallization. The tungsten on the surface of the substrates is coated with a layer of nickel.

In the first step, removal of the nickel coating was carried out by treating the cases with hydrochloric acid solution while heating. The concentration of hydrochloric acid and temperature were varied during the experiments. The best results were achieved using a 10% wt. % hydrochloric acid solution and a temperature of 80°C. After removal of the nickel layer, the cases were milled in a ball mill using 40 mm diameter corundum balls for 2 hours.

Sieve analysis showed that more than 82% of the particles were less than 50 mesh in size. This degree of grinding ensured complete opening of tungsten from the inner layers of the ceramic matrix. Further, the ground material was subjected to leaching with 35% hydrogen peroxide solution for 3 hours. The resulting peroxotungstic acid solution was evaporated at 120°C to form tungsten (VI) oxide. To reduce the oxide to metallic tungsten, calcination in a hydrogen atmosphere at 800°C for one hour was carried out.

The developed processing technology demonstrates high technical and economic performance, providing the extraction of tungsten in the form of a commercial product with a minimum expenditure of reagents and time.

[1] A.N. Zelikman. L.S. Nikitina. Tungsten. (1978) 272 c.
[2] Sh.Shugaepov. E.Ermolaev. Technological equipment and materials. 5 (2022) 62.

КОМБИНИРОВАННЫЕ ПРОЦЕССЫ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ УГЛЕСЖИГАЮЩИХ ЭЛЕКТРОСТАНЦИЙ И ОТХОДОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ

***А.В. Таскин*[1], *Д.Р. Федотов*[1], *К.К. Шелковников*[1]**
[1]Дальневосточный федеральный университет,
Россия, 690922, Приморский край, г. Владивосток, о. Русский, п. Аякс, 10
rectorat@dvfu.ru

Аннотация

Приведены результаты прикладных научных исследований по технологическим решениям переработки отходов угледобычи и сжигания углей, в том числе в строительные материалы и минеральные вяжущие вещества с попутным извлечением ценных компонентов. В производственных условиях апробирована технология извлечения недожога, шлакового песка, железосодержащего концентрата и микросфер.

Введение

В структуре промышленных отходов РФ до 67% от общей массы занимают отходы угледобывающей отрасли в объёме около 7 млрд т. [1]. Другой отраслью, не менее заметной в генерировании отходов, является угольная энергетика с накопленным объёмом 1,8 млрд. т. и ежегодным приростом до 40 млн. т. [2].

Результаты исследований

Лабораторией технологий использования вторичных ресурсов Политехнического института Дальневосточного федерального университета проводятся научно-прикладные исследования по разработке комплексной, экономически эффективной технологии переработки гидратированных золошлаковых отходов углесжигающих электростанций и отходов углеобогащения.

Задачи текущего периода исследований – доведение лабораторных разработок до стадии промышленного внедрения с созданием продуктов с гарантированным сбытом, высокой добавленной стоимостью и импортозамещающим потенциалом.

Полученные практические результаты позволяют утверждать, что задачи реализуемы при одновременном решении проблемы 100% переработки отходов.

Список источников

[1] Таразанов, И.Г. Итоги работы Угольной промышленности России за январь-март 2019 года // Уголь. – 2019. – № 6. – С. 67–77.

[2] Alekseyko, L.N. Complex recycling of ASW of energy enterprises/ L.N. Alekseyko, A.V. Taskin// Proc. IX Int. Conf. Ecology and Development of Society, St. Petersburg. – 2005. pp. 12–21.

COMBINED PROCESSES FOR PROCESSING ASH AND SLAG WASTE FROM COAL-FIRED POWER PLANTS AND COAL BENEFICIATION WASTE

A.V. Taskin[1], D.R. Fedotov[1], K.K. Shelkovnikov[1]
[1]Far Eastern Federal University,
Russia, 690922, Primorsky Krai, Vladivostok, Russky Island, Ayaks settlement, 10
rectorat@dvfu.ru

Abstract

The article presents the results of applied scientific research on technological solutions for processing coal mining and coal combustion waste, including into building materials and mineral binders with the associated extraction of valuable components. The technology for extracting underburnt, slag sand, iron-containing concentrate and microspheres was tested in production conditions.

Introduction

In the structure of industrial waste in the Russian Federation, up to 67% of the total mass is made up of waste from the coal mining industry, amounting to about 7 billion tons [1]. Another industry, no less noticeable in waste generation, is coal power engineering with an accumulated volume of 1.8 billion tons and an annual increase of up to 40 million tons [2].

Research results

The Laboratory of Secondary Resources Utilization Technologies of the Polytechnic Institute of the Far Eastern Federal University conducts scientific and applied research on the development of a comprehensive, cost-effective technology for processing hydrated ash and slag waste from coal-fired power plants and coal enrichment waste.

The objectives of the current research period are to bring laboratory developments to the stage of industrial implementation with the creation of products with guaranteed sales, high added value and import-substituting potential.

The practical results obtained allow us to assert that the tasks are feasible while simultaneously solving the problem of 100% waste recycling.

List of sources

[1] Tarazanov, I.G. Results of the Coal Industry of Russia for January-March 2019 // Coal. – 2019. – No. 6. – P. 67–77.

[2] Alekseyko, L.N. Complex recycling of ASW of energy enterprises/ L.N. Alekseyko, A.V. Taskin// Proc. IX Int. Conf. Ecology and Development of Society, St. Petersburg. – 2005. pp. 12–21.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛУОРЕСЦЕНЦИИ ФТОРАПАТИТА С ЦЕЛЬЮ ОПЕРАТИВНОЙ КОЛИЧЕСТВЕННОЙ ОЦЕНКИ В ПОРОДАХ И РУДАХ ХИБИНСКОГО МАССИВА

Д.О. Волков, Д.Н. Шибаева
Горный институт КНЦ РАН, филиал МАУ в г. Апатиты
e-mail: shibaeva_goi@mail.ru

Анализ литературных данных показал необходимость проведения детальных исследований флуоресценции хибинского фторапатита с целью разработки методики оперативной количественной оценки в породах и рудах хибинского массива. Представленные результаты изучения люминесценции фторапатита иллюстрируются отдельными спектрами, зарегистрированными при определённых длинах волн источника возбуждения, не позволяющими провести сравнительный анализ. Кроме того, частое отсутствие сопроводительной геолого-минералогической информации не позволяет судить о постоянстве рассматриваемого минералого-технологического свойства, и соответственно возможности его применения в качестве диагностического признака. Необходимо отметить, что использовать информацию спектрофлуориметрических исследований для фторапатита иных местонахождений мира невозможно, так как её интерполяция на Хибинский фторапатит, в силу индивидуальности картины люминесценции образцов апатита, с различных местонахождений нецелесообразна.

В данной работе представлены результаты комплексных исследований спектральных характеристик люминесценции Хибинского фторапатита, основанные на методах классической фотолюминесцентной спектроскопии при возбуждении источником с длиной волны от 250 до 540нм (с шагом 10нм) и регистрации спектров люминесценции в диапазоне 500-700нм (с шагом 2нм). Наличие набора спектров фотолюминесценции для разных длин волн возбуждения позволило построить трехмерные модели распределения интенсивности люминесценции в зависимости от длины волны источника и области регистрации, оценить изменение интенсивности люминесценции на определённой длине волны при возбуждении источником излучения с меняющейся длинной волны (характерной для метода фотолюминесцентной спектроскопии возбуждения). Установлено, что в видимой части спектра наиболее эффективная, демонстрирующая постоянство область возбуждения люминесценции фторапатита, расположена в диапазоне длин волн от 400 до 480 нм. Максимумы люминесценции соответствуют длинам волн возбуждения 400 нм, 450 нм и 470 нм.

STUDY OF FLUORAPATITE FLUORESCENCE FOR THE PURPOSE OF OPERATIONAL QUANTITATIVE ASSESSMENT IN ROCKS AND ORES OF THE KHIBINY MASSIF

D.O. Volkov, D.N. Shibaeva
Mining Institute KSC RAS, Branch MAU in Apatity, Russia
e-mail: shibaeva_goi@mail.ru

Analysis of the literature data has shown the necessity of conducting detailed studies on the fluorescence of Khibiny fluorapatite to develop a method for the operational quantitative assessment of this mineral in the rocks and ores of the Khibiny massif. The presented results of fluorapatite luminescence studies are illustrated by individual spectra recorded at specific excitation wavelengths, which do not allow for a comparative analysis. Furthermore, the frequent lack of accompanying geological and mineralogical information makes it impossible to judge the consistency of the considered mineralogical and technological property and, accordingly, its potential use as a diagnostic feature. It should be noted that the information from spectrofluorimetric studies of fluorapatite from other locations worldwide cannot be used, as its interpolation to Khibiny fluorapatite is impractical due to the individuality of the luminescence patterns of apatite samples from different locations.

This paper presents the results of comprehensive studies on the spectral characteristics of the luminescence of Khibiny fluorapatite, based on methods of classical photoluminescent spectroscopy with excitation by a source with wavelengths ranging from 250 to 540 nm (in 10 nm increments) and registration of luminescence spectra in the range of 500–700 nm (in 2 nm increments). The availability of a set of photoluminescence spectra for different excitation wavelengths made it possible to construct three-dimensional models of the distribution of luminescence intensity depending on the wavelength of the source and the registration range, as well as to evaluate changes in luminescence intensity at a specific wavelength when excited by a source with varying wavelengths (characteristic of photoluminescent excitation spectroscopy). It has been established that in the visible part of the spectrum, the most effective and consistent region of fluorapatite luminescence excitation lies in the wavelength range from 400 to 480 nm. The luminescence maxima correspond to excitation wavelengths of 400 nm, 450 nm, and 470 nm.

ИССЛЕДОВАНИЕ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ОКИСЛЕННЫХ МЕДНЫХ РУД

М.Ш. Бабаев[1], Б.Р. Вохидов[1], С. Алам[2]
[1]Навоийский государственный горно-технологический университет, Навои, Узбекистан,
[2]Университет Саскачевана, Саскатун, Канада
babayevmirdodojon@mail.ru,
bakhriddin.vokhidov@mail.ru, shafiq.alam@usask.ca

В мире в настоящее время драгоценные металлы во многом определяют экономическое положение страны. В Республике Узбекистан имеются огромные запасы забалансовых медных руд со смешанным происхождением и низким содержанием меди и благородных металлов, в частности золота и серебра. Анализ большинства литературных источников показывает методы плавки тяжелых металлов со спекающимися материалами и методику кучного выщелачивания смешанных и окисленных медных руд, характеризующихся сложностью технологического решения и низкой степенью извлечения металлов. В связи с чем, исследование и разработка комплексной технологии извлечения меди и благородных металлов из смешанной забалансовой медной руды имеет важное научное и практическое значение.

В данной работе представлены комбинированная технология центробежного концентрирования благородных металлов из смешанных медных руд с переходом драгоценных металлов на фазе концентрата, с дальнейшими разработками селективного извлечения золота, серебра и меди сорбционным выщелачиванием и определены оптимальные параметры сернокислотного выщелачивания меди из хвостов обогащения. Основной фокус исследований направлен на центробежное концентрирование. Обогащение проводили в концентраторе Knelson MD3. Установлены оптимальные параметры по обогащению смешанной медной руды при центробежной силе 90G оборот/мин в первой стадии для концентрирования основного количества золота с расходом воды 2 л/мин со степенью извлечения 77,95%, также, во второй стадии центробежного концентрирования определен параметр 120G оборот/мин, при расходе воды 5 л/мин степенью извлечения 69,95% для серебра. Определены оптимальные параметры выщелачивания меди из хвостов обогащения смешанных руд. Разработана технологическая схема комплексного извлечения меди и благородных металлов из смешанных руд, также разработаны оптимальные параметры всех процессов со схемой цепи аппаратов. В результаты исследование при использование центробежное концентрирование забалансовых медных руд и с дальнейщими переработками концентратов сорбционной технологии доказано с расчётом материального баланса процессов показывает высокого сквозное извлечение металлов, для золота 66,88% для серебра 60,46% и для меди 85,40%.

[1] Санакулов К.С. Ташкент, «Фан», 2009. – 116–120 с.
[2] Вохидов Б.Р., Бабаев М.Ш. Универсум. 2022. 11(104). С. 49–54.
[3] Vokhidov B.R., Babaev M.Sh. Journal of phar. Negative results, 2336–2344 p.

RESEARCH AND DEVELOPMENT OF TECHNOLOGY FOR EXTRACTION OF PRECIOUS METALS FROM OXIDIZED COPPER ORES

M.Sh. Babaev[1], B.R. Vokhidov[1], S. Alam[2]
[1]Navoi State University of Mining and Technology, Navoi, Uzbekistan
[2]University of Saskatchewan, Saskatoon, Canada
babayevmirdodojon@mail.ru,
bakhriddin.vokhidov@mail.ru, shafiq.alam@usask.ca

Currently, precious metals largely determine the economic situation of a country in the world. The Republic of Uzbekistan has huge reserves of off-balance sheet copper ores with mixed origin and low content of copper and precious metals, in particular gold and silver. The analysis of most literature sources shows methods of melting heavy metals with sintering materials and the technique of heap leaching of mixed and oxidized copper ores, characterized by the complexity of the technological solution and a low degree of metal extraction[1]. In this regard, the research and development of a comprehensive technology for the extraction of copper and precious metals from mixed off-balance sheet copper ore is of great scientific and practical importance.

This paper presents a combined technology for the centrifugal concentration of precious metals from mixed copper ores with the transition of precious metals in the concentrate phase, with further developments in the selective extraction of gold, silver and copper by sorption leaching and determines the optimal parameters of sulfuric acid leaching of copper from the tailings of enrichment[2]. The main research focus is on centrifugal concentration. The enrichment was carried out in a Knelson MD3 concentrator. Optimal parameters for the enrichment of mixed copper ore with a centrifugal force of 90G rpm were established in the first stage for the concentration of the main amount of gold with a water consumption of 2 liters/min with an extraction rate of 77.95%, also, in the second stage of centrifugal concentration, the parameter 120G rpm was determined, with a water consumption of 5 liters/min with an extraction rate of 69.95% for silver.

Optimal parameters of copper leaching from the tailings of mixed ore processing have been determined. A technological scheme for the complex extraction of copper and precious metals from mixed ores has been developed, and optimal parameters of all processes with a circuit diagram of apparatuses have also been developed[3]. The results of the study using centrifugal concentration of off-balance sheet copper ores and with further processing of concentrates of sorption technology proved with the calculation of the material balance of the processes shows a high end-to-end extraction of metals, for gold 66.88%, for silver 60.46% and for copper 85.40%.

[1] Sanakulov K.S. Tashkent, "FAN", 2009. – p. 116–120.
[2] Vokhidov B.R., Babaev M.Sh. Universium. 2022. 11(104). p. 49–54.
[3] Vokhidov B.R., Babaev M.Sh. Journal of phar. Negative results, 2336–2344 p.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА ОКОМКОВАНИЯ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ БЕНТОПОЛИМЕРНЫХ СВЯЗУЮЩИХ

Д.А. Ветюгов[1,2], Т.Н. Матвеева[1]
[1]Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН
[2]ООО «Бентонит Хакасии»

Современная железорудная промышленность сталкивается с необходимостью повышения качества продукции и снижения производственных затрат. Традиционно применяемое связующее – бентонит – обладает рядом недостатков, включая повышение содержания кремнезема в окатышах, что негативно сказывается на себестоимости конечно продукта. В связи с этим актуальны разработки новых связующих, способных обеспечить высокие прочностные характеристики окатышей при меньшем расходе.

Исследование проводилось на шихте Стойленского ГОКа, с применением новых составов бентополимерных композиций. Были исследованы различные полимерные добавки отечественного производства, такие как высокомолекулярные полимеры, способные улучшать вязкостные и фильтрационные свойства буровых растворов. В рамках эксперимента готовились образцы БПК-1 и БПК-3, которые затем использовались для окомкования железорудного концентрата.

Полученные данные позволили оценить влияние новых составов БПК на качественные характеристики окатышей. Например, использование БПК-1 привело к повышению прочности окатышей на раздавливание и сбрасывание, а также к уменьшению содержания влаги. При этом было достигнуто снижениt расхода бентонита на 30%.

Экономический эффект от снижения расхода бентонита, помимо снижения содержания SiO_2 в готовых окатышах, заключается в значительной экономии материальных ресурсов и производственных затрат. Замена традиционного бентонита на бентополимерную композицию (БПК) приведет к снижению объема необходимого связующего, что позволит уменьшить затраты на доставку материала. Кроме того, улучшение прочностных характеристик окатышей при меньшем расходе связующего приводит к снижению потерь материала во время транспортировки и обжига, что дополнительно снижает издержки. В итоге, внедрение новых технологий, таких как БПК, способствует повышению рентабельности производства железорудных окатышей [1]

Экспериментальные исследования подтвердили эффективность БПК-1 для процесса окомкования, что делает этот состав приоритетным для дальнейшего изучения.

[1] Vetyugov, D., & Matveeva, T. (2024). Research for Industrial Application of Bentonite-Polymer Material in Ferrous Metallurgy. IntechOpen. doi: 10.5772/intechopen.1005393.

IMPROVING THE EFFICIENCY OF THE PELLETIZING PROCESS OF IRON ORE CONCENTRATE USING BENTOPOLYMER BINDERS

Vetyugov D.A.[1,2], Matveeva T.N.[1]
[1]ICEMR RAS
[2]LLC Bentonite of Khakassia

The modern iron ore industry is faced with the need to improve product quality and reduce production costs. The traditionally used binder – bentonite – has a number of drawbacks, including an increase in the silica content in the pellets, which negatively affects the cost of the final product. In this regard, the development of new binders capable of providing high strength characteristics of pellets with lower consumption is relevant.

The study was carried out on the charge of Stoilensky GOK, using new benthopolymer compositions. Various polymer additives of domestic production, such as high-molecular polymers, capable of improving the viscosity and filtration properties of drilling fluids, were investigated. As part of the experiment, samples of BPK-1 and BPK-3 were prepared, which were then used for pelletizing iron ore concentrate.

The data obtained made it possible to assess the impact of new BPC compositions on the quality characteristics of pellets. For example, the use of BPC-1 has led to an increase in the crushing and dumping strength of pellets, as well as a decrease in moisture content. At the same time, a 30% reduction in bentonite consumption was achieved.

The economic effect of reducing bentonite consumption, in addition to reducing the SiO_2 content in finished pellets, is a significant saving in material resources and production costs. Replacing traditional bentonite with a bento-polymer composition (BPC) will reduce the amount of binder required, which will reduce the cost of material delivery. In addition, improving the strength characteristics of pellets with lower binder consumption leads to less material loss during transportation and roasting, which further reduces costs. As a result, the introduction of new technologies, such as BPC, contributes to an increase in the profitability of iron ore pellet production [1].

Experimental studies have confirmed the effectiveness of BPC-1 for the pelletizing process, which makes this composition a priority for further study.

[1] Vetyugov, D., & Matveeva, T. (2024). Research for Industrial Application of Bentonite-Polymer Material in Ferrous Metallurgy. IntechOpen. doi: 10.5772/intechopen.1005393.

ВЫБОР РЕЖИМОВ ПРИМЕНЕНИЯ РЕАГЕНТОВ – МОДИФИКАТОРОВ СПЕКТРАЛЬНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК АЛМАЗОВ В ПРОЦЕССЕ РЕНТГЕНОЛЮМИНЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ

В.А. Чантурия[1], В.В. Морозов[2], Г.П. Двойченкова[1,3], Е.Л. Чантурия[2]

[1]Институт проблем комплексного освоения недр РАН,
Крюковский тупик, 4, 111020, г. Москва, Россия
vchan@mail.ru
[2]Университет науки и технологий МИСИС,
Ленинский проспект 4, 117049, Москва, Россия
dchmggu@mail.ru

Перспективным направлением решения задачи извлечения слабо и аномально люминесцирующих алмазов является применение современных технологий модифицирования спектральных характеристик алмазов люминофорсодержащими реагентами-модификаторами [1]. Принцип действия реагентов заключается в нанесении на поверхность алмазов люминофорсодержащих композиций с заданными спектрально-кинетическими характеристиками, обеспечивающими их извлечение при стандартных настройках рентгенолюминесцентных сепараторов. Показано, что возможность направленного модифицирования спектрально-кинетических характеристик алмазов обеспечивается правильным выбором люминофорсодержащей композиции.

Условием эффективности разработанного процесса повышения эффективности рентгенолюминесцентной сепарации является поддержание максимальных различий в уровне закрепление люминофоров на алмазах и минералах кимберлита. Поставленная задача достигается как улучшением взаимодействия органического коллектора с поверхностью алмазов, так и снижением закрепления люминофорсодержащей композиции на поверхности зерен кимберлита. Для решения поставленной задачи были установлены закономерности взаимодействия органического коллектора с поверхностью кристаллов алмазов и зерен кимберлита в присутствии различных ПАВ и депрессоров и выбраны эффективные реагенты – регуляторы.

Апробация выбранных режимов обработки алмазо-кимберлитовых продуктов люминофорсодержащими реагентами-модификаторами на непрерывной установке показала их эффективность. Применение выбранных режимов и реагентов обеспечивает практически полное извлечение аномально и слабо люминесцирующих алмазов в процессе рентгенолюминесцентной сепарации.

[1] Чантурия В.А., Морозов В.В. и др. Устойчивое развитие горных территорий. –14 (2022). – 3.

THE CHOICE OF REGIMES OF APPLICATION OF REAGENTS – MODIFIERS OF SPECTRAL CHARACTERISTICS OF DIAMONDS IN THE PROCESS OF X-RAY LUMINESCENT SEPARATION

V.A. Chanturia[1], V.V. Morozov[2], G.P. Dvoichenkova [1,3], E.L. Chanturia[2]
[1]Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources of Russian Academy of Sciences, Kryukovsky tupic, 4, 111020, Moscow, Russia
vchan@mail.ru
[2]University of Science and Technology «MISIS», Leninsky Prospekt 4, 1, 117049, Moscow, Russia
dchmggu@mail.ru

A promising way for solving the problem of extracting weakly and abnormally luminescent diamonds is the use of modern technologies for modifying the spectral characteristics of diamonds with luminophore-containing modifier reagents [1]. The principle of operation of the reagents is to apply luminophores-containing compositions to the surface of diamonds with specified spectral and kinetic characteristics, ensuring their recovery at standard settings of X-ray luminescent separators. It is shown that the possibility of directional modification of the spectral and kinetic characteristics of diamonds is ensured by the correct choice of a phosphor-containing composition.

The condition for the effectiveness of the developed process of increasing the efficiency of X-ray luminescent separation is to maintain maximum differences in the level of luminophores fixation on diamonds and kimberlite minerals. This task is achieved both by improving the interaction of the organic collector with the diamond surface and by reducing the fixation of the luminophores-containing composition on the surface of kimberlite grains. To solve this problem, the patterns of interaction of the organic collector with the surface of diamond crystals and kimberlite grains in the presence of various surfactants and depressants were established and effective reagent regulators were selected.

Testing of the selected treatment modes of diamond-kimberlite products with phosphor-containing reagents-modifiers on a continuous installation has shown their effectiveness. The use of the selected modes and reagents ensures almost complete recovery of anomalously and weakly luminescent diamonds during X-ray luminescent separation.

[1] Chanturia V.A., Morozov V.V. and others. Sustainable development of mountainous territories. – 14 (2022). – 3.

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ОТЕЧЕСТВЕННЫХ ВЫСОКОКРЕМНИСТЫХ ТИТАНОВЫХ ПЕСЧАНИКОВ ТИМАНА

***Ю.В. Заблоцкая**, Г.Б. Садыхов, А.С. Тужилин*
Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова (ИМЕТ) РАН,
Россия, 119334, Москва, Ленинский пр-т, д. 49
yuliaz202123@mail.ru

Около 95% титановых ресурсов в мире используется в производстве пигментного диоксида титана, применяющегося для получения титановых белил, в производстве бумаги, резины, пластиков, керамики. На конец 2023 г. мировые производственные мощности по производству пигментного TiO_2 составили 9,8 млн т. Китай в этой области занимает первое место с общей долей 56,1%. К сожалению, Россия здесь занимает незначительное место, на данный момент пигментный TiO_2 в основном производится предприятием ООО «Русский титан» (г. Армянск, Крым). Другая область применения титана – это производство металлического Ti и его сплавов. По оценке USGS мировое производство титановой губки, промежуточного продукта для получения металлического титана, составляло 410 тыс. т, где Россия занимает лидирующую позицию. Несмотря на то, что на отечественных производителей титана оказывается давление в виде зарубежных санкций, страна располагается на третьем месте (11%) по производству титановой губки.

Россия по разведанным запасам занимает второе место в мире. Однако после распада СССР нарушились логистические цепочки от поставщиков титанового сырья до промышленных предприятий, в связи с чем отечественная промышленность оказалась в зависимости от импортного сырья. Решением данной проблемы может стать использование в качестве титанового сырья уникальных месторождений Тимана (республика Коми), представленные Пижемскими и Ярегскими песчаниками, запасы которых составляют около 70%. Однако отличительной их особенностью является высокое содержание кремнезема в концентратах (40–50%), которое ограничивает дальнейшее обогащение концентратов известными гравитационными способами. Вследствие особенностей генезиса строение титаносодержащих минералов (лейкоксена, ильменита) представляет собой структуру их тонкого срастания с ультрадисперсным кварцем.

В ИМЕТ РАН предложен новый комплексный подход к вопросу переработки высококремнистых концентратов, в котором также предусматривается использование кварцевой составляющей титаносодержащих минералов в попутном синтезе силикатной продукции. Способ заключается в автоклавном выщелачивании концентрата при повышенных температурах известковым молоком в присутствии NaOH, выступающей только в качестве инициатора реакций. В результате получают богатый товарный титановый продукт и силикаты кальция, которые в зависимости от условий могут быть синтезированы в виде ксонотлита ($Ca_6Si_6O_{17}(OH)_2$) и волластонита ($CaSiO_3$).

HYDROMETALLURGICAL BENEFICIATION OF DOMESTIC HIGH-SILICA TITANIUM TIMAN SANDSTONES

***Yu.V. Zablotskaya*, G.B. Sadikhov, A.S. Tuzhilin**
A.A. Baykov Institute of Metallurgy and Materials Science (IMET) RAS,
Russia, 119334, Moscow, Leninsky Prospekt, 49
yuliaz202123@mail.ru

About 95% of the world's titanium resources are used in the production of pigmented titanium dioxide, used to produce titanium whitewash, in the production of paper, rubber, plastics, ceramics. By the end of 2023, the global production capacity for the production of pigment TiO_2 amounted to 9.8 million tons. China ranks first in this area with a total share of 56.1%. Unfortunately, Russia occupies an insignificant place here, at the moment TiO_2 pigment is mainly produced by Russian Titanium LLC (Armyansk, Crimea). Another application of titanium is the production of metallic Ti and its alloys. According to the USGS, the global production of titanium sponge, an intermediate product for the production of titanium metal, was 410 thousand tons, where Russia occupies a leading position. Despite the fact that domestic titanium producers are under pressure in the form of foreign sanctions, the country ranks third (11%) in titanium sponge production.

Russia ranks second in the world in terms of proven reserves. However, after the collapse of the USSR, logistics chains from suppliers of titanium raw materials to industrial enterprises were disrupted, and therefore the domestic industry became dependent on imported raw materials. The solution to this problem may be the use of unique Timan deposits (Komi Republic) as titanium raw materials, represented by Pyzhemsky and Yareg sandstones, whose reserves amount to about 70%. However, their distinctive feature is the high silica content in concentrates (40-50%), which limits further enrichment of concentrates by known gravity methods. Due to the peculiarities of the genesis, the structure of titanium-containing minerals (leucoxene, ilmenite) is a structure of their fine fusion with ultrafine quartz.

IMET RAS has proposed a new integrated approach to the processing of high-silica concentrates, which also provides for the use of the quartz component of titanium-containing minerals in the associated synthesis of silicate products. The method consists in autoclave leaching of the concentrate at elevated temperatures with lime milk in the presence of NaOH, which acts only as an initiator of reactions. As a result, a rich commercial titanium product and calcium silicates are obtained, which, depending on the conditions, can be synthesized as xonotlite ($Ca_6Si_6O_{17}(OH)_2$) and wollastonite ($CaSiO_3$).

ИССЛЕДОВАНИЕ КИНЕТИКИ ЧАСТИЧНОГО ВОДОРОДНОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ГЕМАТИТОВЫХ РУД С РАЗЛИЧНЫМ СОДЕРЖАНИЕМ SiO_2

Н.А. Масленников*[1], Ю.В. Конюхов[1], Д.В. Зиновеев[1], Кэцзян Ли[2], Рита Ханна[3]

[1]Университет науки и технологий МИСИС,
Россия, 119049, Москва, Ленинский пр., 4, стр. 1
masl.nik2000@gmail.com
[2]Пекинский университет науки и техники, КНР, Пекин
[3]Университет Нового Южного Уэльса, профессор, Сидней,
Новый Южный Уэльс, Австралия

В настоящее время наблюдается тенденция к широкому распространению получения железа методом прямого восстановления в шахтных печах, где в качестве восстановителя используется CH_4, который конвертируется в риформере в H_2 и CO. Технологии прямого восстановления железа являются более экологически чистыми по сравнению с традиционной схемой доменная печь – конвертер. Однако, данные печи требуют использование DRI окатышей, для производства которых требуются концентраты с содержанием SiO_2 до 2,5%. Для обеспечения такого качества необходимо проведение порядка 6 переделов, что увеличивает стоимость продукции. Таким образом, поиск альтернативных путей обогащения железных руд, позволяющих получать суперконцентраты, является актуальной научно-технической задачей.

В настоящее время наблюдается рост производство водорода, как следствие происходит его удешевление. Это обстоятельство делает целесообразным рассмотрение возможности применения водорода в качестве восстановителя для перевода гематитовой составляющей руд в магнетитовую с последующим ее отделением магнитной сепарацией.

В качестве исходных материалов в работе использовали гематитовую руду (агломерационная руда) Михайловского ГОКа им. Варичева и две руды из КНР. Руды из Китая были выбраны по причине того, что в КНР производится более 1 млрд тонн стали в год, как следствие вопрос сырьевой базы стоит особенно остро. В качестве образца для сравнения использовали микронный порошок Fe_2O_3 (ГОСТ 4173–77).

В результате проведенных исследований было установлено, что для превращения магнетита в гематит достаточно 5–10 минут обработки в токе водорода в стационарном слое при температурах 375 и 400°C. При этом оксид кремния оказывает положительное влияние на скорость восстановления гематита до магнетита, а увеличение концентрации кварца в руде способствует более эффективному протеканию процесса восстановления. Также было показано, что размер частиц после опыта практически не изменился, магнитные характеристики руды значительно возросли и материал стал пригоден для извлечении железа магнитными методами сепарации.

Работа была выполнена в рамках гранта РНФ 24-29-00672.

RESEARCH OF PARTIAL REDUCTION KINETICS OF ORE MATERIALS WITH DIFFERENT CONCENTRATIONS OF SiO_2 BY HYDROGEN REDUCTION

***N.A. Maslennikov*[1], *Y.V. Konyukhov*[1], *Kejiang Li*[2], *Rita Khanna*[3]**
[1]*University of Science and Technology MISIS,*
Russia, 119049, Moscow, Leninsky Prospekt, 4, pp. 1
masl.nik2000@gmail.com
[2]*Beijing University of Science and Technology, PRC, Beijing*
[3]*University of New South Wales, Professor, Sydney, New South Wales, Australia*

At present, there is a a growing trend toward widespread production of iron by direct method in shaft furnaces using CH_4 as a reducing agent, which is converted in the reformer into H_2 and CO. These technologies are more environmentally friendly than the traditional blast furnace-converter route. However, such furnaces require the use of DRI pellets, which producing from high-quality concentrates with SiO_2 content below 2.5%. To ensure such quality, about six processing steps are required, significantly increasing production costs. Thus, developing alternative methods for iron ore beneficiation remains a critical scientific and technical challenge.

At present, there is an increase in hydrogen production, has led to a reduction in its cost. This circumstance makes it expedient to consider the possibility of using hydrogen to convert the hematite component of ores into magnetite, enabling subsequent separating of it by magnetic separation method.

The raw materials used were hematite ore (sinter ore) from the Varichev Mikhailovsky GOK and two ores from the China. Chinese ores were chosen due to China's annual steel production exceeding 1 billion tonnes, and consequently a lot of attention is paid to raw materials. For comparison, micron-sized Fe_2O_3 powder (GOST 4173-77) was used.

It was found that 5–10 minutes of treatment in a stationary layer is sufficient to convert magnetite into hematite. At the same time, silicon oxide positively influences the reduction rate of hematite into magnetite: an increase in the concentration of silica in the ore favours a more efficient reduction process, as shown by the calculated rate constants. In addition, the study showed that the particle size hardly changed after reduction, and the magnetic characteristics of the ore increased, which will have a positive effect on the recovery of iron by magnetic separation methods.

The work was performed under RNF grant 24-29-00672.

ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ МЕТОДОВ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ЭВДИАЛИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА

Г.А. Кожевников, В.Г. Миненко, А.Л. Самусев
ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация
kozhevnikov_ga@mail.ru

В России одним из перспективных источников сырья для получения циркония (Zr) и редкоземельных металлов (РЗМ) являются эвдиалитовые руды Ловозерского массива. В последние годы интерес к эвдиалиту в значительной степени возрос благодаря тому, что РЗМ обогащены иттрием и среднетяжелыми лантаноидами [1], а содержание Zr, материалы на основе которого также имеют большое промышленное значение, достигает 9,6%.

Для переработки эвдиалитовых концентратов наиболее перспективны гидрометаллургические методы, основанные на кислотном разложении эвдиалита с последующим извлечением редких и РЗМ из продуктивных растворов [1–3]. Однако их общие недостатки – значительный расход реагентов, высокие потери ценных компонентов с образующимся силикагелем, низкие концентрации ценных компонентов в продуктивных растворах при высокой концентрации элементов примесей (Al, Fe, Si и др.), что приводит к возрастанию стоимости переработки и объемов жидких солевых отходов, требующих переработки и утилизации. По этим причинам ни одна из предложенных технологий не нашла практического применения.

В данной работе на основе теоретических и экспериментальных исследований разработана принципиальная схема переработки эвдиалитового концентрата, обеспечивающая извлечение Zr 89% и РЗМ 82% за счет: организации процесса переработки силикагеля с получением метасиликата натрия и попутным доизвлечением соединений РЗМ и Zr, снижающих потери РЗМ на 47,0% (с 48,4 до 1,4%), Zr – на 53,9% (с 55,4 до 1,5%); переработки получаемого в первой стадии химического осаждения Zr-содержащего тетрагидрата нитрата кальция в фосфат циркония и растворы нитрата кальция с попутным получением (регенерацией более 98%) из них карбоната кальция, возврат которого в начало процесса позволяет уменьшить потери РЗМ на 11,3%; замены свежей воды на промывные растворы, обеспечивающей как снижение расхода азотной кислоты на 12,2%, так и повышение концентрации ценных компонентов в продуктивном растворе более чем на 5%.

[1] Локшин Э.П., Тареева О.А. ФИЦ КНЦ РАН. (2023) 108.
[2] Silin I., Dertmann C., et al. Minerals. 14 (2024) 124.
[3] Balinski A., Wiche O., et al. J. Hydrometallurgy. 194 (2020) 105300.

SUBSTANTIATION OF EFFECTIVE METHODS FOR REDUCING LOSSES OF VALUABLE COMPONENTS IN THE PROCESSING OF EUDIALYTE CONCENTRATE

G.A. Kozhevnikov, V.G. Minenko, A.L. Samusev
Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources
Russian Academy of Sciences, Moscow, Russian Federation
kozhevnikov_ga@mail.ru

In Russia, one of the promising sources of raw materials for obtaining zirconium (Zr) and rare earth metals (REMs) is the eudialyte ores of the Lovozero massif. In recent years, interest in eudialyte has significantly increased due to the fact that REMs are enriched with yttrium and medium-heavy lanthanides [1], and the content of Zr, materials based on which also have significant industrial importance, reaches 9,6%.

For processing eudialyte concentrates, hydrometallurgical methods based on acid decomposition of eudialyte followed by the extraction of rare and REMs from productive solutions are the most promising [1-3]. However, their general drawbacks include significant reagent consumption, high losses of valuable components with the resulting silica gel, low concentrations of valuable components in productive solutions with high concentrations of impurity elements (Al, Fe, Si, etc.), which leads to increased processing costs and volumes of liquid salt waste requiring treatment and disposal. For these reasons, none of the proposed technologies has found practical application.

In this work, based on theoretical and experimental studies, a conceptual scheme for processing eudialyte concentrate has been developed, ensuring the extraction of 89% Zr and 82% REMs by: organizing the process of silica gel processing to produce sodium metasilicate with simultaneous additional extraction of REM and Zr compounds, reducing REM losses by 47,0% (from 48,4% to 1,4%) and Zr losses by 53,9% (from 55,4% to 1,5%); processing the Zr-containing calcium nitrate tetrahydrate obtained in the first stage of chemical precipitation into zirconium phosphate and calcium nitrate solutions with the simultaneous production (regeneration of over 98%) of calcium carbonate, the return of which to the beginning of the process reduces REM losses by 11,3%; replacing fresh water with wash solutions, which not only reduces nitric acid consumption by 12,2% but also increases the concentration of valuable components in the productive solution by more than 5%.

[1] Lokshin E.P., Tareeva O.A. FITC KSC RAS. (2023) 108.
[2] Silin I., Dertmann C., et al. Minerals. 14 (2024) 124.
[3] Balinski A., Wiche O., et al. J. Hydrometallurgy. 194 (2020) 105300.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ РАСТВОРОВ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ЦИНКОВОГО КЛИНКЕРА

С.А. Абдурахманов[1], Р.Э. Тошкодирова[1]

[1]Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета, Алмалык. Узбекистан

В нашем случае наиболее подходящим методом извлечения металлов является осаждение их в виде гидроксидов металлов, поскольку они могут быть легко переработаны с помощью гидрометаллургии.

Как хорошо известно, осаждение металлов из растворов в виде $Me(OH)_n$ достигается добавлением основания для снижения кислотности раствора, например

$$Me(OH)_{n(тв)} \leftrightarrow Me^{n+} + nOH^- . \quad (1)$$

Произведение растворимости гидроксидов

$$L = a_{Me^{n+}} \cdot a^n_{OH^-} \quad (2)$$

с учетом того, что

$$L = a_{Me^{n+}} \cdot K_W / a_{H^+} \quad (3)$$

логарифм

$$lgL = lga_{Me^{n+}} + nlgK_W - npH . \quad (4)$$

Зная, что $K_w=10^{-14}$ (константа диссоциации воды), подставляя значение K_w в уравнение (4) и решая с учетом pH, получим

$$\text{pH} = 14 + \frac{1}{n} lgL - \frac{1}{n} lga_{Me^{n+}} . \quad (5)$$

Уравнение (5) позволяет определить, при каком значении pH происходит осаждение гидроксидов. Значение pH осаждения гидроксидов, рассчитанное в соответствии с (5), приведено в таблице [1].

Me^{n+}	Коэффициент растворимости L	Снижение pH	Me^{n+}	Коэффициент растворимости L	Снижение pH
Pb (II)	$1{,}0 \cdot 10^{-24}$	1,5	Cu (II)	$5{,}6 \cdot 10^{-20}$	4,5
Fe (III)	$3{,}0 \cdot 10^{-38}$	1,6	Zn (II)	$4{,}5 \cdot 10^{-17}$	5,9
Cd (II)	$7{,}1 \cdot 10^{-27}$	2,5	Fe (II)	$1{,}0 \cdot 10^{-15}$	6,7
Al (III)	$1{,}5 \cdot 10^{-33}$	3,1			

Растворы нагревали и постепенно добавляли каустическую соду. При температуре 60°C начинался процесс осаждения. Первоначально при pH=2 выпадал в осадок гидроксид свинца $Pb(OH)_2$. Когда pH раствора повысился до 5–6, образовался осадок, который содержал гидроксид цинка $Zn(OH)_2$ и гидроксид меди $Cu(OH)_2$. При pH =6,8 осаждался гидроксид железа $Fe(OH)_2$.

Результаты экспериментов указывают на целесообразность применения этого метода для обработки растворов.

[1] Абдурахмонов С.А., Тошкодирова Р.Э. Технология переработки клинкера цинкового производства. LAP LAMBERT Academic Publishing. ISBN:978-620-6-14934-7. Pp. 114.

EXTRACTION OF VALUABLE COMPONENTS FROM SOLUTIONS IN THE PROCESSING OF ZINC CLINKER PRODUCTION

S.A. Abdurakhmanov[1], R.E. Toshkodirova[1]

[1]Almalyk branch of Tashkent State Technical University, Almalyk. Uzbekistan

In our case, the most suitable method of metal extraction is their precipitation in the form of metal hydroxides, since they can be easily processed using hydrometallurgy.

As is well known, precipitation of metals from solutions in the form of $Me(OH)_n$ is achieved by adding a base to reduce the acidity of the solution, for example

$$Me(OH)_{n(тв)} \leftrightarrow Me^{n+} + nOH^-. \quad (1)$$

The product of the solubility of hydroxides

$$L = a_{Me^{n+}} \cdot a_{OH}^n - \quad (2)$$

considering that

$$L = a_{Me^{n+}} \cdot K_W / a_{H^+} \quad (3)$$

logarithm

$$lgL = lga_{Me^{n+}} + nlgK_W - npH. \quad (4)$$

Knowing that $K_w=10^{-14}$ (water dissociation constant) substituting the value of K_w into equation (4) and solving with respect to pH we get

$$\text{pH} = 14 + \frac{1}{n} lgL - \frac{1}{n} lga_{Me^{n+}}. \quad (5)$$

Equation (5) makes it possible to determine at what pH the precipitation of hydroxides occurs. The deposition pH of hydroxides calculated according to (5) is given in Table [1].

Me^{n+}	*L* Solubility multiplier	pH deposition	Me^{n+}	*L* Solubility multiplier	pH deposition
Pb (II)	$1{,}0 \cdot 10^{-24}$	1,5	Cu (II)	$5{,}6 \cdot 10^{-20}$	4,5
Fe (III)	$3{,}0 \cdot 10^{-38}$	1,6	Zn (II)	$4{,}5 \cdot 10^{-17}$	5,9
Cd (II)	$7{,}1 \cdot 10^{-27}$	2,5	Fe (II)	$1{,}0 \cdot 10^{-15}$	6,7
Al (III)	$1{,}5 \cdot 10^{-33}$	3,1			

The solutions were heated and caustic soda was gradually added. At a temperature of 60°C, the precipitation process began. Initially, lead hydroxide Pb(OH) precipitated at pH=2. When the pH of the solution rose to 5-6, a precipitate formed, which contained zinc hydroxide $Zn(OH)_2$ and copper hydroxide $Cu(OH)_2$. At pH =6,8, iron hydroxide $Fe(OH)_2$ precipitated.

The experimental results indicate the expediency of using this method for the treatment of solutions.

[1] Абдурахмонов С.А., Тошкодирова Р.Э. Технология переработки клинкера цинкового производства. LAP LAMBERT Academic Publishing. ISBN:978-620-6-14934-7. Pp. 114.

ИССЛЕДОВАНИЕ СПОСОБА РАЗДЕЛЕНИЯ РЕНИЯ И МОЛИБДЕНА МЕТОДОМ СОВМЕСТНОГО ОСАЖДЕНИЯ С ГИДРОКСИДОМ ЖЕЛЕЗА (III)

О.М. Баушева[1], Г.Н. Амелина[2], Р.А. Нефедов[1], В.И. Сачков[1], Д.А. Бирюков[1]

[1]Национальный исследовательский Томский государственный университет, Россия, 634050, г. Томск, пр. Ленина, 36

[2]Национальный исследовательский Томский политехнический университет, 634050, Россия, г Томск, просп. Ленина 30

bausheva00@gmail.com

Рений – прочный и коррозионностойкий переходный металл, востребованный в высокотехнологичных отраслях. Он не образует собственных минералов, а встречается в молибденовых рудах, поэтому добывается из их отходов, что затрудняет очистку от примесей.

Один из простейших способов отделения рения от молибдена – соосаждение молибдена с гидроксидом железа (III), при котором рений остается в растворе в виде перренат-иона ReO_4^-. К солянокислому раствору, содержащему ReO_4^- и MoO_4^{2-}, добавляют $FeCl_3$, NH_4Cl и NH_4OH до коагуляции гидроксида железа [1].

Состав получаемого осадка существенно зависит от pH раствора, поэтому представляет собой смесь молибдатов различной структуры и соотношения Fe:Mo [2].

Были подобраны следующие условия проведения процесса осаждения:

– объем 1%-ного раствора $FeCl_3$, необходимый для осаждения 40 мг молибдата аммония, равен 6 мл;

– оптимальный pH осаждения составляет 6;

– переосаждение и нагревание улучшают процесс коагуляции осадка;

– добавление электролита NH_4Cl способствует коагуляции осадка.

Определение молибдена и рения в фильтрате проведено методом спектрофотометрического анализа [3, 4]. Результаты показали, что добавление NH_4Cl и нагрев суспензии значительно улучшили показатели коагуляции. Эффективность процесса совместного осаждения составила 87,5%. Потери рения при проведении процесса соосаждения составили 8,85%.

1. Борисова Л.В. Аналитическая химия рения / Серия «Аналитическая химия элементов» / Л.В. Борисова, А.Н. Ермаков / Под ред. А.П. Виноградова. – М.: «Наука», 1974. – 321 с.

2. Зеликман А.Н. Молибден / А.Н. Зеликман. – М.: «Металлургия», 1970. – 440 с.

3. Методика НСАМ 119-Х Молибден. Методика количественного химического анализа. Определение молибдена в минеральном сырье фотометрическим методом в виде роданидного комплекса. – М.: Издательство ВИМС, 2010. – 23 с.

4. ГОСТ 25278.16-87 Сплавы и лигатуры редких металлов. Методы определения рения [Электронный ресурс] – Электрон. дан. – Портал internet-law.ru, 2001. URL: https://internet-law.ru/gosts/gost/12037/, свободный. Загл. с экрана. Яз. рус. Дата обращения 03.04.2024.

INVESTIGATION OF THE METHOD OF SEPARATION OF RHENIUM AND MOLYBDENUM BY CO-PRECIPITATION WITH IRON(III) HYDROXIDE

O.M. Bausheva[1], G.N. Amelina[2], R.A. Nefedov[1], V.I. Sachkov[1], D.A. Biryukov[1]
[1]National Research Tomsk State University, Russia, 634050, Tomsk, 36 Lenin Ave
[2]National Research Tomsk Polytechnic University,
Russia, 634050, Tomsk, 30 Lenin Ave
bausheva00@gmail.com

Rhenium is a durable and corrosion-resistant transition metal that is in demand in high-tech industries. It does not form its own minerals, but is found in molybdenum ores, so it is extracted from their waste, which makes it difficult to clean from impurities.

One of the simplest ways to separate rhenium from molybdenum is the co-precipitation of molybdenum with iron (III) hydroxide, in which rhenium remains in solution as the ReO_4^- ion. $FeCl_3$, NH_4Cl, and NH_4OH are added to the hydrochloric acid solution containing ReO_4^- and MoO_4^{2-} until iron hydroxide coagulates [1].

The composition of the resulting precipitate significantly depends on the pH of the solution, therefore it is a mixture of molybdates of various structures and Fe:Mo [2].

The following conditions for the deposition process were selected:

– the volume of 1% FeCl3 solution is required for precipitation of 40 mg of ammonium molybdate is 6 ml;

– the optimal precipitation pH is 6;

– re-precipitation and heating improve the sediment coagulation process;

– the addition of NH4Cl promotes sediment coagulation.

The determination of molybdenum and rhenium in the filtrate was carried out by spectrophotometric analysis [3, 4]. The results showed that the addition of NH_4Cl and heating of the suspension significantly improved coagulation parameters. The efficiency of the co-deposition process was 87,5 %. Rhenium losses during the co-precipitation process amounted to 8,85%.

1. Borisova L.V. Analytical chemistry of rhenium / Series «Analytical chemistry of elements» / L.V. Borisova, A.N. Ermakov / Edited by A.P. Vinogradov, – Moscow: Nauka Publ., 1974, 321 p.

2. Zelikman A.N. Molibden / A.N. Zelikman. – Moscow: «Metallurgy», 1970, 440 p.

3. Method of NSAM 119-X Molybdenum. Methods of quantitative chemical analysis. Determination of molybdenum in mineral raw materials by photometric method in the form of a rhodanide complex. – Moscow: VIMS, 2010, 23 p.

4. GOST 25278.16-87 Alloys and ligatures of rare metals. Metody opredeleniya rhenium [Methods for determining rhenium]. – Portal internet-law.ru, 2001. URL: https://internet-law.ru/gosts/gost/12037/, free. Accessed 03.04.2024.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ КЛИНКЕРА ЦИНКОВОГО ПРОИЗВОДСТВА

Р.Э. Тошкодирова[1], С.А. Абдурахманов[1]
[1]Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета, Алмалык. Узбекистан

Клинкер, полученный от вельцевания цинковых кеков, является сложным по составу для переработки техногенным отходом. Термодинамическим анализом определено, что компоненты клинкера плохо растворяются в серной кислоте. Согласно анализу, в хлоридных растворах компоненты клинкера хорошо растворяются, при условии, что железо, препятствующее процессу, будет отделено в отдельный продукт.

Проведены эксперименты по магнитному обогащению клинкера и получены магнитная фракция и хвосты. Так как содержание железа в магнитной фракции довольно высокое (61,31%), его можно использовать как железный концентрат. После отмывки в составе железного концентрата соответственно увеличивается количество железа до 66%. Полученный очищенный железный концентрат вполне пригоден для дальнейшей переработки и может быть направлен к потребителю.

Была собрана установка для проведения опытов по электровыщелачиванию, состоящая из ванны для электролизёра, мешалки, привода для перемешивания, графитового анода, титанового катода, сливного патрубка, выпрямителя и приемника растворов. В результате электровыщелачивания хвостов магнитного обогащения были получены три продукта: пенный продукт (содержащий углерод), раствор (содержащий Cu, Zn, Pb) и кек (содержащий Ag и Au). Установлен, оптимальный режим процесса электровыщелачивания хвостов магнитного обогащения клинкера, оптимальная концентрация NaCl 100–200 г/дм^3, концентрация соляной кислоты 40–60 г/дм^3, оптимальная продолжительность 1,5–2 часа, при извлечении меди и свинца в раствор 75,4% и 78,6% соответственно. Изучена возможность извлечения металлов из растворов, в результате получены осадки металлов в виде гидроксидов, которые при необходимости можно перерабатывать. Изучалась возможность переработки кеков электровыщелачивания цианированием, определено, что из кеков возможно извлечь золото (98,1%) и серебро (93,2%).

Доказана воспроизводимость полученных показателей с достаточной степенью достоверности и надежности статистической обработкой показателей электровыщелачивания. Основываясь на этих данных, разработана технологическая схема переработки клинкера в производстве цинка и экономическое обоснование предлагаемой технологии.

[1] Абдурахманов С.А., Тошкодирова Р.Э. Исследование по переработке клинкера – отхода цинкового производства. // Вестник науки и образования №10(88). Часть 1. май 2020. – Москва, 2000. с. 18–21.

INVESTIGATION OF THE PROCESSES OF EXTRACTION OF VALUABLE COMPONENTS FROM ZINC CLINKER

R.E. Toshkodirova[1], S.A. Abdurakhmanov[1]
[1]Almalyk branch of Tashkent State Technical University, Almalyk. Uzbekistan

The clinker obtained from the calcination of zinc cakes is complex in composition for processing man-made waste. Thermodynamic analysis has determined that the clinker components are poorly soluble in sulfuric acid. According to the analysis, the clinker components dissolve well in chloride solutions, provided that the iron that hinders the process is separated into a separate product.

Experiments on magnetic enrichment of clinker have been carried out and the magnetic fraction and tails have been obtained. Since the iron content in the magnetic fraction is quite high (61.31%), it can be used as an iron concentrate. After washing, the amount of iron in the iron concentrate increases accordingly to 66%. The resulting purified iron concentrate is quite suitable for further processing and can be sent to the consumer.

An electrical leaching experiment unit was assembled, consisting of an electrolysis bath, a stirrer, a stirring drive, a graphite anode, a titanium cathode, a drain pipe, a rectifier and a solution receiver. As a result of electro-leaching of the magnetic enrichment tails, three products were obtained: a foam product (containing carbon), a solution (containing Cu, Zn, Pb), and cake (containing Ag and Au). The optimal mode of the electro-leaching process for the tailings of magnetic clinker enrichment has been established, the optimal concentration of NaCl is 100–200 g/dm^3, the concentration of hydrochloric acid is 40–60 g/dm^3, the optimal duration is 1.5–2 hours, when copper and lead are extracted into a solution of 75.4% and 78.6%, respectively. The possibility of extracting metals from solutions has been studied, resulting in metal precipitation in the form of hydroxides, which can be processed if necessary. The possibility of processing electric leaching cakes by cyanidation was studied, and it was determined that gold (98.1%) and silver (93.2%) could be extracted from the cakes.

The reproducibility of the obtained indicators has been proved with a sufficient degree of reliability and reliability by statistical processing of electro-leaching indicators. Based on these data, a technological scheme for processing clinker in zinc production and an economic justification for the proposed technology have been developed.

[1] Abdurakhmanov S.A., Toshkodirova R.E. A study on the processing of clinker waste from zinc production. // Bulletin of Science and Education No. 10(88). Part 1. May 2020. – Moscow, 2000. from 18–21.

ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ФЛОТАЦИИ ШЛАКОВ МЕДНОГО ПРОИЗВОДСТВА С ПОЛУЧЕНИЕМ ЖЕЛЕЗООКСИДНОГО ПИГМЕНТА

Н.М. Аскарова[1], Н. Э. Ахмедова[1]
[1]Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета, Алмалык. Узбекистан

Безотходные технологии обеспечивают возможность комплексную переработку сырья, и помогает разработке таких технологических процессов. В результате разработки безотходной технологии возможно наиболее эффективно использовать природные ресурсы, перерабатывать техногенные отходы производства, понижение скапливания отвальных отходов и отрицательное влияние их на окружающую среду.

Хвосты после флотационного обогащения медьсодержащего шлака на МОФ-2 АО «Алмалыкский ГМК» представлены комплексным минеральным сырьем и являются отдельными продуктами для переработки различных типов медно-, железо- и кремний содержащих минералов и др.

Железа в хвостах присутствует в виде сульфидных, сульфид-оксидных и силикатных соединениях и их соотношение составляет 1:3.

Эксперименты проводились при температуре $t \geq 300–350°C$, шлакохвост предварительно измельчали до 0,074 мм, время протекания процесса – 1–1,5 ч. При $t > 300–350°C$ реакция начинает протекать с образованием комплексных соединений натрия. При повышении температуры до 400°C содержание оксида железа значительно увеличивается, однако, так как в хвостах содержиться Al_2O_3 с увеличенем температуры обжига выше 350°C в огарок переводится натрий алюминат $NaAlO_2$, который хорошо растворяется в воде и ухудшает качество получаемого конечного продукта железооксидного пигмента [1].

Обжиг шлакохвостов с гидроксидом натрия в муфельной печи при $t = 350°C$, что основным его компонентом является феррат натрия Na_2FeO_4 и силикат натрия Na_2SiO_3. Также могут присутствовать фаялита (Fe_2SiO_4). При дальнейшей переработке необходимо учитывать, что полученный продукт представлены растворимыми комплексными соединениями натрия: Na_2FeO_4, $NaZnO_2$, Na_2SiO_3

[1] Samadov, A., Askarova, N., Toshkodirova, R., Akhmedova, N., Boltayev, O., Mirzayev, K., & Kambarov, A. (2024, May). Processing of waste (tails) after flotation of copper production slag to obtain iron oxide pigment. In E3S Web of Conferences (Vol. 524, p. 02014).

POSSIBILITIES OF PROCESSING FLOTATION WASTE OF COPPER PRODUCTION SLAGS TO OBTAIN IRON-OXIDE PIGMENT

N.M. Askarova[1], N.E. Axmedova[1]
[1]Almalyk branch of Tashkent State Technical University, Almalyk. Uzbekistan

Waste-free technologies provide the possibility of complex processing of raw materials and contribute to the development of such technological processes. As a result of the development of waste-free technology, it is possible to most effectively use natural resources, process technogenic production waste, reduce the accumulation of dump waste, and negatively impact it on the environment.

Tailings after the flotation enrichment of copper-containing slag at MOF-2 of JSC "Almalyk MMC" are a complex mineral raw material and are separate products for processing various types of copper, iron, and silicon-containing minerals, etc.

Iron in the tailings is present in the form of sulfide, sulfide-oxide, and silicate compounds, and their ratio is 1:3.

The experiments were conducted at a temperature of $t \geq 300–350°C$, the slag tail was pre-ground to 0.074 mm, and the process duration was 1–1.5 hours. At $t > 300–350°C$, the reaction begins to proceed with the formation of complex sodium compounds. When the temperature rises to 4000C, the iron oxide content increases significantly, however, as the tail containing Al_2O_3 increases the firing temperature above 350°C, sodium aluminate $NaAlO_2$ is converted into calcine, which dissolves well in water and deteriorates the quality of the final product of the iron oxide pigment [1].

Roasting of slag tailings with sodium hydroxide in a muffle furnace at $t = 350°C$, the main component of which is sodium ferrate Na_2FeO_4 and sodium silicate Na_2SiO_3. Fayalite (Fe_2SiO_4) may also be present. During further processing, it is necessary to consider that the resulting product is represented by soluble complex compounds of sodium: Na_2FeO_4, $NaZnO_2$, Na_2SiO_3.

[1] Samadov, A., Askarova, N., Toshkodirova, R., Akhmedova, N., Boltayev, O., Mirzayev, K., & Kambarov, A. (2024, May). Processing of waste (tails) after flotation of copper production slag to obtain iron oxide pigment. In E3S Web of Conferences (Vol. 524, p. 02014).

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ПЕРЕРАБОТКЕ КИСЛЫХ СБРОСНЫХ РАСТВОРОВ БИООКИСЛЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ФЛОТОКОНЦЕНТРАТОВ

У.К. Санакулов[1], У.А. Эргашев[2], Р.А. Хамидов[3]
[1]ООО «KAOLIN PLUS», Ташкент, Узбекистан
[2]АО «Навоийский горно-металлургический комбинат», Навои, Узбекистан,
[3]Навоийский государственный горно-технологический университет,
Навои, Узбекистан, hamidov-88@mail.ru

Данное исследование направлено на разработку технологии переработки кислых сбросных растворов, образующихся в процессе биоокисления сульфидных флотоконцентратов. Эти отходы содержат значительное количество железа и токсичного мышьяка, разделение которых стандартными методами осаждения невозможно. В связи с этим была предложена двухстадийная обработка с использованием аммиачной воды и гидроксида натрия, позволяющая эффективно извлекать железо и минимизировать содержание мышьяка.

Актуальность исследования обусловлена экологической угрозой, которую представляют мышьяксодержащие отходы, а также необходимостью эффективного использования железа, содержащегося в сбросных растворах. Разработка новой технологии обусловлена тем, что традиционные методы переработки таких отходов недостаточно эффективны. Внедрение предложенной схемы позволяет не только снизить нагрузку на окружающую среду, но и сделать процесс экономически выгодным за счет получения полезного продукта.

В результате проведенных опытно-промышленных испытаний была подтверждена возможность осаждения железа и удаления мышьяка. Установлено, что разделить их методом осаждения при определенном pH невозможно, поскольку выпадение гидроокиси металлов начинается одновременно при pH 2,0–2,8. Однако двухстадийная обработка с последующей щелочной обработкой NaOH позволила достичь 98,6% извлечения мышьяка. Оптимальными условиями процесса являются температура 80°C, концентрация NaOH 125–160 г/л и двухстадийное выщелачивание.

В результате переработки получается гидроокись железа – ценный продукт, который может использоваться в производстве пигментов, катализаторов и сорбентов. Кроме того, в процессе достигается значительное снижение загрязняющего воздействия на окружающую среду, так как очищенные сточные воды содержат минимальные концентрации мышьяка (<0,02 г/л). Таким образом, разработанный метод является не только эффективным с технологической и экологической точки зрения, но и экономически оправданным, поскольку позволяет перерабатывать отходы в промышленно значимое сырье.

RESEARCH ON THE PROCESSING OF ACIDIC WASTE SOLUTIONS FROM BIOOXIDATION OF SULFIDE GOLD-BEARING FLOTATION CONCENTRATES

U.K. Sanakulov[1], U.A. Ergashev[2], R.A. Khamidov[3]
[1]LLC "KAOLIN PLUS", Tashkent, Uzbekistan
[2]JSC "Navoi Mining & Metallurgical Company", Navoi, Uzbekistan,
[3]Navoi State University of Mining and Technologies, Navoi, Uzbekistan
hamidov-88@mail.ru

The study focuses on developing a technology for processing acidic waste solutions generated during the biooxidation of sulfide flotation concentrates. These waste solutions contain significant amounts of iron and toxic arsenic, which cannot be effectively separated using conventional precipitation methods. To address this issue, a two-stage treatment process using ammonia water and sodium hydroxide was proposed, enabling efficient iron extraction and minimizing arsenic content.

The relevance of this research is driven by the environmental threat posed by arsenic-containing waste and the need for the efficient utilization of iron present in waste solutions. The development of a new technology is necessary, as traditional treatment methods for such waste are insufficiently effective. Implementing the proposed scheme not only reduces environmental impact but also makes the process economically viable by producing a valuable byproduct.

Pilot-scale industrial tests confirmed the feasibility of iron precipitation and arsenic removal. It was determined that their separation via precipitation at a specific pH is impossible since metal hydroxide precipitation begins simultaneously at pH 2.0–2.8. However, a two-stage treatment followed by alkaline NaOH processing achieved 98.6% arsenic extraction. The optimal process conditions were found to be a temperature of 80°C, NaOH concentration of 125–160 g/L, and two-stage leaching.

As a result of processing, iron hydroxide – a valuable product for pigment, catalyst, and sorbent production – is obtained. Additionally, the method significantly reduces environmental pollution, as the treated wastewater contains minimal arsenic concentrations (<0.02 g/L). Thus, the developed method is not only technologically and environmentally effective but also economically justified, as it enables the conversion of waste into industrially significant raw materials.

ИССЛЕДОВАНИЕ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ОКИСЛЕННЫХ МЕДНЫХ РУД

М.Ш. Бабаев[1], Б.Р. Вохидов[1], С. Алам[2]
[1]Навоийский государственный горно-технологический университет, Навои, Узбекистан
[2]Университет Саскачевана, Саскатун, Канада
babayevmirdodojon@mail.ru,bakhriddin.vokhidov@mail.ru, shafiq.alam@usask.ca

В мире в настоящее время драгоценные металлы во многом определяют экономическое положение страны. В Республике Узбекистан имеются огромные запасы забалансовых медных руд со смешанным происхождением и низким содержанием меди и благородных металлов, в частности золота и серебра. Анализ большинства литературных источников показывает методы плавки тяжелых металлов со спекающимися материалами и методику кучного выщелачивания смешанных и окисленных медных руд, характеризующихся сложностью технологического решения и низкой степенью извлечения металлов. В связи с чем, исследование и разработка комплексной технологии извлечения меди и благородных металлов из смешанной забалансовой медной руды имеет важное научное и практическое значение.

В данной работе представлены комбинированная технология центробежного концентрирования благородных металлов из смешанных медных руд с переходом драгоценных металлов на фазе концентрата, с дальнейшими разработками селективного извлечения золота, серебра и меди сорбционным выщелачиванием и определены оптимальные параметры сернокислотного выщелачивания меди из хвостов обогащения. Основной фокус исследований направлен на центробежное концентрирование. Обогащение проводили в концентраторе Knelson MD3. Установлены оптимальные параметры по обогащению смешанной медной руды при центробежной силе 90G оборот/мин в первой стадии для концентрирования основного количества золота с расходом воды 2 л/мин со степенью извлечения 77,95%, также, во второй стадии центробежного концентрирования определен параметр 120G оборот/мин, при расходе воды 5 л/мин степенью извлечения 69,95% для серебра. Определены оптимальные параметры выщелачивания меди из хвостов обогащения смешанных руд. Разработана технологическая схема комплексного извлечения меди и благородных металлов из смешанных руд, также разработаны оптимальные параметры всех процессов со схемой цепи аппаратов. В результаты исследование при использование центробежное концентрирование забалансовых медных руд и с дальнейщими переработками концентратов сорбционной технологии доказано с расчётом материального баланса процессов показывает высокого сквозное извлечение металлов, для золота 66,88% для серебра 60,46% и для меди 85,40%.

[1] Санакулов К.С. Ташкент, «Фан», 2009. – 116–120 с.
[2] Вохидов Б.Р., Бабаев М.Ш. Универсум. 2022. 11(104). С. 49–54.
[3] Vokhidov B.R., Babaev M.Sh. Journal of phar. Negative results, 2336–2344 p.

RESEARCH AND DEVELOPMENT OF TECHNOLOGY FOR EXTRACTION OF PRECIOUS METALS FROM OXIDIZED COPPER ORES

M.Sh. Babaev[1], B.R. Vokhidov[1], S. Alam[2]
[1]Navoi State University of Mining and Technology, Navoi, Uzbekistan
[2]University of Saskatchewan, Saskatoon, Canada
babayevmirdodojon@mail.ru, bakhriddin.vokhidov@mail.ru, shafiq.alam@usask.ca

Currently, precious metals largely determine the economic situation of a country in the world. The Republic of Uzbekistan has huge reserves of off-balance sheet copper ores with mixed origin and low content of copper and precious metals, in particular gold and silver. The analysis of most literature sources shows methods of melting heavy metals with sintering materials and the technique of heap leaching of mixed and oxidized copper ores, characterized by the complexity of the technological solution and a low degree of metal extraction[1]. In this regard, the research and development of a comprehensive technology for the extraction of copper and precious metals from mixed off-balance sheet copper ore is of great scientific and practical importance.

This paper presents a combined technology for the centrifugal concentration of precious metals from mixed copper ores with the transition of precious metals in the concentrate phase, with further developments in the selective extraction of gold, silver and copper by sorption leaching and determines the optimal parameters of sulfuric acid leaching of copper from the tailings of enrichment[2]. The main research focus is on centrifugal concentration. The enrichment was carried out in a Knelson MD3 concentrator. Optimal parameters for the enrichment of mixed copper ore with a centrifugal force of 90G rpm were established in the first stage for the concentration of the main amount of gold with a water consumption of 2 liters/min with an extraction rate of 77.95%, also, in the second stage of centrifugal concentration, the parameter 120G rpm was determined, with a water consumption of 5 liters/min with an extraction rate of 69.95% for silver.

Optimal parameters of copper leaching from the tailings of mixed ore processing have been determined. A technological scheme for the complex extraction of copper and precious metals from mixed ores has been developed, and optimal parameters of all processes with a circuit diagram of apparatuses have also been developed [3]. The results of the study using centrifugal concentration of off-balance sheet copper ores and with further processing of concentrates of sorption technology proved with the calculation of the material balance of the processes shows a high end-to-end extraction of metals, for gold 66.88%, for silver 60.46% and for copper 85.40%.

[1] Sanakulov K.S. Tashkent, "FAN", 2009. – p.116–120.
[2] Vokhidov B.R., Babaev M.Sh. Universium. 2022. 11(104). p. 49–54.
[3] Vokhidov B.R., Babaev M.Sh. Journal of phar. Negative results, 2336–2344 p.

ПЕРЕРАБОТКА КРАСНЫХ ШЛАМОВ ПО СХЕМЕ КАРБОТЕРМИЧЕСКОЕ ВОССТАНОВЛЕНИЕ – СОЛЯНО-КИСЛОТНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ

***Д.В. Зиновеев*[1], *П.И. Грудинский*[2], *Л.А. Пасечник*[3]**
[1]Университет науки и технологий МИСИС, Россия,
119049, Москва, Ленинский пр., 4, стр. 1
zinoveev.dv@misis.ru
[2]Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН,
Москва, Россия, 119334, Ленинский пр., 49
pgrudinskiy@imet.ac.ru
[3]Институт Химии твердого тела Уро РАН,
Россия, 620077, Екатеринбург, Первомайская ул. 91
pasechnik@ihim.uran.ru

Из-за истощения запасов легкообогатимых богатых руд в настоящее время в разработку все чаще вовлекаются различные труднообогатимые комплексные руды и техногенных отходы. Получить приемлемые по качеству концентраты при использовании стандартных технологий для обогащения такого сырья не представляется возможным. Поэтому его переработка возможна только с использованием комплекса технологий, включающих как пиро- и гидрометаллургические процессы, так и методы обогащения.

В настоящей работе предложена комплексная технология переработки красных шламов, которые представляют собой многотонажные побочные продукты производства глинозема. Эти отходы содержат значительные количества Fe, Al, Ti, Sc и других ценных компонентов, но несмотря на это продолжают складироваться в отвалы. Проведенные исследование показали возможность извлечения из этих отходов железа с получением концентрата, содержащего более 90% Fe, чернового глинозема с содержанием более 93% Al_2O_3, а также концентратов титана и скандия. Разработанная схема включает стадии твердофазной карботермической металлизации, отделение металлического железа путем магнитной сепарации, соляно-кислотное автоклавное выщелачивание полученных хвостов, выделение из раствора глинозема и скандия, а также получение белой сажи и концентрата титана из остатка автоклавного выщелачивания.

Внедрение разработанной технологии в промышленность позволит сократить количество складируемых опасных отходов, а также расширить сырьевую базы Fe, Al, Ti и Sc.

PROCESSING OF RED MUD ACCORDING TO THE CARBOTHERMIC REDUCTION – HYDROCHLORIC ACID LEACHING FLOW SHEET

***D.V. Zinoveev*[1], *P.I. Grudinsky*[2], *L.A. Pasechnik*[3]**

[1]National University of Science and Technology MISIS
Russia, 119049, Moscow, Leninsky Prospekt, 4, Bldg. 1
zinoveev.dv@misis.ru,

[2]A.A. Baikov Institute of Metallurgy and Materials Science of the Russian Academy of Sciences, Moscow, Russia, 119334, Leninsky Prospekt, 49
pgrudinskiy@imet.ac.ru,

[3]Institute of Solid State Chemistry, Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Russia, 620077, Yekaterinburg, Pervomaiskaya St. 91
pasechnik@ihim.uran.ru

Due to the depletion of easily enriched high-grade ore reserves, various difficult-to-process complex ores and technogenic wastes are increasingly being utilized. Obtaining acceptable quality concentrates using standard technologies for processing such raw materials is not feasible. Therefore, their processing is only possible with a combination of technologies, including pyro- and hydrometallurgical processes, as well as enrichment methods.

This work proposes an integrated technology for processing red muds, which are large-tonnage by-products of alumina production. These wastes contain significant amounts of Fe, Al, Ti, Sc, and other valuable components, yet they continue to be stored in dumps. Conducted studies have demonstrated the possibility of extracting iron from these wastes to produce a concentrate containing over 90% Fe, crude alumina with more than 93% Al_2O_3, as well as titanium and scandium concentrates. The developed scheme includes stages of solid-phase carbothermic metallization, separation of metallic iron by magnetic separation, hydrochloric acid autoclave leaching of the resulting tailings, recovery of alumina and scandium from the solution, and production of white carbon black and titanium concentrate from the autoclave leaching residue.

The implementation of this technology in industry will reduce the volume of stored hazardous waste and expand the raw material base for Fe, Al, Ti, and Sc.

ВЛИЯНИЕ ПРИВИВКИ ТИОЛЬНЫХ ГРУПП ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИ МОДИФИЦИРОВАННОГО УГЛЕРОДНОГО МАТЕРИАЛА НА СОБЦИЮ ЗОЛОТА ИЗ ТИОСУЛЬФАТНЫХ РАСТВОРОВ

***С.К. Абдимомын*[1], Р.Р. Токпаев[1], Д.В. Шехирев[2], А.Р. Ергешев[2], М. Моджтаба[3]**

[1]НАО Казахский Национальный университет имени аль-Фараби,
Республика Казахстан, 050012, г. Алматы, Аль-Фараби 71/23
abdimomyn03@gmail.com
[2]Университет науки и технологий МИСИС,
Россия, 119049, Москва, Ленинский пр., 4, стр. 1
shekhirev@list.ru
[3] Школа вычислительной техники, инженерных и физических наук,
Университет Западной Шотландии, Пейсли PA1 2BE, Великобритания
mojtaba.mirzaeian@uws.ac.uk

Экологические проблемы цианидного выщелачивания Au обусловливают актуальность применения тиосульфатных растворов [1]. Для Казахстана перспективно использование активированных углеродных (АУ) сорбентов из местного сырья взамен импортного кокосового активированного угля для извлечения Au из растворов.

Использован углеродный материал из скорлупы грецкого ореха ($S_{уд}$ = 739.8 м²/г), полученный гидротермальной карбонизацией и активацией. Для формирования кислородных функциональных групп (КФГ) применен процесс электрохимической модификации (ЭхМ). Смоделированные методом центрального композиционного плана оптимальными условиями ЭхМ являются: в электролите NaOH – j = 10.33 мА·см$^{-2}$, t = 15.64 мин, C = 0.163 моль·л$^{-1}$; в электролите HNO_3 – j = 10.58 мА·см$^{-2}$, t = 15.85 мин, C = 0.175 моль·л$^{-1}$. Методами титрование по Боэму и ИК-Фурье спектроскопии определено наличие КФГ, с увеличением общего содержания КФГ в сорбентах АС-NaOH и АС-HNO_3 в 2.5 и 1.7 раз, соответственно.

Прививка тиольных групп осуществлялась с использованием 2-меркаптобензотиазола (МБТ) [2]. Результаты извлечения золота из тиосульфатных растворов составили: АУ–МБТ – 39.27%, АУ–NaOH–МБТ – 43.34%, АУ–HNO_3–МБТ – 45.46% при оптимальных концентрациях МБТ. Максимальная сорбционная емкость: исходный АУ – 12.99 кг·т$^{-1}$, АУ–NaOH–МБТ – 18.89 кг·т$^{-1}$, АУ–HNO_3–МБТ – 19.85 кг·т$^{-1}$. На основании результатов сорбции эффективным сорбентом выступает АУ–HNO_3–МБТ с сорбционной емкостью 19.85 кг·т$^{-1}$.

[1] Xu B., Kong W., Li Q., et al. Hydrometallurgy 178 (2018) 84–93.
[2] Dai X., Breuer P., Jeffrey M. Miner. Process. Extr. Metall. Rev. 38 (2017) 1–9.

EFFECT OF THIOL GROUP GRAFTING OF ELECTROCHEMICALLY MODIFIED CARBON MATERIAL ON GOLD SORPTION FROM THIOSULFATE SOLUTIONS

***S.K. Abdimomyn*[1], *R.R. Tokpayev*[1], *D.V. Shekhirev*[2], *A.R. Ergeshev*[2], *M. Mojtaba*[3]**

[1]JSC Al-Farabi Kazakh National University,
Republic of Kazakhstan, 050012, Almaty, Al-Farabi Ave. 71/23
abdimomyn03@gmail.com
[2]National University of Science and Technology MISIS,
Russia, 119049, Moscow, Leninsky Ave., 4, building 1
shekhirev@list.ru
[3] School of Computing, Engineering and Physical Sciences, University of the West of Scotland, Paisley PA1 2BE, United Kingdom
mojtaba.mirzaeian@uws.ac.uk

Environmental problems of cyanide leaching of Au determine the relevance of the use of thiosulfate solutions [1]. The use of activated carbon (AC) sorbents from local raw materials instead of imported coconut activated carbon for Au extraction from solutions is promising for Kazakhstan.

A carbon material from walnut shells (S_{spec} = 739.8 m^2/g) obtained by hydrothermal carbonization and activation was used. An electrochemical modification (EcM) process was applied to form oxygen functional groups (OFG). The optimal EcM conditions modelled by the central compositional plan method are: in NaOH electrolyte – j = 10.33 $mA \cdot cm^{-2}$, t= 15.64 min, C = 0.163 $mol \cdot L^{-1}$; in HNO_3 electrolyte – j = 10.58 $mA \cdot cm^{-2}$, t = 15.85 min, C= 0.175 $mol \cdot L^{-1}$. Boehm titration and FTIR spectroscopy confirmed the presence of OFGs, with total OFG content increasing in AC-NaOH and AC-HNO_3 sorbents by 2.5 and 1.7 times, respectively.

Thiol group grafting was carried out using 2-mercaptobenzothiazole (MBT) [2]. Gold extraction results from thiosulfate solutions were: AC–MBT – 39.27%, AC–NaOH–MBT – 43.34%, AC–HNO_3–MBT – 45.46% at optimal MBT concentrations. Maximum sorption capacity: initial AC – 12.99 $kg \cdot t^{-1}$, AC–NaOH–MBT - 18.89 $kg \cdot t^{-1}$, AC–HNO_3–MBT – 19.85 $kg \cdot t^{-1}$. Based on the sorption results, AC–HNO_3–MBT is the most effective sorbent with a sorption capacity of 19.85 $kg \cdot t^{-1}$.

[1] Dai X., Breuer P., Jeffrey M. Miner. Process. Extr. Metall. Rev. 38 (2017) 1–9.
[2] Xu B., Kong W., Li Q., et al. Hydrometallurgy 178 (2018) 84–93.

МОСКОВСКИЙ МЕЖДУНАРОДНЫЙ КОНГРЕСС ОБОГАТИТЕЛЕЙ (ММКО-2025)

КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ, СНИЖЕНИЕ НЕГАТИВНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

MOSCOW INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS (MIMPC-2025)

COMPREHENSIVE USE OF MINERAL RAW MATERIALS AND ENVIRONMENTAL IMPACT REDUCTION

ИННОВАЦИОННЫЕ ПЕРЕМЕШИВАЮЩИЕ УСТРОЙСТВА В АППАРАТУРНОМ ОФОРМЛЕНИИ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ И УТИЛИЗАЦИИ ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ И ОТХОДОВ

А.Н. Григорьева
ООО Астерион, Санкт-Петербург, Россия
an@td-elma.ru

Рациональное использование недр подразумевает полное и комплексное извлечение всех полезных ископаемых, минимизацию потерь сырья и сокращение воздействия на окружающую среду. На сегодняшний день на предприятиях горн металлургической промышленности скопилось значительное количество отходов в хвостохранилищах, которые уже переполнены. Вопрос утилизации осадка остается открытым. Существует перспективная технология – геотубы [1], отличающаяся простотой применения и эффективностью: промышленная площадка легко строится и демонтируется без бетонных работ, контейнер защищает от атмосферных осадков, позволяет обезвоживать отходы прямо на месте, принимая любые фракции без затрат энергии, затраты на инфраструктуру минимальны.

Для успешной работы геотуб необходимы реагенты, такие как флокулянт, а также эффективное аппаратурное оформление процесса. В представленном докладе предлагается инновационное решение — новое перемешивающее устройство [2], которое способствует формированию крупных хлопьев. Доклад включает методику подбора и принципы расчета аппаратов с такими устройствами [3].

Разработана и описана методика подбора перемешивающих устройств с учетом геометрии мешалки, в основе которой лежит полуэмпирическая модель турбулентности Прандтля. Установлено, что выбор оптимальной частоты вращения перемешивающего устройства связан с величиной напряжений турбулентного трения, создаваемых мешалкой. Показаны результаты экспериментальных исследований по приготовлению концентрированных растворов высокомолекулярного флокулянта Magnaflok M 155 катионного действия с использованием различных типов рабочих колес перемешивающего устройства. Доказана эффективность применения конической мешалки, которая позволяет приготавливать раствор флокулянта на 30 % быстрее за счет возможности перемешивания на более высокой частоте вращения при более низком энергопотреблении.

[1] М.В. Рыльникова, Формирование техногенного массива из хвостов обогащения в отработанном пространстве с заданными структурными параметрам. Горный информационно-аналитический бюллетень, 1 (2013).

[2] Р.Ш. Абиев, А.Н. Григорьева Патент № 2732709 Способ приготовления раствора флокулянта и аппарат для его осуществления.

[3] А.Н. Григорьева, Р.Ш. Абиев. К выбору типа и частоты вращения мешалки для эффективного перемешивания флокулянтов в воде. Вода и экология: проблемы и решения. 2 (2020) 82.

INNOVATIVE STIRRER IN THE TECHNOLOGY OF PROCESSING AND DISPOSAL OF MAN-MADE FORMATIONS AND WASTE

A.N. Grigorieva
Asterion ltd, St. Petersburg, Russia
an@td-elma.ru

Rational use of the subsoil implies complete and comprehensive extraction of all minerals, minimization of raw material losses and reduction of the impact on the environment. Today, at the enterprises of the forge and metallurgical industry, a significant amount of waste has accumulated in tailings, which are already overflowing. The issue of sludge disposal remains open. There is a promising technology – geotubes [1], which is easy to use and efficient: an industrial site is easy to build and dismantle without concrete work, the container protects against precipitation, allows waste to be dehydrated directly on site, accepting any fractions without energy costs, and infrastructure costs are minimal.

For successful operation of geotubes, reagents such as a flocculant are required, as well as efficient process equipment. The presented report proposes an innovative solution – a new mixing device [2], which promotes the formation of large flakes. The report includes a selection methodology and calculation principles for devices with such devices [3].

A methodology for selecting mixing devices, taking into account the geometry of the mixer, is developed and described, based on the semi-empirical Prandtl turbulence model. It is established that the choice of the optimal rotation frequency of the mixing device is associated with the magnitude of the turbulent friction stresses created by the mixer impeller. The results of experimental studies on the preparation of concentrated solutions of high-molecular flocculant Magnaflok M 155 with cationic action using various types of impellers of the mixing device are shown. The efficiency of using a conical mixer, which allows preparing a flocculant solution 30% faster due to the possibility of mixing at a higher rotation frequency with lower energy consumption, is proven.

[1] M.V. Rylnikova, Formation of a technogenic massif from enrichment tailings in a mined-out space with specified structural parameters. Mining information and analytical bulletin, 1 (2013).

[2] R.Sh. Abiev, A.N. Grigorieva Patent No. 2732709 Method for preparing a flocculant solution and apparatus for its implementation

[3] A.N. Grigorieva, R.Sh. Abiev. On the selection of the type and rotation frequency of a mixer for efficient mixing of flocculants in water. Water and ecology: problems and solutions. 2 (2020) 82.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ СОЕДИНЕНИЙ ЖЕЛЕЗА ИЗ ПЕРЕРАБОТАННЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ШЛАКОВ

С.Р. Худояров
Алмалыкский филиал НИТУ МИСИС, Республика Узбекистан,
110105, Алмалык, ул. Амира Тимура, д.56
suleyman0677@eandex.ru

Производственные процессы, применяемые в чёрной металлургии, сопровождаются образованием большого количества различных видов техногенных отходов, требующих их хранения или утилизации.

Самой значительной является проблема переработки шлаков чёрной металлургии, так как она предусматривает применение комплексных методов, включающих обогатительные и металлургические процессы [1].

Одним из крупных предприятий чёрной металлургии в Республике Узбекистан является АО «Узметкомбинат», в шлаковых отвалах которого накоплено 5,0 – 6,0 млн. т сталеплавильных шлаков. Лежалые шлаки подвергаются переработке с целью извлечения из них крупного металлического скрапа, после выделения которого, образуются так называемые “переработанные шлаки”, представляющие собой конгломераты, в которых в тесной ассоциации находятся все компоненты шлаков: $Fe_{мет}$, FeO, Fe_2O_3, Fe_3O_4, Al_2O_3, MgO, MnO, CaO, SiO_2 который был использован в качестве объекта исследования [2].

Основную ценность в переработанных шлаках представляют, содержащиеся в них мелкий металлический скрап и оксиды железа, содержание которых составляет 3,8–4,0% и 17,0–20,0% соответсвенно.

Для извлечения металлического скрапа и оксидов железа, обладающих магнитными свойствами, был применён метод мокрого электромагнитного обогащения. Для разрушения конгламератов с которыми ассоциированы частицы металлического скрапа и магнитные формы оксидов железа, переработанные сталеплавильные шлаки подвергались предварительному измельчению. На основании гранулометрического анализа измельчённых шлаков было установлено, что основное содержание магнитной фазы сосредоточено в классе –0,25+0,1 мм.

Измельчённые шлаки подвергались мокрой электромагнитной сепарации. Учитывая высокие значения удельной магнитной воспримчивости металлического скрапа и магнетита, электромагнитную сепарацию проводили при слабом магнитном поле с напряжённостью 20 кА/м, при котором получен магнитный концентрат с содержанием железа 46,9%.

[1] А.А. Юсупходжаев, Х.Р. Валиев, С.Р. Худояров, С.Т. Маткаримов. Чёрные металлы № 1. (2015). 19.

[2] С.Р. Худояров, М.М. Якубов. Чёрные металлы № 1. (2022). 67.

EXTRACTION OF IRON COMPOUNDS FROM RECYCLED STEELMAKING SLAGS

S. Khudoyarov
Almalyk Branch of NITU MISIS,
Republic of Uzbekistan, 110105, Almalyk, Amir Timur St., 56
suleyman0677@eandex.ru

The production processes used in the ferrous metallurgy industry are accompanied by the generation of a large number of various types of technogenic waste, which require storage or disposal.

The most significant problem is the processing of ferrous metallurgy slags, as it involves the use of complex methods, including beneficiation and metallurgical processes [1].

One of the largest ferrous metallurgy enterprises in the Republic of Uzbekistan is JSC "Uzmetkombinat," where 5.0 – 6.0 million tons of steelmaking slags are accumulated in slag dumps. The accumulated slags undergo recycling to extract large metallic scrap, after which the so-called "recycled slags" are formed. These represent conglomerates in which all the slag components are closely associated: Fe_{metal}, FeO, Fe_2O_3, Fe_3O_4, Al_2O_3, MgO, MnO, CaO, SiO_2, which was used as the object of this research [2].

The main value in the recycled slags is the fine metallic scrap and iron oxides they contain, with their content being 3.8–4.0% and 17.0–20.0%, respectively. To extract the metallic scrap and iron oxides, which have magnetic properties, a method of wet electromagnetic beneficiation was applied. To break up the conglomerates, with which the particles of metallic scrap and magnetic forms of iron oxides are associated, the recycled steelmaking slags were subjected to preliminary grinding. Based on the granulometric analysis of the ground slags, it was determined that the main content of the magnetic phase is concentrated in the fraction of –0.25+0.1 mm.

The ground slags were subjected to wet electromagnetic separation. Taking into account the high values of the specific magnetic susceptibility of metallic scrap and magnetite, the electromagnetic separation was carried out under a weak magnetic field with a field strength of 20 kA/m, which resulted in a magnetic concentrate with an iron content of 46.9%.

[1] А.А. Юсупходжаев, Х.Р. Валиев, С.Р. Худояров, С.Т. Маткаримов. Чёрные металлы. № 1 (2015). 19.

[2] С.Р. Худояров, М.М. Якубов. Чёрные металлы № 1. (2022). 67.

ИССЛЕДОВАНИЕ ОТХОДОВ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО И ЭЛЕКТРОННОГО ОБОРУДОВАНИЯ

У.У. Хужамов[1], А.У. Самадов[2]

[1]Навоийский государственный горно-технологический университет, Навои, Узбекистан, u.xujamov@nsumt.uz

[2]Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета, Алмалык, Узбекистан

Отходы электрического и электронного оборудования содержит значительное количество металлов, таких как цветные металлы, благородные металлы и редкоземельные элементы. Эти металлы используется для улучшения производительности в современных высокотехнологичных оборудованиях и в совокупности называются технологическими металлами. Как правило, печатная плата включает очень высокие концентрации металлов, таких как медь (Cu), железо (Fe), алюминий (Al) и никель (Ni), а также благородные металлы, такие как золото (Au), серебро (Ag), платна (Pt) и палладий (Pd) [1]. Концентрация металлов в выброшенных печатных платах намного выше, чем в природных рудах. Извлечение металлов из выбрасываемых отходов электрического и электронного оборудования обычно осуществляется пирометаллургическими и гидрометаллургическими методами, которые имеют свои недостатки и ограничения. Состав печатных плат после обработки на заводе по переработке отходов электрического и электронного оборудования включает 38,1% черных металлов, 16,5% цветных металлов, 26,5% пластика и 18,9% других материалов [2]. Благородные металлы являются основным источником вторичной переработки, а именно Au имеет наивысший приоритет восстановления; затем следуют медь (Cu), палладий (Pd), алюминий (Al), олово (Sn), свинец (Pb), платина (Pt), никель (Ni), цинк (Zn) и серебро (Ag). С другой стороны, внутренняя содержании остальных металлов увеличивается из-за снижения концентрации благородных металлов в печатных платах.

Китай играет ключевую роль в мировой индустрии электрического и электронного оборудования, в производстве, восстановлении и повторном использовании электрического и электронного оборудования, и переработке отходов электрического и электронного оборудования. Рост использования электрического и электронного оборудования и последующее производство электрического и электронного оборудования ожидается в Китае и других развивающихся странах, таких как Бразилия, Россия, Индия и Турция [3]. Таким образом, в ближайшие десятилетия ожидается резкий рост формирования отходов электрического и электронного оборудования практически во всех развивающихся странах.

[1] B.K. Reck, T.E. Graedel Science. 80 (2012) 690.

[2] M. Bigum, L. Brogaard, T.H. Christensen Jour. of Haz. Mat. 207 (2012) 8.

[3] M. Schluep, C. Hagelueken, R. Kuehr et al. UNE, STEP. (2009) 88.

STUDY OF WASTE ELECTRICAL AND ELECTRONIC EQUIPMENT

U.U. Khujamov[1], A.U. Samadov[2]
[1]Navoi state university of mining and technologies, Navoi, Uzbekistan
u.xujamov@nsumt.uz
[2]Almalyk branch of Tashkent state technical university, Almalyk,Uzbekistan

Waste electrical and electronic equipment contains significant amounts of metals such as non-ferrous metals, noble metals and rare earth elements. These metals are used to improve performance in modern high-tech equipment and are collectively referred to as process metals. Typically, a printed circuit board includes very high concentrations of metals such as copper (Cu), iron (Fe), aluminium (Al) and nickel (Ni) as well as noble metals such as gold (Au), silver (Ag), platna (Pt) and palladium (Pd) [1]. The concentration of metals in discarded PCBs is much higher than that of natural ores. The recovery of metals from discarded waste electrical and electronic equipment is usually carried out by pyrometallurgical and hydrometallurgical methods, which have their disadvantages and limitations. The composition of printed circuit boards after processing at a WEEE recycling plant includes 38.1% ferrous metals, 16.5% non-ferrous metals, 26.5% plastic and 18.9% other materials [2]. Noble metals are the main source of recycling, namely Au has the highest recovery priority; followed by copper (Cu), palladium (Pd), aluminium (Al), tin (Sn), lead (Pb), platinum (Pt), nickel (Ni), zinc (Zn) and silver (Ag). On the other hand, the intrinsic content of the remaining metals is increasing due to the decreasing concentration of noble metals in printed circuit boards.

China plays a key role in the global electrical and electronic equipment industry, in the production, recovery and reuse of electrical and electronic equipment, and recycling of waste electrical and electronic equipment. The growth in the utilisation of electrical and electronic equipment and subsequent production of electrical and electronic equipment is expected in China and other developing countries such as Brazil, Russia, India and Turkey [3]. Thus, in the coming decades, a sharp increase in the generation of waste electrical and electronic equipment is expected in almost all developing countries.

[1] B.K. Reck, T.E. Graedel Science. 80 (2012) 690.
[2] M. Bigum, L. Brogaard, T.H. Christensen Jour. of Haz. Mat. 207 (2012) 8.
[3] M. Schluep, C. Hagelueken, R. Kuehr et al. UNE, STEP. (2009) 88.

КОМПЛЕКСНОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ ОТ СЖИГАНИЯ УГЛЕЙ

А.А. Лавриненко[1], И.В. Кунилова[1], И.О. Крылов[1], А.А. Писарева[2]
[1]ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Россия, 111020, Москва, Крюковский туп., д. 4, kunilova_i@ipkonran.ru
[2]ФГБОУ ВО «Российский химико-технологический университет имени Д.И. Менделеева, Россия, 125047, Москва, Миусская пл., д. 9

Золошлаковые отходы (ЗШО) от сжигания топлива, имеющие значительные объемы (примерно 1,5 млрд т), являются вторичным сырьем для различных отраслей промышленности. Поскольку золошлаковые отходы имеют многокомпонентный состав, включающий соединения кремния, алюминия, железа, щелочных и щелочноземельных металлов, угольный недожог, в качестве примесей – соединения цветных и редких металлов целесообразна их переработка с получением соответствующих товарных продуктов.

В ИПКОН РАН разработаны экономически выгодные схемы комплексного извлечения из золошлаковых отходов (включая золу уноса) вторичного углеродсодержащего, железосодержащего и алюмосиликатного продуктов. Углеродсодержащий продукт с содержанием углерода 25–60% может быть использован в качестве дополнительного топлива на теплоэлектростанциях и предприятиях по производству ферросплавов. Железосодержащий продукт с содержанием железа 43–48%, получаемый за одну стадию мокрой магнитной сепарации, может быть использован в металлургической отрасли, алюмосиликатный продукт – в строительной и дорожно-строительной отраслях. Для отдельных видов золы сухого отбора и ЗШО проведены исследования по извлечению из алюмосодержащего продукта с содержанием Al_2O_3 20–25% алюминия и ценных примесей цветных и редких металлов в раствор [1]. Степень извлечения алюминия в раствор составляет 80–99% при его содержании в растворе 14–25 г/л, который можно использовать в качестве коагулянта или для производства глинозема. Целесообразность выделения концентратов редких и цветных металлов зависит от их содержания в исходных ЗШО (не менее 750 г/т для редких металлов). Извлечение в раствор составляет для кобальта 64–99%, церия 97–99%, лантана – 95–99%, циркония 51–64%, иттрия – 33–41%.

Комплексная переработка золошлаковых отходов от сжигания углей позволит снизить зависимость страны от импортного сырья, особенно алюминия, поскольку российские разведанные запасы бокситов имеют многолетнюю тенденцию сокращения [2].

[1] Лавриненко А. А., Кунилова И. В., Гольберг Г. Ю. Влияние низкотемпературного обжига золы от сжигания углей с щелочными реагентами на эффективность извлечения ценных компонентов. ГИАБ 10 (2023) 104–121.

[2] О состоянии и об охране окружающей среды Российской Федерации в 2023 году. Государственный доклад. (2024) 707.

INTEGRATED EXTRACTION OF VALUABLE COMPONENTS FROM ASH AND SLAG WASTE FROM COAL BURNING

A.A. Lavrinenko[1], I.V. Kunilova[1], I.O. Krylov[1], A.A. Pisareva[2]
[1] Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources
Russian Academy of Sciences, Russia, 111020, Moscow, Kryukovsky tup., 4,
kunilova_i@ipkonran.ru
[2]Mendeleev University of Chemical Technology,
Russia, 125047, Moscow, Miusskaya sq., 9

Ash and slag waste (ASW) from fuel combustion, which have significant volumes (approximately 1.5 billion tons), are secondary raw materials for various industries. Since ash and slag waste has a multicomponent composition, including compounds of silicon, aluminum, iron, alkali and alkaline earth metals, coal underburnt, as impurities– compounds of non-ferrous and rare metals, it is advisable to process them to obtain the corresponding commercial products.

The ICEMR RAS has developed economically advantageous schemes for the comprehensive extraction of secondary carbon-containing, iron-containing and aluminosilicate products from ash and slag waste (including fly ash). The carbon-containing product with a carbon content of 25–60% can be used as additional fuel at thermal power plants and ferroalloy production plants. The iron-containing product with an iron content of 43–48% obtained in one stage of wet magnetic separation can be used in the metallurgical and construction industries, the aluminosilicate product – in the construction and road-building industries. For certain types of dry ash and ASW, studies have been conducted on the extraction of aluminum and valuable impurities of rare and non-ferrous metals into solution from an aluminum-containing product with an Al_2O_3 content of 20–25% [1]. The degree of aluminum extraction into solution is 80–99% with its content in the solution of 14–25 g/l, which can be used as a coagulant or for the production of alumina. The feasibility of separating concentrates of rare and non-ferrous metals depends on their content in the original ASW (at least 750 g/t). Extraction into solution is 64–99% for cobalt, 97–99% for cerium, 95–99% for lanthanum, 51–64% for zirconium, and 33–41% for yttrium.

Complex processing of ash and slag waste from coal combustion will reduce the country's dependence on imported raw materials, especially aluminum, since Russia's proven bauxite reserves have a long-term downward trend [2].

[1] Lavrinenko A.A., Kunilova I.V., Golberg G.Yu. The effect of low-temperature roasting of ash from coal combustion with alkaline reagents on the efficiency of valuable component extraction. GIAB 10 (2023) 104–121.

[2] On the state and protection of the environment of the Russian Federation in 2023. State report. (2024) 707.

КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО АЛЮМИНИЙСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

А.С. Тужилин, Б.Г. Балмаев, Т.Н. Ветчинкина, Ю.В. Заблоцкая
Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН,
Россия, 119334, Москва, Ленинский проспект 49, astuzhilin@mail.ru

В условиях развивающейся индустриализации растет потребность в водных ресурсах для технологических нужд и очистке стоков. Источниками централизованного водоснабжения являются поверхностные и подземные воды, которые в последние годы подверглись существенному воздействию вредных факторов. Большая их часть подвергаются обработке с удалением избыточных примесей с помощью различных коагулянтов, которые получают в основном из дорогостоящего гидроксида алюминия. В этой связи актуальной задачей является поиск альтернативного сырья для получения коагулянтов [1]. К таким сырьевым источникам можно отнести Канашскую глину Чувашского месторождения и каолиновую глину Суворовского месторождения.

Химический анализ Канашской глины, выполненный методом атомно-эмиссионной спектроскопии с индукционной плазмой, показал следующие результаты, %: 66,1 SiO_2; 21,6 Al_2O_3; 1,64 Fe_2O_3; 1,02 TiO_2; 0,23 MgO; 0,16 CaO; 0,6 Na_2O; 1,8 K_2O; 0,1 SO_3. Каолиновая глина Суворовского месторождения содержит, %: 30,7 – 34,2 Al_2O_3; 1,5 – 4,5 Fe_2O_3; 47,5 – 50,8 SiO_2; 0,1 – 2 CaO и 7 – 17 П.П.П. Основными породообразующими минералами глин являются каолинит и кварц. В них практически нет таких вредных примесей как Sr, Cr, Cu, Be, Pb и др., которые могут оказать отрицательное влияние на состав полученных коагулянтов и загрязнять воду. Оптимальными условиями переработки канашской глины является сульфатизирующий обжиг при следующих условиях: концентрация раствора серной кислоты – 60%; температура обжига – 175°С; продолжительность спекания – 1 час; температура водного выщелачивания спёка – 95°С; продолжительность выщелачивания – 1 час; степень извлечения в раствор составила, %: Al_2O_3 – 75, Fe_2O_3 – 90. Для переработки каолиновой глины Суворовского месторождения проводили предварительное ее прокаливание при следующих условиях: температура прокаливания 650–700°С; продолжительность – 60–90 мин. Далее глину выщелачивали в течение 90 мин в 20%-ных растворах серной и соляной кислот при температуре 80–90°С. Степень извлечения Al_2O_3 из прокаленной глины в растворы серной кислоты составила 92–94%, в растворы соляной кислоты – 76–78%.

Полученные после разложения глин серной и соляной кислотами растворы, могут быть рекомендованы для применения в качестве смешанных алюможелезистых коагулянтов при очистке сточных вод.

[1]. B.G. Balmaev, A.S. Tuzhilin, T.N. Vetchinkina, YuV. Zablotskaya. Russian Metallurgy (Metally). *9 (2023) 1221.*

COMPLEX USE OF MINERAL ALUMINUM-CONTAINING RAW MATERIALS

A.S. Tuzhilin, B.G. Balmaev, T.N. Vetchinkina, Yu.V. Zablotskaya
A.A. Baykov Institute of Metallurgy and Materials Science, Moscow, Russia
astuzhilin@mail.ru

In the context of developing industrialization, the need for water resources for technological needs and wastewater treatment is growing. The sources of centralized water supply are surface and groundwater, which in recent years have been significantly affected by harmful factors. Most of them are treated to remove excess impurities using various coagulants, which are obtained mainly from expensive aluminum hydroxide. In this regard, an urgent task is to search for alternative raw materials for the production of coagulants [1]. Such raw material sources include Kanash clay from the Chuvash deposit and kaolin clay from the Suvorov deposit.

Chemical analysis of kanash clay, performed by atomic emission spectroscopy with induction plasma, showed the following results,%: 66,1 SiO_2; 21,6 Al_2O_3; 1,64 Fe_2O_3; 1,02 TiO_2; 0,23 MgO; 0,16 CaO; 0,6 Na_2O; 1,8 K_2O; 0,1 SO_3. Kaolin clay of the Suvorov deposit contains,%: 30,7 – 34,2 Al_2O_3; 1,5 – 4,5 Fe_2O_3; 47,5 – 50,8 SiO_2; 0,1 – 2 CaO and 7 – 17 P.P.P. The main rock-forming minerals of clays are kaolinite and quartz. They practically do not contain such harmful impurities as Sr, Cr, Cu, Be, Pb, etc., which can have a negative effect on the composition of the resulting coagulants and pollute water. The optimal conditions for processing Kanash clay is sulfatizing firing under the following conditions: concentration of sulfuric acid solution – 60%; firing temperature – 175°C; sintering duration – 1 hour; temperature of water leaching of cake – 95°C; leaching duration – 1 hour; the degree of extraction into solution was, %: Al_2O_3 – 75, Fe_2O_3 – 90. To process kaolin clay from the Suvorov deposit, it was pre-calcined under the following conditions: calcination temperature 650-700 °C; duration – 60–90 minutes. Next, the clay was leached for 90 minutes in 20% solutions of sulfuric and hydrochloric acids at a temperature of 80–90°C. The degree of extraction of Al_2O_3 from calcined clay into sulfuric acid solutions was 92–94%, into hydrochloric acid solutions – 76–78%. The solutions obtained after the decomposition of clays with sulfuric and hydrochloric acids can be recommended for use as mixed aluminum-iron coagulants in wastewater treatment.

[1]. B.G. Balmaev, A.S. Tuzhilin, T.N. Vetchinkina, YuV. Zablotskaya. Russian Metallurgy (Metally). 9 (2023) 1221.

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА АПАТИТ-НЕФЕЛИНОВОЙ РУДЫ

***Т.Н. Ветчинкина*, А.С. Тужилин, Б.Г. Балмаев**
Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН,
Россия, 119334, Москва, Ленинский проспект 49
tvetchinkina@yandex.ru

Апатит-нефелиновая руда является высококачественным сырьем при производстве удобрений. Нефелин $NaK_3[AlSiO_4]_4$, входящий в состав руды, извлекается в виде нефелинового концентрата (хвостов) и является сырьем для производства металлургического глинозема. Спрос на апатитовый концентрат все время возрастает, а в хвостохранилищах обогатительных фабрик накопилось более 800 млн тонн отходов, содержащих сотни миллионов тонн нефелина [1].

Предложенный щелочно-хлорный способ переработки нефелинового концентрата Кольского полуострова (исследования проводились ИМЕТ РАН совместно с АО ВАМИ) предусматривает спекание нефелина с известняком по обычной щелочной технологии. Образующийся при выщелачивании спека белитовый шлам после промывки поступает на производство цемента, а необескремненный алюминатный раствор подвергается карбонизации при 40°С с выделением гидроксида алюминия, содержащего 2,0–2,5% масс. гидроалюмосиликата натрия. Гидроксид алюминия прокаливается при 700°С с получением чернового глинозема, хлорирование которого проводится в печах кипящего слоя в присутствии нефтяного кокса. Образующиеся хлориды после очистки от примесей направляется на электролиз.

Применение щелочно-хлорного способа при переработке нефелинового сырья по сравнению с существующим способом спекания упрощает технологию, т.к. устраняется энергоемкое двухстадийное обескремнивание [2].

Перспектива развития хлорного способа получения алюминия, состоящего из двух основных переделов: производства хлорида алюминия и его электролиза, возможна на основе качественной перестройки технологии и аппаратуры [3].

[1] А.Ш. Гершенкоп, М.С. Хохуля, Т.Н. Мухина. Вестник Кольского научного центра РАН. 1 (2010) 4.

[2] Т.Н. Ветчинкина. Металлы. 6 (2022) 3.

[3] Т.Н. Ветчинкина, Б.Г. Балмаев, А.С. Тужилин. Электрометаллургия. 12 (2020) 3.

COMPLEX PROCESSING OF APATITE-NEPHELINE ORE

T.N. Vetchinkina, A.S. Tuzhilin, B.G. Balmaev
A.A. Baykov Institute of Metallurgy and Materials Science, Moscow, Russia
tvetchinkina@yandex.ru

Apatite-nepheline ore is a high-quality raw material for the production of fertilizers. Nepheline $NaK_3[AlSiO_4]_4$, which is part of the ore, is extracted in the form of nepheline concentrate (tailings) and is a raw material for the production of metallurgical alumina. The demand for apatite concentrate is increasing all the time, and more than 800 million tons of waste containing hundreds of millions of tons of nepheline have accumulated in the tailings of processing plants [1].

The proposed alkali-chlorine method for processing nepheline concentrate from the Kola Peninsula (research was carried out by IMET RAS jointly with VAMI) involves sintering nepheline with limestone using conventional alkaline technology. Belite sludge, formed when cake is leached after washing, is used to produce cement and a solution of non-siliconized aluminate undergoes carbonization at 40°C with the release of aluminum hydroxide containing 2.0–2.5% wt. sodium hydroaluminosilicate. Aluminum hydroxide is calcined at 700°C to produce crude alumina, which is chlorinated in fluidized bed furnaces in the presence of petroleum coke. The resulting chlorides, after being purified from impurities, are sent for electrolysis.

The use of the alkali-chlorine method when processing nepheline raw materials, compared to the existing sintering method, simplifies the technology, because energy-intensive two-stage desiliconization is eliminated [2].

The prospect of developing a chlorine method for the production of aluminum, consisting of two main stages: the production of aluminum chloride and its electrolysis, is possible on the basis of a qualitative restructuring of technology and equipment [3].

[1] A.Sh. Gershenkop, M.S. Khokhulya, T.N. Mukhina. Bulletin of the Kola Scientific Center of the Russian Academy of Sciences. 1 (2010) 4.

[2] T.N. Vetchinkina. Metals. 6 (2022) 3.

[3] T.N. Vetchinkina, B.G. Balmaev, A.S. Tuzhilin. Electrometallurgy. 12 (2020) 3.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА СЕКВЕСТРАЦИИ ДИОКСИДА УГЛЕРОДА ШЛАКАМИ МУСОРОСЖИГАЮЩИХ ЗАВОДОВ

***К.А. Воробьев*[1,2]**

[1]Российский университет дружбы народов им. Патриса Лумумбы, Россия, 117198, Москва, ул. Миклухо-Маклая, 6

[2]Институт проблем комплексного освоения недр РАН им. Н.В. Мельникова Россия, 111020, Москва, Крюковский туп., 4

k.vorobyev98@mail.ru

Рост объемов твердых коммунальных отходов (ТКО) требует развития эффективных методов их утилизации. Одним из перспективных направлений является использование образующихся при сжигании шлаков в качестве сорбента для секвестрации CO_2. Минеральная карбонизация позволяет связывать углерод в виде устойчивых карбонатов, снижая объемы выбросов парниковых газов [1, 2].

В качестве объектов исследования использованы шлаки, отобранные с мусоросжигающего завода №3 ГУП Экотехпром. Их минеральный состав определен методом рентгенофазового анализа (РФА), морфология изучена с помощью сканирующей электронной микроскопии (СЭМ). Эксперименты по карбонизации проведены в герметичной камере при температурах 20–150°C и давлениях 0,5–1,5 атм. Количество связанного CO_2 оценивалось методом термогравиметрического анализа.

Результаты РФА показали, что в составе шлаков преобладают кальцит ($CaCO_3$), периклаз (MgO) и алюмосиликаты. Проведенные испытания подтвердили способность шлаков связывать CO_2 с образованием карбонатов кальция и магния. Максимальная степень связывания CO_2 (75,3 г/кг) достигнута при 43°C и 1 атм. При дальнейшем повышении температуры эффективность процесса снижается, что объясняется дегидратацией активных компонентов.

По результатам РФА и СЭМ, в шлаках преобладают оксиды и силикаты, такие как кварц, алюмосиликаты, а также остаточные включения металлов и оксидов металлов. В небольших количествах могут присутствовать сульфаты и карбонаты, образовавшиеся в процессе сжигания. Отдельные зерна и включения включают в себя кальцит, периклаз, магнетит, гематит и частицы не сгоревшего материала.

[1] Е. Колодежная, И. Шадрунова, М. Гаркави Потенциал использования шлаков мусоросжигательных установок для связывания углекислого газа. Экология и промышленность России. 2022;26(3):40–45.

[2] И. Шадрунова, Е. Колодежная, О. Горлова, К. Воробьев Разработка концепции комплексной переработки отходов мусоросжигательных установок. Экология и промышленность России. 2025;29(2):4–11.

TECHNOLOGICAL EVALUATION OF CARBON DIOXIDE SEQUESTRATION BY WASTE INCINERATION PLANT SLAGS

***K.A. Vorobyev*[1,2]**
[1]RUDN University named after Patrice Lumumba,
Russia, 117198, Moscow, Mikluho-Maklaya str., 6
[2]Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Russia, 111020, Moscow, Kryukovsky tupik, 4
k.vorobyev@mail.ru

The increasing volume of municipal solid waste (MSW) necessitates the development of effective waste disposal methods. One promising approach is the utilization of incineration slags as a sorbent for CO_2 sequestration. Mineral carbonation offers a pathway to bind carbon in the form of stable carbonates, thus mitigating greenhouse gas emissions [1, 2].

The research objects were incineration slags collected from Waste Incineration Plant No.3 «EkoTechprom». The mineral composition was determined using X-ray diffraction (XRD), and morphology was examined by scanning electron microscopy (SEM). Carbonation experiments were conducted in a hermetically sealed chamber at temperatures ranging from 20 to 100°C and pressures from 0.5 to 1.5 atm. The amount of CO_2 bound was quantified using thermogravimetric analysis (TGA).

XRD analysis revealed that the slags primarily consisted of calcite ($CaCO_3$), periclase (MgO), and aluminosilicates. The conducted experiments confirmed the ability of the slags to sequester CO_2 with the formation of calcium and magnesium carbonates. The maximum CO_2 binding efficiency (75.3 g/kg) was achieved at 43°C and 1 atm. Further increases in temperature resulted in a decline in the process efficiency, which is attributed to the dehydration of active components.

Microscopic analysis and X-ray diffraction revealed that the slags are dominated by oxides and silicates, such as quartz and aluminosilicates, along with residual inclusions of metals and metal oxides. Sulphates and carbonates, formed during the incineration process, may also be present in minor quantities. Individual grains and inclusions include calcite, periclase, magnetite, hematite, and uncombusted material particles.

[1] E. Kolodezhnaya, I. Shadrunova, M. Garkavi Potential of Using Waste Incinerator Slag to Sequester Carbon Dioxide. Ecology and Industry of Russia. 2022;26(3):40–45.

[2] I. Shadrunova, E. Kolodezhnaya, O. Gorlova, K. Vorobyev Development of a Concept for Integrated Processing of Waste Incinerator Plants. Ecology and Industry of Russia. 2025;29(2):4–11.

ИССЛЕДОВАНИЕ НА ИЗМЕЛЬЧАЕМОСТЬ ДВУСТАДИЙНО ОХЛАЖДЕННЫХ ШЛАКОВ

Н.М. Аскарова[1], Н.Э. Ахмедова[1]

[1]Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета, Алмалык. Узбекистан

В настоящее время имеются множество технологий по обеднению шлаков медного производства и причиной сложности переработки шлаков является их абразивность и высокая твердость, особенно это препятствует при предварительной подготовке. Для решения задачи экономической эффективности флотации медного шлака исследовано измельчаемость двухстадийно охлажденный шлака, а также расход брони и мелющих тел при их измельчении. [1].

На основании исследования технологии двухстадийного охлаждения шлаков медного производства на медно-обогатительной фабрике – 2 АО «Алмалыкский ГМК» приводится в табл. 1.

Таблица 1

Результаты измельчения естественно и двухстадийно охлажденного отвального шлака в шаровой мельнице до класса – 0,074 мм

№ Пробы	Время измельчения, мин			
	100	110	120	130
1	75%	87%	–	–
2	68%	80 %	91%	–
3	60%	77%	90%	–
4	42%	57%	72%	85%

Из результатов измельчения естественно и двухстадийно охлажденного отвального шлака табл. 1 видно, что измельчаемость двухстадийно охлажденного отвального шлака проба – 1 достигает 87% класса – 0,074 мм при продолжительности измельчения 110 минут, проба – 2 91% класса – 0,074 мм при продолжительности измельчения 120 минут, проба – 3 90% класса – 0,074 мм при продолжительности измельчения 120 минут, проба – 4 естественно охлажденный шлак всего 85% класса – 0,074 мм при продолжительности измельчения 130 минут.

[1] Аскарова Н. М., Самадов А. У. Инновационный подход к подготовке отвальных шлаков медного производства для дальнейшей переработки //Universum: технические науки. – 2020. – №. 11–5 (80). – С. 45–47.

RESEARCH OF THE GRINDABILITY OF TWO-STAGE COLDED SLAGS

N.M. Askarova[1], N.E. Axmedova[1]
[1]Almalyk branch of Tashkent State Technical University, Almalyk. Uzbekistan

Currently, there are numerous technologies for processing copper production slags, and the reason for the complexity of slag processing is their abrasiveness and high hardness, which particularly hinders preliminary preparation. To address the issue of economic efficiency in copper slag flotation, a study was conducted on the grindability of two-stage cooled slag, as well as the consumption of lining and grinding media during the grinding process [1].

Based on research on the technology of two-stage cooling of copper production slags at the 2nd copper processing plant of JSC "Almalyk MMC," it is presented in Table 1.

Table 1

The results of grinding naturally and two-stage-cooled slag in a ball mill up to the -0.074 mm grade were obtained

Nº Samples	Grinding time, min			
	100	110	120	130
1	75%	87%	–	–
2	68%	80%	91%	–
3	60%	77%	90%	–
4	42%	57%	72%	85%

From the results of grinding the naturally and two-stage cooled slag, Table. From Figure 1, it can be seen that the grindability of the two-stage cooled slag sample – 1 reaches 87% class – 0.074 mm with a grinding duration of 110 minutes, sample – 2 91% class – 0.074 mm with a grinding duration of 120 minutes, sample – 3 90% class – 0.074 mm with a grinding duration of 120 minutes, sample – 4 naturally cooled slag of only 85% class – 0.074 mm with a grinding duration of 130 minutes.

[1] Askarova N.M., Samadov A.U. An innovative approach to preparing copper production waste slag for further processing // Universum: technical sciences. – 2020. – No.11–5 (80). – P. 45–47.

ПОЛУЧЕНИЕ СПЛАВОВ СИСТЕМЫ Fe-Si МЕТОДОМ КАРБОТЕРМИЧЕСКОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ СМЕСИ КРАСНОГО ШЛАМА И КРАСНОЙ ОКАЛИНЫ

***Н.А. Масленников*[1], Ю.В. Конюхов[1], Рита Ханна[2], Д.В. Зиновеев[1]**

[1]Университет науки и технологий МИСИС,
Россия, 119049, Москва, Ленинский пр., 4, стр. 1
masl.nik2000@gmail.com
[2]Университет Нового Южного Уэльса, Сидней,
Новый Южный Уэльс, Австралия

Производство алюминия занимает второе место в металлургии после стали и продолжает расти из-за спроса на цветные металлы. Однако это приводит к накоплению красного шлама (КШ) – побочного продукта при получении глинозема методом Байера. Хранение КШ создает экологические проблемы, стимулируя поиск рентабельных способов его переработки. Ежегодно публикуется более 10 000 исследований на эту тему.

При горячей прокатке стальных листов образуется замасленная окалина, которую удаляют механически. Затем листы травят соляной кислотой для удаления оксидов. Отработанный раствор содержит кислоту, хлориды железа и компоненты стали. После сушки при 800°C образуется красная окалина (КО), состоящая в основном из α-Fe_2O_3 (более 99%) с примесями легирующих элементов и хлора. Средний размер частиц КО – 142 нм, что делает её перспективным материалом для извлечения железа.

Содержание железа в КШ невелико для его рентабельного извлечения, поэтому, учитывая, что обогащение красного шлама неэффективно, представляет интерес совместная переработка КШ и КО с получением сплавов на основе железа. Целью настоящей работы являлось получение ферросплавов из КШ и КО методом карботермического восстановления при температурах 1600–1700°C.

При проведении исследований использовались КШ, полученные на Павлодарском алюминиевом заводе, на Уральском алюминиевом заводе после выщелачивания Na известковым раствором и до выщелачивания, КО со сталепрокатного завода компании ArcelorMittal (г. Темиртау, Казахстан) и чешуйчатый графит.

Проведенные исследования показали, что добавление к КШ высокодисперсной КО, основным компонентом которой является α-Fe_2O_3, приводит к увеличению среднего размера металлических частиц в образцах после восстановления. При нагреве до температур 1600–1700°C наблюдается восстановление кремния с последующим образованием интерметаллидной фазы Fe_3Si. Установлено, что содержание кремния в сплаве обратно пропорционально концентрации оксида кальция в исходном шламе: снижение доли CaO способствует увеличению количества кремния в конечном продукте. Отмечено, что содержание кремния в металле варьируется в диапазоне от 4,6 до 17%.

PREPARATION OF Fe-Si ALLOYS BY CARBOTHERMAL REDUCTION OF A MIXTURE OF RED MUD AND RED MILL SCALE

***N.A. Maslennikov*[1], *Y.V. Konyukhov*[1], *Rita Khanna*[2], *D.V. Zinoveev*[1]**
[1]*University of Science and Technology MISIS,*
Russia, 119049, Moscow, Leninsky Prospekt, 4, pp. 1
masl.nik2000@gmail.com
[2]*University of New South Wales, Professor, Sydney, New South Wales, Australia*

Aluminium production is the second largest metallurgical industry after steel and continues to grow due to the demand for non-ferrous metals. However, this leads to the accumulation of red mud (RM) – a by-product of alumina production via the Bayer process. The storage of RM creates environmental problems, stimulating the search for cost-effective recycling methods of it. More than 10,000 publications on this topic are published annually.

Hot rolling of steel plates produces oily scale, which is removed mechanically. The sheets are then pickled with hydrochloric acid to remove the oxides. The spent solution contains acid, iron chlorides and steel components. After drying at 800°C, red mill scale (RMS) is formed, consisting mainly of α-Fe_2O_3 (more than 99%) with impurities of alloying elements and chlorine. The average particle size of RMS is 142 nm, which makes it a promising material for iron recovery.

The iron concentration in RM is too low for its cost-effective extraction, therefore, taking into account that RM enrichment is ineffective, the joint processing of RM and RMS with the production of iron-based alloys is of interest. The aim of the present work was to obtain ferroalloys from RM and RMS by carbothermal reduction at temperatures of 1600–1700°C.

RM samples from the Pavlodar Aluminum Plant (Kazakhstan), the Ural Aluminium Plant (Russia) after sodium leaching with lime solution and before leaching, RMS from steel rolling plant of ArcelorMittal (Temirtau, Kazakhstan) and flake graphite were used in the research.

The results showed that the addition of highly dispersed RMS, the main component of which is α-Fe_2O_3, leads to an increase in the average size of metal particles in the treated samples. Upon heating to temperatures of 1600-1700 °C, silicon reduction followed by the formation of Fe_3Si intermetallic phase is observed. It was found that the silicon content in the alloy is inversely proportional to the concentration of calcium oxide in the initial red mud: a decrease in CaO a decrease in CaO promotes higher silicon content in the final product. The silicon content in the metal was observed to range from 4.6% to 17%.

НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЕРОСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ В НОРИЛЬСКОМ ПРОМЫШЛЕННОМ РАЙОНЕ

***Т.А. Опарина*[1]**

[1]Иркутский национальный исследовательский технический университет, г. Иркутск, Россия, martusina2@yandex.ru

Под качеством отходов понимается их способность удовлетворять потребности в конкретном виде сырья, энергии при одновременном снижении отрицательного воздействия на элементы природной среды. Повышение качества отходов означает их способность быть более эффективным источником сырья, энергии с более высокими потребительными свойствами при относительном уменьшении отрицательного воздействия на природную среду в сравнении с альтернативными способами их использования.

Таким образом, проектный подход к оценке качества ресурсопользования и самих отходов означает, в конечном счете, эволюцию применяемых по отношения к данному ресурсному объекту, технологий и оценку качества проектных решений.

Образующиеся выбросы сернистого ангидрида в соответствии с «Серной программой» НГМК перерабатываются в серную кислоту с последующей нейтрализацией известняком (рудник «Мокулаевский») в объеме 6,5 млн. т в год с последующей закладкой в гипсохранилище. Инвестиционные затраты на реализацию «Серной программы» составят порядка 180 млрд. руб.

Альтернативный проект, на наш взгляд, заключается в организации в районе Норильского промышленного района производства двойного суперфосфата из привозного апатитового концентрата (Мурманская область) с последующей закладкой образующегося фосфогипса в подготовленное к настоящему времени хвостохранилище. Возможно также извлечение из фосфогипса редкоземельных элементов.

Получение элементарной серы на НГМК в объеме около 90 тыс. т в год производится методом Клауса путем восстановления сернистого ангидрида конверсированным природным газом. В то же время имеется возможность замены существующей технологии окислительного автоклавного выщелачивания на автоклавный процесс «ангидридного» выщелачивания пирротинового концентрата. По этому способу элементная сера формируется из двух источников – сульфидов (пирротинового концентрат) и газа-реагента – диоксида серы (отходящих газов печей Ванюкова). В результате в товарный продукт извлекается 30% исходной серы, удаляется 80–90 % железа в виде гидратных хвостов, и получить автоклавный сульфидный концентрат в 3–4 раза более обогащенным цветными металлами, чем исходный пирротиновый.

WAYS TO IMPROVE THE QUALITY OF USE OF SULFUR-CONTAINING WASTE IN THE NORILSK INDUSTRIAL DISTRICT

***T.A. Oparina*[1]**
[1]Irkutsk National Research Technical University, Irkutsk, Russia
martusina2@yandex.ru

The quality of waste is understood as its ability to meet the needs of a specific type of raw materials and energy while reducing the negative impact on the elements of the natural environment. Improving the quality of waste means its ability to be a more efficient source of raw materials and energy with higher consumption properties while reducing the negative impact on the environment in comparison with alternative methods of their use.

Thus, the design approach to assessing the quality of resource management and waste itself means, ultimately, the evolution of the technologies applied to this resource facility and the assessment of the quality of design solutions.

The resulting sulfur dioxide emissions are processed into sulfuric acid in accordance with the NMMC's «Sulfur Program», followed by neutralization with limestone (Mokulaevsky mine) in the amount of 6.5 million tons per year, followed by storage in a gypsum storage facility. The investment costs for the implementation of the «Sulfur Program» will amount to about 180 billion rubles.

An alternative project, in our opinion, is to organize the production of double superphosphate from imported apatite concentrate in the Norilsk industrial district (Murmansk Region), followed by the laying of the resulting phosphogypsum in a tailing dump prepared to date. Extraction of rare earth elements from phosphogypsum is also possible.

The production of elemental sulfur at NGMK in the amount of about 90 thousand tons per year is carried out by the Claus method by reducing sulfur dioxide with converted natural gas. At the same time, it is possible to replace the existing technology of oxidative autoclave leaching with an autoclave process of «anhydride» leaching of pyrrhotite concentrate. By this method, elemental sulfur is formed from two sources – sulfides (pyrrhotite concentrate) and a reagent gas, sulfur dioxide (exhaust gases from Vanyukov furnaces). As a result, 30% of the initial sulfur is extracted into the commercial product, 80–90% of iron is removed in the form of hydrate tailings, and an autoclave sulfide concentrate is obtained 3–4 times more enriched in non-ferrous metals than the initial pyrrhotite.

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ АПАТИТ-НЕФЕЛИНОВОЙ РУДЫ ДЛЯ ДЕФТОРИРОВАНИЯ СТОЧНЫХ ВОД

***Ю.Д. Пересунько*[1], *Е.Н. Кузин*[1], *С.В. Азопков*[1]**

[1]Российский химико-технологического университет им. Д.И. Менделеева, Россия, 125480, г. Москва, ул. Героев Панфиловцев д. 20, email: yperesunko@mail.ru

Неуклонный рост мощностей добывающей, обогатительной и перерабатывающей промышленностей увеличивает нагрузку на объекты окружающей природной среды. Загрязнение водных объектов вблизи месторождений, отчуждение огромных территорий под размещение отходов диктует необходимость в разработке комплексных ресурсосберегающих технологий использования минерального сырья.

Одним из ярких примеров невостребованных крупнотоннажных отходов являются нефелиновые хвосты образующийся в количестве 0,7–0,8 тонн нефелиновых хвостов на 1 тонну товарного апатитового концентрата. Известно несколько способов переработки нефелина, однако ни одна из них не получила промышленной реализации.

Одним из наиболее перспективных направлений использования нефелинового концентрата являются процессы водоочистки.

Добыча и переработка апатита приводит к образованию огромных объемов сточных вод с высоким содержанием фторид-ионов и низкими значениями pH (<2), которые требуют комплексного подхода к их очистке.

Известно, что для очистки сточных вод от фторид-ионов эффективно применяют реагенты (коагулянты/сорбенты) на основе соединений алюминия. Учитывая вышесказанное перспективным направлением исследований, становится оценка возможности использования нефелинового концентрата, содержащего до 30% Al_2O_3, для дефторирования сточных вод.

В рамках проведенных исследований доказано, что применение нефелинового концентрата в качестве хемосорбента в соотношении Al:F = 0,5:1, определенном в соответствии с уравнением реакции 1, в процессах очистки сточных вод позволяет удалять фторид-ион на 99% [1]:

$$Al_2O_3 + 3HF \rightarrow AlF_3 + 3H_2O. \quad (1)$$

Дальнейшие исследования направлены на получение комплексного реагента из отходов добывающей промышленности, который позволит производить более глубокую очистку при меньших удельных затратах.

[1] Способ очистки сточных вод от фторидов пат. РФ № 2821799; опубл. 26.06.2024.

PROSPECTS OF USING TAILINGS OF APATITE-NEPHELINE ORE PROCESSING FOR WASTEWATER DEFLUORINATION

***Y.D. Peresunko*[1], E.N. Kuzin[1], S.V. Azopkov[1]**
[1]D. Mendeleev University of Chemical Technology of Russia,
125480, Moscow, 20 Geroyev Panfilovtsev str.,
email: yperesunko@mail.ru

The steady growth of the capacities of the mining, processing and processing industries increases the burden on the natural environment. Pollution of water bodies near deposits, alienation of vast territories for waste disposal dictates the need to develop integrated resource-saving technologies for the use of mineral raw materials.

One of the most striking examples of unclaimed large-tonnage waste is nepheline tailings, which are formed in the amount of 0,7–0,8 tons of nepheline tailings per 1 ton of commercial apatite concentrate. There are several known methods of processing nepheline, but none of them has been commercially implemented.

One of the most promising areas of use of nepheline concentrate is water treatment processes.

The extraction and processing of apatite leads to the formation of huge volumes of wastewater with a high content of fluoride ions and low pH values (<2), which require an integrated approach to their treatment.

It is known that reagents (coagulants/sorbents) based on aluminum compounds are effectively used for wastewater treatment from fluoride ions. Considering the above, a promising area of research is the assessment of the possibility of using nepheline concentrate containing up to 30% Al_2O_3 for wastewater defluorination.

As part of the research, it has been proven that the use of nepheline concentrates as a chemosorbent in the ratio Al:F = 0,5:1, determined in accordance with reaction equation 1, in wastewater treatment processes allows for the removal of fluoride ion by 99% [1]:

$$Al_2O_3 + 3HF \rightarrow AlF_3 + 3H_2O. \quad (1)$$

Further research is aimed at obtaining a complex reagent from the waste of the extractive industry, which will allow for deeper purification at lower unit costs.

[1] Способ очистки сточных вод от фторидов пат. РФ № 2821799; опубл. 26.06.2024.

УТИЛИЗАЦИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД В ПРОИЗВОДСТВЕ ПОРТЛАНДЦЕМЕНТА

Т.И. Шакаров[1], А.А. Мухамедбаев[1], И.И. Рахманов[1], Ш.Ш. Рустамов[2],
[1]Алмалыкский филиал МИСИС, Алмалык, Узбекистан
[2]«Алмалыкский ГМК» МОФ-2, Алмалык, Узбекистан
shakarovtulkin@gmail.com

Концепция устойчивого развития горно-перерабатывающей промышленности нацелена в первую очередь на решение задач в области охраны окружающей среды. Основой концепции при этом является переход на безотходное производство. Переход на безотходную технологию должен состоять из двух этапов. На первом этапе перерабатываются ранее образовавшиеся в процессе производства отходы. На втором этапе организуется комплексная технология переработки сырья с учетом модернизации производственных процессов.

В данной работе представлены экспериментальные результаты получения портландцемента с использованием флотоотхода АО «Алмалыкский ГМК». Нельзя упускать из виду и тот факт, что утилизация отходов производства является реальным шансом общества в сохранении природной среды и ее ресурсов.

Флотационные отходы медно-молибденовых руд образуются в большом количестве при флотационном обогащении руды на АО «Алмалыкский ГМК». Процесс флотации осуществляется в механических и пневмомеханических флотомашинах. При обогащение руды пенный продукт основной флотации направляется на 2-х кратную перечистку концентрата, а камерный продукт – на контрольную флотацию, а хвосты контрольной флотации являются отвальными.

Учитывая то, что эффективным способом повышения активности минеральной добавки к портландцементу считается её термоактивация [1,2], нами была проведена термоактивация отхода флотации медно-молибденовых руд в температурном интервале 700–900°С с изотермической выдержкой при конечной температуре в течение 3 ч. Результаты исследований показали, что максимальная пуццоланическая активность отхода флотации медно-молибденовых руд достигается при температуре 800°С.

Цементы, полученные путем совместного помола клинкера, минеральной добавки и гипсового камня показывают стабильные технологичные и прочностные показатели и соответствуют по всем параметрам требованиям ГОСТ 31108-2022 «Цементы общестроительные. Технические условия».

[1] Патент № IAP 05948 UZ. Способ приготовления добавки к цементу / Мухамедбаев Аг.А., Камилов Х.Х., Мухамедбаев А.А., Пиримов Т.Ж. – Опуб. 06.08.2019. – Бюл. № 9.

[2] Бутт Ю.М., Сычев М.М., Тимашев В.В. Химическая технология вяжущих материалов / Под ред. Тимашева В.В. – М.: Высш. школа, 1980.

TECHNOGENIC WASTE RECYCLING FROM FLOTATION OF COPPER-MOLYBDENUM ORES IN PORTLAND CEMENT PRODUCTION

T.I. Shakarov[1], A.A. Mukhamedbaev[1], I.I. Raxmanov[1], Sh.Sh. Rustamov[2]
[1]Almalyk branch of MISIS, Almalyk, Uzbekistan
[2]JSC "Almalyk MMC" MOF-2, Almalyk, Uzbekistan
shakarovtulkin@gmail.com

The concept of sustainable development of mining and processing industry is aimed primarily at solving problems in the field of environmental protection. The basis of the concept is the transition to waste-free production. The transition to waste-free technology should consist of two stages. At the first stage, waste previously generated during the production process is processed. At the second stage, a comprehensive technology for processing raw materials is organized, taking into account the modernization of production processes.

This paper presents the experimental results of producing Portland cement using flotation waste from Almalyk MMC JSC. We must not lose sight of the fact that recycling industrial waste is a real chance for society to preserve the natural environment and its resources.

Flotation waste of copper-molybdenum ores is formed in large quantities during flotation enrichment of ore at Almalyk MMC JSC. The flotation process is carried out in mechanical and pneumomechanical flotation machines. When ore is enriched, the foam product of the main flotation is sent for 2-fold re-cleaning of the concentrate, and the chamber product is sent to control flotation, and the tailings of the control flotation are waste.

Taking into consideration that thermal activation is considered an effective way to increase the activity of a mineral additive to Portland cement [1,2], we carried out thermal activation of the flotation waste of copper-molybdenum ores in the temperature range of 700–900°C with isothermal exposure at the final temperature for 3 hours. The research results showed that the maximum pozzolanic activity of the flotation waste of copper-molybdenum ores is achieved at a temperature of 800°C.

The cement obtained by joint grinding of clinker, mineral additives and gypsum stone show stable technological and strength indicators and comply in all respects with the requirements of GOST 31108-2022 "General construction cements. Technical conditions".

[1] Patent No. IAP 05948 UZ. Method for preparing cement additives / Mukhamedbaev Ag.A., Kamilov Kh.Kh., Mukhamedbaev A.A., Pirimov T.Zh. – Publ. 08/06/2019. – Bull. No. 9.

[2] Butt Yu.M., Sychev M.M., Timashev V.V. Chemical technology of binders / Ed. Timasheva V.V. – M.: Higher. school, 1980.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ФЛОТООТХОДА МОФ-2 АО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК» ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ СЫРЬЕВОЙ СМЕСИ ПОРТЛАНДЦЕМЕНТНОГО КЛИНКЕРА

Т.И. Шакаров[1], А.А. Мухамедбаев[1], И.К. Маттусаев[2], З.Т. Турди-Ахунова[2]
[1]Алмалыкский филиал НИТУ МИСИС, Алмалык, Узбекистан
[2]АО «Алмалыкский ГМК» МОФ-2, Алмалык, Узбекистан
shakarovtulkin@gmail.com

Портландцементный клинкер – это полуфабрикат для производства портландцемента. Портландцементный клинкер получают путём обжига до спекания шихты, состоящей из известняка, глины или других материалов, обеспечивающих образование в клинкере силикатов кальция, алюминатной и алюмоферритной фазы [1].

В данной работе представлены экспериментальные результаты получения портландцементного клинкера с использованием флотоотхода МОФ-2 АО «Алмалыкский ГМК».

Флотационные техногенные отходы медно-молибденовых руд образуются в большом количестве при флотационном обогащении руды на МОФ-2 АО «Алмалыкский ГМК» и на сегодняшний день запасы этих отходов в отвалах огромные. Флотационные отходы медно-молибденовых руд представляют собой мелкодисперсный продукт сероватого цвета с размером частиц менее 0,071 мм. По себестоимости они несколько раз ниже, чем природные ископаемые и железосодержащие добавки, являющиеся техногенными отходами (огарки, шлаки, окалины) используемых в цементной промышленности. Кроме того, флотационные отходы медно-молибденовых руд относится к легкоплавким материалам, так как, температура плавления находится в пределах 1150–1250°С.

Содержание в составе флотоотходов медно-молибденовых руд оксида титана (TiO_2 – 0,34–0,37%), оксида бария (BaO – 0,10–0,12%), оксида марганца (MnO – 0,07–0,08%), оксида цинка (ZnO – 0,04–0,12%), оксида фосфора (P_2O_5 – 0,09–0,16%) и их одновременное действие благоприятно сказывается на реакционной способности системы, улучшает образование C_3S, C_2S, C_3A и C_4AF. Получение клинкера при температуре обжига на 70–100°С ниже общепринятой, приводит к снижению расхода технологического топлива.

Технология приготовления сырьевой смеси включает подготовку компонентов, дробление и совместный помол. Остаток на сите с сеткой №008 не должен превышать 20%.

Приготовленная сырьевая смесь подвергается ступенчатому нагреву, спеканию при 1350–1420°С в течение 30 минут. Полученный клинкер размалывают в мельнице до остатка на сите с сеткой №008 не более 12%.

[1] Болдырев А.С., Золотов П.П. Строительные материалы. Справочник. – М.: Стройиздат, 1980.

EFFECTIVENESS OF FLOOT WASTE USAGE MOF-2 JSC "ALMALYK MMC" FOR OBTAINING RAW MIXTURE OF PORTLAND CEMENT CLINKER

T.I. Shakarov[1], A.A. Mukhamedbaev[1], I.K. Matmusaev[2], Z.T. Turdi-Akhunova[2]
[1]Almalyk branch of NUST MISIS, Almalyk, Uzbekistan
[2] JSC "Almalyk MMC" MOF-2, Almalyk, Uzbekistan
shakarovtulkin@gmail.com

Portland cement clinker is a semi-finished product which is used for the production of Portland cement. Portland cement clinker is produced by firing before sintering a charge consisting of limestone, clay or other materials that ensure the formation of calcium silicates, aluminate and aluminoferrite phases in the clinker [1].

This paper presents the experimental results of producing Portland cement clinker using flotation waste MOF-2 of Almalyk MMC JSC.

Flotation technogenic waste of copper-molybdenum ores is formed in large quantities during flotation enrichment of ore at the Almalyk MMC JSC, and today the reserves of this waste in dumps are huge. Flotation waste of copper-molybdenum ores is a fine, grayish product with a particle size of less than 0,071 mm. Their cost is several times lower than natural minerals and iron-containing additives, which are man-made waste (cinders, slag, scale) used in the cement industry. In addition, flotation waste of copper-molybdenum ores is a low-melting material, since the melting point is in the range of 1150–1250°C.

Contents of flotation waste copper-molybdenum ores of titanium oxide (TiO_2 – 0,34–0,37%), barium oxide (BaO – 0,10–0,12%), manganese oxide (MnO – 0,07–0,08%), zinc oxide (ZnO – 0,04–0,12%), phosphorus oxide (P_2O_5 – 0,09–0,16%) and their simultaneous action has a beneficial effect on the reactivity of the system, improves the formation of C_3S, C_2S, C_3A and C_4AF. The production of clinker at a firing temperature 70–100°C lower than generally accepted leads to a reduction in process fuel consumption.

The technology for preparing the raw material mixture includes preparation of components, crushing and co-grinding. The residue on the sieve with mesh No. 008 should not exceed 20%.

The prepared raw material mixture is subjected to stepwise heating and sintering at 1350–1420°C for 30 minutes. The received clinker is ground in a mill until the residue on a sieve with mesh No. 008 is no more than 12%.

[1] Boldyrev A.S., Zolotov P.P. Construction materials. Directory. – M.: Stroyizdat, 1980.

ВОССТАНОВЛЕНИЕ ШЕСТИВАЛЕНТНОГО УРАНА ДВУХВАЛЕНТНЫМ ЖЕЛЕЗОМ КАК МЕТОД ОЧИСТКИ И ПЕРЕРАБОТКИ УРАНСОДЕРЖАЩИХ РАСТВОРОВ

У.З. Шарафутдинов[1], И.М. Ражаббоев[2], Р.А. Хамидов[2], М.Н. Хамидова[2], Ш.Ш. Юлдашев[2], Н.И. Хуррамов[2]

[1]АО «Навоийский горно-металлургический комбинат», Навои, Узбекистан

[2]Навоийский государственный горно-технологический университет, Навои, Узбекистан, hamidov-88@mail.ru

Проблема загрязнения окружающей среды урановыми соединениями актуальна для горнодобывающей промышленности. При добыче урана, его переработке и обращении с отходами образуются урансодержащие растворы, которые необходимо эффективно очищать и утилизировать. Особенно сложной задачей является удаление шестивалентного урана (U^{6+}), так как он обладает высокой растворимостью и миграционной способностью, что делает его потенциально опасным для водных экосистем и здоровья человека.

Одним из перспективных методов удаления урана из растворов является его восстановление до труднорастворимого UO_2 с помощью двухвалентного железа (Fe^{2+}). Данный процесс основан на том, что Fe^{2+} термодинамически выгодно взаимодействует с U^{6+}, снижая его окислительное состояние до U^{4+}, который легко осаждается. В ходе исследования изучено взаимодействие растворов UO_2SO_4 с сидеритом ($FeCO_3$) в сернокислой и карбонатной средах. Показано, что процесс сопровождается увеличением pH, выпадением урана в осадок и окислением двухвалентного железа с образованием гётита (FeOOH).

Определены оптимальные параметры для восстановления урана: в интервале pH 3,4–3,7 и Eh 0,250–0,210 большая часть урана выпадает в осадок. При pH > 3,84 двухвалентное железо становится активным восстановителем U^{6+}, что ускоряет процесс его удаления из раствора. Для предотвращения выделения CO_2 и поддержания стабильности реакционной среды требуется давление выше 8,5 атм при концентрации H_2SO_4 30 г/л. В карбонатных растворах при pH ниже 9 Fe^{2+} окисляется до гётита, а при pH выше 9 – до магнетита (Fe_3O_4), что приводит к резким скачкам pH и Eh.

Полученные данные подтверждают эффективность метода восстановления U^{6+} двухвалентным железом и его применимость для промышленных процессов очистки и утилизации урана. Этот подход позволяет значительно снизить содержание урана в сточных водах, минимизировать его негативное влияние на окружающую среду и обеспечить более безопасное обращение с урансодержащими отходами. Перспективы данной работы включают разработку технологических решений для применения метода в промышленном масштабе, а также его адаптацию к различным химическим средам. Кроме того, использование данного подхода может способствовать более эффективной переработке урана.

REDUCTION OF HEXAVALENT URANIUM BY DIVALENT IRON AS A METHOD FOR THE PURIFICATION AND PROCESSING OF URANIUM-CONTAINING SOLUTIONS

U.Z. Sharafutdinov[1], I.M. Rajabboev[2], R.A. Khamidov[2], M.N. Khamidova[2], Sh.Sh. Yuldashev[2], N.I. Khurramov[2]

[1]JSC "Navoi Mining & Metallurgical Compani", Navoi, Uzbekistan,

[2]Navoi State University of Mining and Technologies, Navoi, Uzbekistan

hamidov-88@mail.ru

The issue of environmental contamination by uranium compounds is highly relevant to the mining industry. During uranium extraction, processing, and waste management, uranium-containing solutions are generated, requiring effective treatment and disposal. The removal of hexavalent uranium (U^{6+}) is particularly challenging due to its high solubility and mobility, making it potentially hazardous to aquatic ecosystems and human health.

One of the promising methods for uranium removal from solutions is its reduction to the sparingly soluble UO_2 using divalent iron (Fe^{2+}). This process is based on the thermodynamic favorability of Fe^{2+} interacting with U^{6+}, reducing its oxidation state to U^{4+}, which readily precipitates. In this study, the interaction of UO_2SO_4 solutions with siderite ($FeCO_3$) in sulfuric acid and carbonate media was investigated. The process was shown to be accompanied by an increase in pH, uranium precipitation, and oxidation of divalent iron with the formation of goethite (FeOOH).

Optimal parameters for uranium reduction were determined: at a pH range of 3.4–3.7 and Eh of 0.250–0.210, most of the uranium precipitates. At pH > 3.84, divalent iron becomes an active reductant for U^{6+}, accelerating its removal from solution. To prevent CO_2 release and maintain reaction stability, a pressure above 8.5 atm is required at an H_2SO_4 concentration of 30 g/L. In carbonate solutions, Fe^{2+} oxidizes to goethite at pH below 9, while at pH above 9, it transforms into magnetite (Fe_3O_4), leading to sharp fluctuations in pH and Eh.

The obtained data confirm the efficiency of U^{6+} reduction by divalent iron and its applicability for industrial uranium purification and disposal processes. This approach significantly reduces uranium content in wastewater, minimizes its environmental impact, and ensures safer handling of uranium-containing waste. Future prospects of this work include developing technological solutions for industrial-scale implementation, adapting the method to different chemical environments, and enhancing uranium processing efficiency.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОБООТБОРА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

У.З. Шарафутдинов[1], М.Н. Хамидова[2], Р.А. Хамидов[2]

[1]АО «Навоийский горно-металлургический комбинат», Навои, Узбекистан,
[2]Навоийский государственный горно-технологический университет,
Навои, Узбекистан, hamidov-88@mail.ru

Современные тенденции в горно-металлургической отрасли указывают на растущую необходимость рационального использования минеральных ресурсов, в том числе переработки техногенных отходов. Одним из ключевых факторов успешной переработки является совершенствование методов пробоотбора, поскольку именно от точности и репрезентативности отобранных проб зависит достоверность данных о составе отходов, выбор оптимальных технологий их переработки и конечная экономическая эффективность.

Эффективная переработка техногенных отходов горно-металлургического производства невозможна без точного пробоотбора, поскольку от достоверности данных о составе отходов зависит выбор технологий переработки, экономическая рентабельность и экологическая безопасность.

Современные методы пробоотбора позволяют:

Повысить точность анализа сырья за счет автоматизированных систем и спектральных методов, что критично при переработке отходов с неравномерным распределением металлов.

Оптимизировать технологии переработки, снижая затраты и увеличивая извлечение ценных компонентов, таких как золото, серебро и редкие металлы.

Снизить экологические риски путем выявления опасных примесей и разработки мер по их нейтрализации.

Примером успешного внедрения современных технологий пробоотбора является АО «Навоийский горно-металлургический комбинат» (АО «НГМК»), который использует автоматизированные пробоотборники и спектральный анализ для оценки остаточного золота в хвостохранилищах. Опыт АО «НГМК» показывает, что внедрение современных методов пробоотбора способствует успешной переработке отходов, открывая новые перспективы для развития горно-металлургической индустрии. Совершенствование техники проотбора позволяет предприятию минимизировать потери металлов, оптимизировать перерабатывающие процессы и снижать нагрузку на окружающую среду.

Таким образом, совершенствование техники и технологий пробоотбора является ключевым условием для эффективного использования минерального сырья, повышения рентабельности переработки и экологической безопасности горно-металлургического производства.

IMPROVEMENT OF SAMPLING METHODS IN THE PROCESSING OF TECHNOGENIC WASTE FROM MINING AND METALLURGICAL PRODUCTION

U.Z. Sharafutdinov[1], M.N. Khamidova[2], R.A. Khamidov[2]
[1]JSC "Navoi Mining & Metallurgical Company", Navoi, Uzbekistan,
[2]Navoi State University of Mining and Technologies, Navoi, Uzbekistan
hamidov-88@mail.ru

Modern trends in the mining and metallurgical industry indicate a growing need for the rational use of mineral resources, including the processing of technogenic waste. One of the key factors for successful processing is the improvement of sampling methods, as the accuracy and representativeness of collected samples determine the reliability of data on waste composition, the selection of optimal processing technologies, and the final economic efficiency.

Effective processing of technogenic waste from mining and metallurgical production is impossible without accurate sampling, as the reliability of waste composition data determines the choice of processing technologies, economic profitability, and environmental safety.

Modern sampling methods make it possible to improve the accuracy of raw material analysis through automated systems and spectral methods, which is critical when processing waste with uneven metal distribution. They also help optimize processing technologies, reducing costs and increasing the extraction of valuable components such as gold, silver, and rare metals. Additionally, they contribute to reducing environmental risks by identifying hazardous impurities and developing measures for their neutralization.

An example of the successful implementation of modern sampling technologies is JSC "Navoi Mining & Metallurgical Company" (JSC "NMMC"), which uses automated samplers and spectral analysis to assess residual gold in tailings storage facilities. The experience of JSC "NMMC" shows that the introduction of modern sampling methods contributes to the successful processing of waste, opening new prospects for the development of the mining and metallurgical industry. The improvement of sampling techniques allows the enterprise to minimize metal losses, optimize processing operations, and reduce environmental impact.

Thus, the improvement of sampling techniques and technologies is a key condition for the efficient use of mineral resources, increasing processing profitability, and ensuring the environmental safety of mining and metallurgical production.

ПЕРЕРАБОТКА И ВТОРИЧНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТХОДОВ ЖЕЛЕЗОБЕТОННА И БЕТОНА В КАЧЕСТВЕ ЗАПОЛНИТЕЛЕЙ ДЛЯ БЕТОННЫХ СМЕСЕЙ

А.В. Кузнецов
ФГБОУ ВО «Донецкий Национальный технический университет»,
г. Донецк, Российская Федерация
alexkuznetcov65@mail.ru

В России ежегодно образуется около 15–17 миллионов тонн строительных отходов, из которых лишь 15% перерабатывается, а остальная часть отправляется на свалки. Основную долю составляют бетон и железобетон – около 40% от общего объема. С увеличением сноса устаревших зданий возрастает необходимость в эффективных методах переработки этих материалов. Важной проблемой является утилизация некондиционного бетона и железобетона, а также их повторное использование в щебеночно-песчаных смесях и заполнителях для цементных композиций. Железобетонные изделия не поддаются обычным методам утилизации, что приводит к накоплению отходов и загрязнению окружающей среды, требуя специализированных методов переработки.

Переработка железобетонных и бетонных конструкций может значительно увеличить объемы дефицитных строительных материалов, стоимость которых ниже природных. Например, энергозатраты на получение вторичного щебня из бетонных отходов в 8 раз ниже, чем на добычу природного щебня, а себестоимость бетона на переработанном щебне ниже на 25%. Полученная щебеночно-песчаная смесь рассевается на щебень и песок. Отсеянный щебень используется в качестве крупного заполнителя, а песчаная фракция в ряде случаев дополнительно измельчается до размера зерен 0,3–0,15 мм и используется для улучшения гранулометрического состава природного песка в строительных растворах и бетонах Заполнители из дробленого бетона имеют характерную особенность – на их зернах сохраняются остатки раствора. Количество и качество этих остатков оказывают влияние на свойства как самих заполнителей, так и бетонной смеси и бетона в целом. Заполнители из дробленого бетона характеризуются меньшими значениями истинной и насыпной плотности по сравнению с природными заполнителями. В частности, их истинная плотность ниже на 8,4–11,2%; насыпная плотность щебня фр. 5–20 мм из дробленого бетона – на 11,5–12,5%; насыпная плотность песка из дробленого бетона – на 12,6–17,9%.

1. Олейник П.П., Олейник С.П. Организация системы переработки строительных отходов – М.: МГСУ, 2009. – 250 с.

2. Аралов Р.С., Римшин В.И. Рециклинг вторичных ресурсов в строительстве// Молодежный научный вестник. – 2017. – Вып. 20, №7. – С. 92–93.

3. Бибик М.С., Особенности технологии применения продуктов переработки отходов бетона и железобетона в качестве заполнителей в бетонах – 2008, С – 53–55.

RECYCLING AND SECONDARY USE OF WASTE CONCRETE AND REINFORCED CONCRETE AS AGGREGATES FOR CONCRETE MIXES

A.V. Kuznetsov
Donetsk National Technical University, Donetsk, Russian Federation
alexkuznetcov65@mail.ru

In Russia, approximately 15-17 million tons of construction waste are generated annually, of which only 15% is recycled, while the remainder is sent to landfills. Concrete and reinforced concrete account for a significant portion—about 40% of the total volume. As the demolition of outdated buildings increases, so does the need for effective methods to recycle these materials. An important issue is the disposal of non-conforming concrete and reinforced concrete, as well as their reuse in gravel-sand mixtures and as fillers for cement compositions. Reinforced concrete products do not lend themselves to conventional disposal methods, leading to waste accumulation and environmental pollution, which requires specialized recycling methods.

Recycling reinforced concrete and concrete structures can significantly increase the volume of scarce construction materials, which are cheaper than natural ones. For example, the energy costs for producing recycled gravel from concrete waste are eight times lower than those for extracting natural gravel, and the cost of concrete made with recycled gravel is 25% lower. The resulting gravel-sand mixture is separated into gravel and sand. The screened gravel is used as coarse aggregate, while the sand fraction is sometimes further crushed to grain sizes of 0.3–0.15 mm and used to improve the grain composition of natural sand in construction mortars and concretes. Recycled concrete aggregates have a distinctive feature – their grains retain residues of the mortar. The quantity and quality of these residues affect both the properties of the aggregates themselves and the concrete mix and concrete as a whole. Recycled concrete aggregates are characterized by lower values of true and bulk density compared to natural aggregates. Specifically, their true density is lower by 8.4–11.2%; the bulk density of gravel (size 5–20 mm) from recycled concrete is lower by 11.5–12.5%; and the bulk density of sand from recycled concrete is lower by 12.6–17.9%.

1. Oleynik P.P., Oleynik S.P. Organization of the Construction Waste Recycling System – Moscow: MGSU, 2009. – 250 pages.

2. Aralov R.S., Rimshin V.I. Recycling Secondary Resources in Construction // Youth Scientific Bulletin. – 2017. – Issue 20, No. 7. – Pp. 92–93.

3. Bibik M.S. Features of the Technology for Using Recycled Concrete and Reinforced Concrete Products as Aggregates in Concretes – 2008, Pp. 53–55.

МЕТОДЫ СНИЖЕНИЕ РАСХОДА ТЕХНИЧЕСКОЙ ВОДЫ НА ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ЗАВОДАХ

***М.И.Шоназаров*[1], С.К.Ярлакабов[1], А.А.Саидахмедов[1],**
[1]Навоийский государственный горно-технологический университет,
Узбекистан, 210100, Навои, улица Галаба, 76В
munisshonazarov@mail.ru

На гидрометаллургических заводах процессы переработки полезных ископаемых в основном осуществляются в водной среде. Помимо основных процессов обогащения и гидрометаллургической переработки, техническая вода также используется во вспомогательных процессах. В частности, в цехе сорбции и регенерации она расходуется на промывку смол, транспортировку по трубопроводам и загрузку в технологические цепи.

Часть технической воды, используемой во вспомогательных процессах, попадает в технологический процесс, а затем вместе со сточными водами направляется в накопительные резервуары, что увеличивает общий расход воды. Например, при распределении регенерационных смол на сорбционную технологическую цепочку и наполнение смолавоза используется техническая вода. В этом вспомогательном процессе ежедневно теряется 45–120 м^3 технический вода. Техническая вода после вышеуказанных процессов отправляется на хвостохранилище вместе с хвостовой пульпой.

С целью сокращения расхода технической воды был проведён эксперимент по внедрению системы рециркуляции воды в процессе транспортировки смол. В сорбционном отделении были установлены мини-пачук, которые очищают и повторно используют оборотную воду. При этом технологический процесс не испытывает негативного влияния, а также не требуется дополнительных насосов и электроэнергии.

По результатам исследований данный метод позволяет значительно снизить потери воды во вспомогательных процессах и обеспечивает экономию от 16 425 до 43 800 м^3 технической воды в год.

[1] В.Г. Науменко, В.Г. Самойлик, Н.А. Звягинцева, Е.А. Назимко Обезвоживание продуктов обогащения полезных ископаемых учебное пособие (2018).

[2] О.Е. Горлова, Н.Н. Орехова, Обезвоживание продуктов обогащения и оборотное водоснабжение обогатительных фабрик учебное пособие (2022).

METHODS FOR REDUCING TECHNICAL WATER CONSUMPTION AT HYDROMETALLURGICAL PLANTS

***M.I. Shonazarov*[1], *S.K. Yarlakabov*[1], *A.A. Saidakhmedov*[1],**
[1]Navoi State University of Mining and Technology,
Uzbekistan, 210100, Navoi Galaba Street 76V
munisshonazarov@mail.ru

At hydrometallurgical plants, mineral processing is primarily carried out in an aqueous environment. In addition to the main enrichment and hydrometallurgical processes, technical water is also used in auxiliary processes. Specifically, in the sorption and regeneration workshop, it is used for resin washing, pipeline transportation, and loading into technological chains.

A portion of the technical water used in auxiliary processes enters the main technological process and is subsequently directed to storage tanks along with wastewater, increasing the overall water consumption. For example, technical water is used when distributing regenerative resins to the sorption technological chain and filling the resin transporter. In this auxiliary process, 45–120 m^3 of technical water is lost daily. After the aforementioned processes, the technical water is sent to the tailings pond along with the waste pulp.

To reduce the consumption of technical water, an experiment was conducted to implement a water recirculation system in the resin transportation process. A "mini-pachuk" was installed in the sorption unit, which purify and reuse the recycled water. At the same time, the technological process does not experience any negative impact, and no additional pumps or electricity are required.

According to research results, this method significantly reduces water losses in auxiliary processes and ensures savings of 16,425 to 43,800 m^3 of technical water per year.

[1] V.G. Naumenko, V.G. Samoylik, N.A. Zvyagintseva, E.A. Nazimko, Dewatering of mineral processing products, textbook (2018).

[2] O.E. Gorlova, N.N. Orekhova, Dewatering of concentration products and circulating water supply of concentration plants, textbook (2022).

ОБОГАЩЕНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ

Д.В. Наумов, С.И. Ануфриева, А.В. Курков, Т.А. Бурова
Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М.Федоровского (ФГБУ «ВИМС»)

Объектом исследования являлись две пробы техногенных вольфрамсодержащих хвостов, отобранных с различных участков хвостохранилища. Были проведены работы по изучению вещественного состава и технологических свойств, разработана принципиальная схема обогащения.

При изучении вещественного состава был определен химический, минералогический и гранулометрический составы проб, определено раскрытие зерен вольфрамита по классам крупности. С целью минимизации затрат на производстве, а также возможности оперативной отработки техногенных хвостов в исследования применялись физические методы обогащения, а именно гравитационные и магнитные. Гравитационные циклы обогащения были проведены с использованием винтовых шлюзов, концентрационных столов и центробежных концентраторов.

В результате проведенных исследований установлено крайне неравномерное распределение ценного компонента WO_3 с «ураганными» содержаниями в отдельных частных пробах при бороздовом опробовании (до 2,96%). Обе пробы имеют близкий минеральный, химический и гранулометрический составы. Основной объем проб составляют силикатные минералы (90%), из рудных минералов присутствуют пирит, халькопирит и касситерит, основной компонент представлен минералом вольфрамита. Содержание WO_3 в среднем составляет 0,2%, встречаются отдельные пробы образцов с содержанием до 3%. Основное раскрытие вольфрамита начинается в классе крупности –0,1+0,074 мм, при этом данные гранулометрического состава указывают на необходимость стадиального ведение процесса при крупности –0,5 мм на первой стадии и –0,1 мм на второй стадии.

В ходе технологических исследований установлено:

– необходимость предварительной дезинтеграции материала ввиду наличия агломератов и глинистых минералов;

– по схеме с использованием винтового шлюза получен вольфрамовый концентрат с выходом 1,09%, содержанием WO_3 15,649% и извлечением в него 69,81%. Содержание триоксида вольфрама в хвостах 0,074%, а потери с ними 30,19%;

– по схеме с использованием концентрационного стола получен вольфрамовый концентрат с выходом 1,25%, содержанием ценного компонента WO_3 13,930% и извлечением 81,28%. Содержание триоксида вольфрама в хвостах составляет 0,041%, а потери – 18,72%.

– по схеме с использованием центробежного концентратора «Knelson» возможно получение суммарного концентрата с выходом 7,21%, содержанием в нем WO_3 2,606% и извлечением 80,52%. При этом содержанием WO_3 в хвостах составляет 0,049%.

Доводка, полученных в ходе технологических исследований гравитационными методами обогащения, концентратов и промпродуктов методом магнитной сепарации позволила повысить содержание триоксида вольфрама до 63%.

В результате проведенных исследований разработана принципиальная схема обогащения техногенных хвостов, включающая: дезинтеграцию, стадиальное измельчение, раздельное гравитационное обогащение на винтовых шлюзах с последующим доизмельчением и доводки на концентрационных столах, доводку полученных концентратов методом магнитной сепарации. В зависимости от требований качества вольфрамового концентрата к дальнейшей переработке возможны варианты компоновки конечных продуктов для получения суммарного концентрата с содержанием WO_3 >40%, >50% и >60%, при этом извлечение в первые два суммарных концентрата составит порядка 78%, а в последний 36%.

[1] Четырбоцкая И.И. Вольфрамит как индикатор и новый источник танталового сырья. М. Недра, 1972. 132 с.

[2] Изоитко В.М. Технологическая минералогия вольфрамовых руд. Л. Наука. 1989. 231 с.

[3] Морозов В.В. Изоморфные замещения и другие магнитоминералогичсеские особенности соединений железа в зоне гипергенеза. Автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора физико-математических наук. М. Гос. Университет им. М.В. Ломоносова. 2005. 41 с.

ENRICHMENT OF TECHNOGENIC TUNGSTEN-CONTAINING TAILINGS

D.V. Naumov, S.I. Anufrieva, A.V. Kurkov, T.A. Burova
RUSSIAN INSTITUTE OF MINERAL RESOURCES NAMED AFTER N.M. FEDOROVSKY (FSBI «VIMS»)

The object of the study was two samples of technogenic tungsten-containing tailings taken from different parts of the tailing dump. Work was carried out to study the material composition and technological properties, and a basic enrichment scheme was developed.

When studying the material composition, the chemical, mineralogical, and granulometric compositions of samples, the disclosure of wolframite grains by size class was determined. In order to minimize production costs, as well as the possibility of rapid processing of technogenic tailings, physical methods of enrichment, namely gravity and magnetic, were used in the study. Gravity enrichment cycles were carried out using screw sluices, concentration tables and centrifugal concentrators.

As a result of these studies, extremely uneven distribution of the valuable component WO_3 with "hurricane" grades in separate private samples at furrow sampling (up to 2.96%) was established. Both samples have close mineral, chemical and granulometric compositions. The bulk of the samples are silicate minerals (90%), of the ore minerals pyrite, chalcopyrite and cassiterite are present, the main component is represented by wolframite mineral. WO_3 content averages 0.2%, with some samples containing up to 3%. The main disclosure of wolframite begins in the size class –0.1+0.074 mm, while the data on the particle size distribution indicate the necessity of staging of the process. The main opening of wolframite begins in the coarseness class –0,1+0,074 mm, at the same time the data of the granulometric composition indicate the necessity of stadial conduct of the process at a size of –0,5 mm at the first stage and -0,1 mm at the second stage.

In the course of technological research established:

– the necessity of preliminary material disintegration due to the presence of agglomerates and clay minerals.

– according to the scheme with the use of screw sluice the tungsten concentrate with yield of 1.09%, WO_3 content of 15.649% and recovery of 69.81% was obtained. Tungsten trioxide content in tailings is 0.074% and losses with them are 30.19%.

– according to the scheme with the use of a concentration table, a tungsten concentrate was obtained with a yield of 1.25%, content of valuable component WO_3 13.930% and recovery of 81.28%. The content of tungsten trioxide in the tailings is 0.041% and losses are 18.72%.

– according the scheme with the use of centrifugal concentrator "Knelson" it is possible to obtain a total concentrate with a yield of 7.21%, its WO_3 content of 2.606% and recovery of 80.52%. At the same time WO_3 content in tailings is 0.049%.

Refinement of concentrates and industrial products obtained during technological research by gravity enrichment methods by magnetic separation allowed to increase the content of tungsten trioxide to 63%

As a result of the conducted research, the principal scheme of enrichment of technogenic tailings was developed, including: disintegration, staged grinding, separate

gravity enrichment on screw sluices with subsequent additional grinding and finishing on concentration tables, finishing of the obtained concentrates by magnetic separation. Depending on the quality requirements of tungsten concentrate for further processing possible options for the arrangement of end products to obtain a total concentrate with WO_3 content >40%, >50% and >60%, with recovery in the first two total concentrates will be about 78%, and in the last – 36%.

[1] Chettebotskaya I.I. Wolframite as an indicator and a new source of tantalum raw materials. M. Nedra, 1972. 132 p.

[2] Izoitko V.M. Technological mineralogy of tungsten ores. L. Nauka. 1989. 231 s.

[3] Morozov V.V. Isomorphic substitutions and other magnetominerological features of iron compounds in the hypergenesis zone. Abstract of the dissertation for the degree of Doctor of Physico-mathematical Sciences. M. State M.V. Lomonosov University. 2005. 41 s.

О ПЕРСПЕКТИВЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВОДНЫХ РАСТВОРОВ ТЕТРАХЛОРИДА ТИТАНА

Е.Н. Кузин[1]

[1]Российский химико-технологического университет им. Д. И. Менделеева, Россия, 125480, г. Москва, ул. Героев Панфиловцев д. 20

email: kuzin.e.n@muctr.ru

Вопрос комплексности использования минерального сырья вызывает все больше дискуссий. Со времен СССР нецелевые (например, нефелин при добыче апатита), попутно извлекаемые руды просто складировали в отвалах, но сегодня большая часть технологий проектируется с расчетом на использование всех добываемых компонентов и минимизацию объемов образования отходов и сточных вод.

Кварц-лейкоксеновый концентрат – крупнотоннажный побочный продукт добычи сланцевой нефти на Ярегском нефтетитановом месторождении (накоплено более 250 млн т.). Особенности химического состава делают недоступным его переработку по традиционной сернокислотной технологии, при этом основными продуктами переработки являются волластонит, синтетический рутил и получаемый на его основе тетрахлорид титана [1].

Получаемый из кварц-лейкоксенового концентрата тетрахлорид титана имеет повышенное содержание тетрахлорида кремния, что усложняет процесс очистки и негативно сказывается на рентабельности процесса.

В качестве потенциальных и наиболее перспективных направлений использования тетрахлорида титана стоит выделить:

Процессы гидрометаллургии с использованием водных растворов $TiCl_4$ в качестве выщелачивающего агента. Автором ранее было доказано, что по своей выщелачивающей способности $TiCl_4$ существенно превосходит соляную кислоту.

Процессы синтеза комплексных титансодержащих коагулянтов – инновационных реагентов для очистки сточных вод сложного состава (электрохимическая, пищевая, фармацевтическая, нефтедобывающая и нефтехимическая промышленности).

Процессы термического и электрохимического синтеза катализаторов на основе треххлористого титана из 1–50 %-ных водных растворов $TiCl_4$ в относительно мягких условиях.

Использование водных растворов $TiCl_4$ в качестве прекурсора позволит существенно расширить список товарных продуктов с повышенной стоимостью и сделать технологию комплексной переработки кварц-лейкоксенового концентрата более маржинальной.

[1] О комплексном использовании лейкоксеновых руд Ярегского месторождения с получением синтетических рутила и волластонита и попутным извлечением редких и редкоземельных элементов / Г.Б. Садыхов, Ю.В. Заблоцкая, К.Г. Анисонян, Т.В. Олюнина // Металлы. – 2016. – № 6. – С. 3–10.

PROSPECTS OF USING AQUEOUS SOLUTIONS OF TITANIUM TETRACHLORIDE

***E.N. Kuzin*[1]**
[1]Mendeleev University of Chemical Technology of Russia,
Russia, 125480, Moscow, Geroev Panfilovtsev st., 20
email: kuzin.e.n@muctr.ru

The issue of the comprehensive use of mineral raw materials is causing more and more discussions. Since the times of the USSR, non-target (for example, nepheline during apatite mining) and associated ores were simply stored in dumps, but today most technologies are designed with the expectation of using all extracted components and minimizing the volume of waste and wastewater.

Quartz-leucoxene concentrate is a large-tonnage by-product of shale oil production at the Yaregskoye oil and titanium field (more than 250 million tons have been accumulated). The specifics of its chemical composition make it inaccessible to process it using traditional sulfuric acid technology, while the main processing products are wollastonite, synthetic rutile and titanium tetrachloride obtained on its basis [1].

Titanium tetrachloride obtained from quartz-leucoxene concentrate has an increased content of silicon tetrachloride, which complicates the purification process and negatively affects the profitability of the process. The following are potential and most promising areas for the use of titanium tetrachloride:

• Hydrometallurgy processes using aqueous solutions of $TiCl_4$ as a leaching agent. The author has previously proven that $TiCl_4$ significantly exceeds hydrochloric acid in its leaching capacity.

• Synthesis processes of complex titanium-containing coagulants – innovative reagents for the treatment of wastewater of complex composition (electrochemical, food, pharmaceutical, oil and petrochemical industries).

• Thermal and electrochemical synthesis processes of catalysts based on titanium trichloride from 1–50% aqueous solutions of $TiCl_4$ under relatively mild conditions.

The use of aqueous solutions of $TiCl_4$ as a precursor will significantly expand the list of commercial products with increased value and make the technology of complex processing of quartz-leucoxene concentrate more marginal.

[1] On the integrated use of leucoxene ores of the Yaregskoye deposit with the production of synthetic rutile and wollastonite and the associated extraction of rare and rare earth elements / G.B. Sadykhov, Yu.V. Zablotskaya, K.G. Anisonyan, T.V. Olyunina // Metals. – 2016. – No. 6. – P. 3–10.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ БРИКЕТИРОВАНИЯ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ МАТЕРИАЛОВ

А.Н. Корчевский[1], В.Г. Самойлик[1]

[1]Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Донецкий национальный технический университет», Россия, ДНР, 283001, г. Донецк, ул. Артема, д. 58

korchevskyial@mail.ru

В России в последнее время резко возрос интерес к брикетированию как экологически чистого и экономически выгодного способа окускования металлургических отходов. Утилизация тонкозернистых полезных ископаемых, возможность получения из них высококачественной продукции для бытового и промышленного потребления – главное назначение брикетирования.

Свойства брикетируемой шихты и её компонентов во многом определяют прочность брикетов [1–3]. Адгезионные и когезионные свойства компонентов брикетируемой смеси могут оказаться недостаточными для получения прочных брикетов, поэтому в шихту необходимо вводить материалы, повышающие эти свойства.

Целью проведенных исследований являлся подбор оптимального связующего для производства композиционных брикетов из железосодержащего сырья, являющегося отходами металлургической промышленности.

При проведении исследований в качестве связующих были приняты следующие вещества:

– неорганическое комбинированное связующее, предложенное фирмой «Мидрекс», следующего состава, %: 3–5 смолы, 30–35 гашеной извести, 15–20 жидкого силиката натрия и до 50 воды;

– портландцемент.

Оценивалась зависимость прочности железорудных брикетов от расхода связующего при различном времени их выдерживания. Материал для брикетирования в определенной последовательности смешивался до получения однородной массы и прессовался на валковом брикетном прессе при давлении прессования 25 МПа.

Анализ полученных данных свидетельствует о том, что при одинаковом расходе связующего (10%) брикеты, полученные с использованием портландцемента, имеют более высокие показания по прочности, соответствующие требованиям, предъявляемым к качеству металлургических брикетов. Это не исключает использование других видов связующих (извести, жидкого стекла, магнезиального, шлакощелочного вяжущего и др.) для решения специальных задач.

1. Елишевич, А.Т. Брикетирование полезных ископаемых / А.Т. Елишевич. – Москва: Недра. – 1989. – 300 с.

2. Корчевский, А.Н. Комплексное использование и переработка отвального шлака / А.Н. Корчевский, К.В. Гуменюк, А.В. Пластовец // Вести Донецкого горного института. – 2014. – № 1(34). – С. 22–27.

3. Корчевский, О. М. Визначення раціональних параметрів для отримання багатокомпонентних брикетів / О.М. Корчевський, А.М. Сурженко, М.І. Садовой // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2014. – № 2(35). – С. 9–15.

EXPERIMENTAL STUDIES BRIQUETTING TECHNOLOGIES IRON-CONTAINING MATERIALS

A.N. Korchevsky[1], V.G. Samoilik[1]
[1] Federal State Budget Educational Institution of Higher Education «Donetsk national technical university», Russia, DNR, 283001, Donetsk, Artyom str., 58
korchevskyial@mail.ru

Recently, there has been a sharp increase in interest in briquetting in Russia as an environmentally friendly and economically profitable method of caking metallurgical waste. The utilization of fine-grained minerals, the possibility of obtaining high–quality products from them for domestic and industrial consumption, is the main purpose of briquetting.

The properties of the briquetted charge and its components largely determine the strength of briquettes [1-3]. The adhesive and cohesive properties of the components of the briquetted mixture may be insufficient to obtain durable briquettes, therefore, materials that enhance these properties must be introduced into the charge.

The purpose of the research was to select the optimal binder for the production of composite briquettes from iron-containing raw materials that are waste products of the metallurgical industry.

During the research, the following substances were used as binders:

– an inorganic combined binder proposed by Midrex, of the following composition, %: 3–5 resin, 30–35 slaked lime, 15–20 liquid sodium silicate and up to 50 water;

– portland cement.

The dependence of the strength of iron ore briquettes on the binder flow at different holding times was estimated. The briquetting material was mixed in a certain sequence until a homogeneous mass was obtained and pressed on a roller briquette press at a pressing pressure of 25 MPa.

An analysis of the data obtained indicates that with the same binder consumption (10%), briquettes obtained using Portland cement have higher strength readings that meet the requirements for the quality of metallurgical briquettes. This does not exclude the use of other types of binders (lime, liquid glass, magnesia, slag-alkali binder, etc.) for solving special problems.

1. Yelishevich, A.T. Briquetting of minerals / A.T. Yelishevich. – Moscow : Nedra. – 1989. – 300 p.

2. Korchevskyi, A.N. Integrated use and processing of dump slag / A.N. Korchevskyi, K.V. Gumenyuk, A.V. Plastovets // Proceedings of the Donetsk Mining Institute. – 2014. – №1(34). – Pp. 22-27.

3. Korchevskyi, O.M. Introduction of rational parameters for the rejection of bagatocomponent briquettes / O.M. Korchevskyi, A.M. Surzhenko, M.I. Sadovoy // History of the Donetsk Technical Institute. – 2014. – № 2(35). – Pp. 9–15.

ОПЫТ РЕАЛИЗАЦИИ ПРОЕКТОВ В ОБЛАСТИ СГУЩЕНИЯ ПУЛЬП И ОСВЕТЛЕНИЯ ОБОРОТНЫХ ВОД ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

А.Е. Бурдонов, Ю.В. Новиков, К.А. Рылов, А.А. Тютрин, З.Ч. Шонходоев
Иркутский национальный исследовательский технический университет,
Россия, 664074, Иркутск, ул. Лермонтова, 83
BurdonovAE@istu.edu

Одним из актуальных и востребованным направлений в энергосбережении процесса хранения (обращения) отходов является сгущение хвостов с последующим складированием и организацией частичного или полного внутрифабричного водооборота. Операция сгущения и фильтрации позволяет существенно сократить расходы на электроэнергию, потребление воды за счет использования оборотной технологической воды, а также снижается количество продукта, поступающего в хвостохранилище, за счет снижения содержания жидкой фракции в сгущенном продукте.

В рамках развития данного направления на базе ИРНИТУ, совместно с индустриальными партнерами реализуется ряд, в том числе инициативных проектов, связанных с проведением научно-исследовательских, технологических и опытно-конструкторских работ.

В лаборатории «Сгущения пульп и осветления оборотных вод», ведутся работы по созданию исследовательского оборудованию, включающие в себя установки по моделированию работы сгустителя в динамическом режиме, установки подготовки и установления оптимального расхода флокулянтов, автоматизированной системы установления скорости осаждения частиц и др.

Активно развивается направление, связанное с моделированием гидродинамического потока жидкостей в теле сгустительного оборудования.

Проектные и технологические работы в первую очередь направлены на подбор оптимальных технологических параметров работы узла сгущения пульп и водоподготовки, а также подбора технико-технологических характеристик оборудования для производства. В процессе выполнения устанавливаются оптимальные нагрузки на сгустительное оборудование, оптимальные марки и расходы реагентики, оптимальные параметры питающих элементов сгустителя, реологические характеристики сгущенного продукта с целью подбора насосного оборудования, а так же качество получаемого слива.

Совместно с индустриальными партнерами разработаны новые эффективные режимы осветления оборотных вод фабрик с высоким содержанием глинистых веществ.

EXPERIENCE IN IMPLEMENTING PROJECTS IN THE FIELD OF PULP CONCENTRATION AND CLARIFICATION OF RECURRENT WATER OF ENRICHMENT PLANTS

A.E. Burdonov, Yu.V. Novikov, K.A. Rylov, A.A. Tyutrin, Z.Ch. Shonkhodoev
Irkutsk National Research Technical University
Russia, 664074, Irkutsk, Lermontov str., 83
BurdonovAE@istu.edu

One of the current and popular areas in energy saving of the waste storage process is tailings thickening with subsequent storage and organization of partial or complete in-plant water circulation. The thickening and filtration operation allows to significantly reduce energy costs, water consumption due to the use of recycled process water, and also reduces the amount of product entering the tailings storage facility due to the reduction of the liquid fraction content in the thickened product.

As part of the development of this area, a number of projects, including initiatives, related to the implementation of research, technological and experimental design work are being implemented at IRNITU together with industrial partners.

In the laboratory of "Thickening of Pulps and Clarification of Recycled Waters", work is underway to create research equipment, including installations for modeling the thickener operation in a dynamic mode, installations for the preparation and establishment of the optimal consumption of flocculants, an automated system for establishing the sedimentation rate of particles, etc.

The direction associated with modeling the hydrodynamic flow of liquids in the body of thickening equipment is actively developing.

Design and technological work is primarily aimed at selecting the optimal technological parameters for the operation of the pulp thickening and water treatment unit, as well as selecting the technical and technological characteristics of the equipment for production. In the process of implementation, optimal loads on the thickening equipment, optimal grades and consumption of reagents, optimal parameters of the feed elements of the thickener, rheological characteristics of the thickened product for the purpose of selecting pumping equipment, as well as the quality of the resulting drain are established.

Together with industrial partners, new effective modes for clarifying the circulating water of factories with a high content of clay substances have been developed.

МОСКОВСКИЙ МЕЖДУНАРОДНЫЙ КОНГРЕСС ОБОГАТИТЕЛЕЙ (ММКО-2025)

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ФЛОТАЦИОННЫЕ РЕАГЕНТЫ

MOSCOW INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS (MIMPC-2025)

PROMISING FLOTATION REAGENTS

ОЦЕНКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ МОДИФИЦИРОВАННОГО РЕАГЕНТА-СОБИРАТЕЛЯ ПРИ ФЛОТАЦИОННОМ ОБОГАЩЕНИИ УПОРНОГО МЕДЬСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

***Д.С. Антоненок*[1], *Д.А. Кизяев*[1], *Я.Ю. Федотова*[1]**
[1]ФГАОУ ВО «Сибирский Федеральный Университет»,
Россия, 660041, Красноярск, пр. Свободный, 79
d.antonenok@chemrd.com

Приведены результаты исследований по оценке технологической эффективности применения модифицированного реагента-собирателя при флотации труднообогатимого медьсодержащего сырья. Сырье характеризуется сложным вещественным составом и достаточно большим количеством труднофлотируемых минералов меди (преимущественно брошантит и антлерит), что не позволяет эффективно проводить флотационное обогащение данного типа сырья.

Испытания выполнены в цикле флотации в соответствии с текущей технологической схемой предприятия.

Подачу модифицированного реагента осуществляли дополнительно к применяемому в настоящее время на производстве собирателю.

По результатам исследований определено, что применение нового реагента дополнительно к базовому собирателю позволило повысить извлечение целевого металла в концентрат без потери его качественно-количественных характеристик. Отмечен рост извлечения в концентрат как сульфидных, так и окисленных форм меди.

EVALUATION OF THE TECHNOLOGICAL EFFICIENCY OF A MODIFIED COLLECTOR REAGENT IN THE FLOTATION ENRICHMENT OF STUBBORN COPPER-CONTAINING RAW MATERIALS

D.S. Antonenok[1], D.A. Kizyaev[1], Ya.Yu. Fedotova[1]
[1]FSAEI HE "Siberian Federal University",
Russia, 660041, Krasnoyarsk, Svobodny ave, 79
d.antonenok@chemrd.com

The article presents the results of studies on the evaluation of the technological efficiency of using a modified reagent-collector in the flotation of difficult-to-enrich copper-containing raw materials. The raw materials are characterized by a complex material composition and a fairly large amount of difficult-to-float copper minerals (mainly brochantite and antlerite), which does not allow for the efficient flotation enrichment of this type of raw materials.

The tests were carried out in the flotation cycle in accordance with the current process flow chart of the enterprise.

The modified reagent was fed in addition to the collector currently used in production.

The results of the studies showed that the use of a new reagent in addition to the basic collector made it possible to increase the extraction of the target metal into concentrate without losing its qualitative and quantitative characteristics. An increase in the extraction of both sulfide and oxidized forms of copper into concentrate was noted.

О ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БИФУНКЦИОНАЛЬНЫХ АЗОТСОДЕРЖАЩИХ СОБИРАТЕЛЕЙ ПРИ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД

***Е.А. Базарова*[1], *Г.В. Митрофанова*[1]**
Горный институт Кольского научного центра РАН,
Россия, 184209, Апатиты, ул. Ферсмана, 24
e.bazarova@ksc.ru

Соединения, способные выступать в качестве хелатообразующих агентов для ионов переходных металлов, представляют собой перспективный класс собирателей. Введение в состав собирательной смеси таких реагентов позволяет повысить как извлечение, так и содержание полезных компонентов в концентрате [1, 2].

С целью оценки эффективности действия при флотации сульфидных медно-никелевых руд синтезирован и исследован широкий ряд производных 1,2-дикарбоновых кислот, одна из функциональных группировок которых представлена гидроксиамидной, гидразидной или амидной группой. Высокая реакционная способность и легкость раскрытия ангидридного кольца 1,2-дикарбоновых кислот определяет простоту получения этих соединений.

Возможность образования комплексных солей исследуемых соединений с ионами никеля и меди подтверждена методами ИК- и Raman-спектроскопии.

Оценка гидрофобизующей способности исследуемых соединений показала, что в отличие от традиционных сульфгидрильных реагентов монопроизводные 1,2-дикарбоновых кислот проявляют близкую активность по отношению к никель- и медьсодержащим минералам.

Проведенными флотационными опытами показано, что большая эффективность рассматриваемых реагентов проявляется в сочетании с бутиловым ксантогентом калия. Так, использование смеси ксантогената с моногидразидом или моногидроксиамидом алкенилянтарной кислоты позволяет повысить качество никеля в получаемом концентрате на ~0,2–0,6% и снизить потери с хвостами флотации по сравнению с реагентным режимом, включающим ксантогенат и аэрофлот.

При использовании в качестве собирателя смеси ксантогената и монопроизводных о-фталевой кислоты также показано увеличение извлечения никеля в черновой коллективный концентрат. По сравнению с традиционным режимом прирост извлечения составил от 0,86 до 2,17%.

Неспецифичное взаимодействие ксантогената и монопроизводных 1,2-дикарбоновых кислот при совместном использовании подтверждено расчетами энергетических параметров образования смешанных мицелл и смешанных адсорбционных слоев на границе раздела газ-жидкость.

[1] Недосекина Т.В. и др. ГИАБ. 12 (2007) 355.
[2] P.K. Ackerman et al. Min. and metal. proc. 1 (1999) 27.

ON THE POSSIBILITY OF USING BIFUNCTIONAL NITROGEN-CONTAINING COLLECTORS IN COPPER-NICKEL ORE FLOTATION

***E.A. Bazarova*[1], *G.V. Mitrofanova*[1]**
Mining institute of the Kola Science Center RAS
Russia, 184209, Apatity, Fersman st., 24
e.bazarova@ksc.ru

Compounds capable of acting as chelating agents for transition metal ions represent a promising class of collectors. The injection of such reagents into the composition of the collecting mixture allows increasing both the recovery and the content of useful components in the concentrate [1,2].

In order to evaluate the efficiency of action in sulfide copper-nickel ore flotation, a wide range of 1,2-dicarboxylic acid derivatives, one of the functional groups of which is represented by a hydroxyamide, hydrazide or amide group, was synthesized and studied. High reactivity and ease of opening the anhydride ring of 1,2-dicarboxylic acids determines the simplicity of obtaining these compounds.

The possibility of forming complex salts of the studied compounds with nickel and copper ions was confirmed with IR and Raman spectroscopy methods.

The hydrophobic capacity assessment of the studied compounds showed that, unlike traditional sulfhydryl reagents, monoderivatives of 1,2-dicarboxylic acids exhibit similar activity with respect to nickel- and copper-containing minerals.

The conducted flotation experiments showed that the greater efficiency of the given reagents is demonstrated in combination with potassium butyl xanthate. Thus, the use of a mixture of xanthate with alkenyl succinic acid monohydrazide or monohydroxyamide allows to increase the nickel quality in the obtained concentrate by ~0.2–0.6% and to reduce losses with flotation tailings in comparison with the reagent mode including xanthate and aeroflot.

When using a mixture of xanthate and monoderivatives of o-phthalic acid as a collector an increase in nickel recovery into rough collective concentrate was also shown. Compared with the traditional mode, the increase in recovery was from 0.86 to 2.17%.

Non-specific interaction of xanthate and monoderivatives of 1,2-dicarboxylic acids when used together is confirmed by calculations of the energy parameters of the formation of mixed micelles and mixed adsorption layers at the gas-liquid interface.

[1] Nedosekina T.V. and others. GIAB. 12 (2007) 355.
[2] P.K. Ackerman et al. Min. and metal. proc. 1 (1999) 27.

ПРИМЕНЕНИЕ ПЕРСПЕКТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ МАЛОСУЛЬФИДНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

А.М. Гаврисенко[1], А.В. Марфицин[1], Б.А. Лысых[1], К.Е. Дружинин[1],
[1]ООО «Флотент Кемикалс Рус»,
Россия, 443080, Самара, Революционная ул., д. 70, оф. 227
drongav@inbox.ru

Известно, что до 60% всех применяемых реагентов на российских фабриках являются импортными. В связи с этим, синтез и апробация новых отечественных флотореагентов для различных типов и вещественных составов минерального сырья является актуальной задачей.

На рудах одного из месторождений Амурской области, с упорными золотосодержащими рудами [1] были проведены испытания флотореагентов разных классов. В качестве реагентов-собирателей испытывались реагенты на основе эфиров ксантогеновых и дитиофосфорных кислот с различной длиной и строением УВ-фрагмента. Тесты осуществлялись на различных пробах с содержанием золота от 0,48 до 0,88 г/т в открытом цикле по схеме исследований с основной операцией, перечисткой и контрольной флотацией.

Установлено, что при флотации пробы 1 с содержанием золота 0,79 г/т, фабричный реагентный режим позволяет получить пенный продукт с выходом 5,63%, при извлечении на уровне 69,99%, при этом содержание в нём достигало 9,68 г/т, в отвальных хвостах содержание благородного металла составляет порядка 0,24–0,26 г/т.

Результаты исследований показали, что прирост извлечения золота на 4,43% достигается при комбинации собирателей Flotent Col-1:DSIB м. Б в долевом отношении 70% : 30% (при суммарном расходе 150 г/т в основной флотации), а также отношении этих реагентов 50% : 50% в контрольной флотации (при расходе 100 г/т) взамен применению бутилового ксантогената.

Выявлено, что при флотации пробы 2 с содержанием 0,48 г/т при фабричном реагентном режиме возможно получение пенного продукта (перечистки) с выходом 4,02% при извлечении 81,25%, содержание золота в нем при этом достигает 9,7 г/т.

Установлено, что флотация с сочетанием БКК: Flotent Col-1 в долевом отношении 70% : 30% в основной операции, а также при отношении 50% : 50% (расходы 150 и 100 г/т, соответственно, в основной и контрольной операциях) взамен индивидуальному применению БКК вызывает прирост извлечения на 3,13%.

Таким образом, выявлено, во-первых, что в пределах одного месторождения, в зависимости от участков рудного поля и состава шихты, минеральный и химический составы проб изменяются, что обуславливает необходимость корректировок реагентных режимов флотации.

Во-вторых, были отмечены ряд эффектов, которые возникли в результате синергетического действия при дозировании реагентов разных классов во флотационную пульпу.

[1] Месторождения рудного золота Приамурской провинции / под ред. В.А. Степанова. – Благовещенск: Амурский гос. ун-т, 2017. – 150 с.

APPLICATION OF PROMISING REAGENTS FOR FLOTATION OF LOW-SULFIDE GOLD ORES

A.M. Gavrisenko[1], A.V. Marfitsin[1], B.A. Lysykh[1], K.E. Druzhinin[1],
[1]OOO "Flotent Chemicals Rus"
Russia, 443080, Samara, Revolyutsionnaya st., 70, of. 227
drongav@inbox.ru

It is known that up to 60% of all reagents used in Russian factories are imported. In this regard, the synthesis and testing of new domestic flotation reagents for various types and material compositions of mineral raw materials is an urgent task.

Flotation reagents of various classes were tested in the ores of one of the deposits of the Amur Region with refractory gold ores [1]. Reagents based on esters of xanthogenic and dithiophosphoric acids with different lengths and structures of the HC fragment were tested as collecting reagents. The tests were carried out on various samples with a gold content from 0.48 to 0.88 g/t in an open cycle according to the research scheme with the main operation, re-cleaning and control flotation.

It was found that during flotation of sample 1 with a gold content of 0.79 g/t, the factory reagent mode allows to obtain a foam product with a yield of 5.63%, when extracted at 69.99%, while the content in it reached 9.68 g/t, in the tailings the content of precious metal is about 0.24–0.26 g/t.

The research results showed that a 4.43% increase in gold extraction is achieved with a combination of Flotent Col-1:DSIB collectors in the proportion of 70% : 30% (with a total consumption of 150 g/t in the main flotation), as well as in the ratio of these reagents 50% : 50% in the control flotation (with a consumption of 100 g/t) instead of using potassium butyl xanthate.

It was revealed that during flotation of sample 2 with a content of 0.48 g/t in the factory reagent mode, it is possible to obtain a foam product (refilling) with a yield of 4.02% with 81.25% extraction, while the gold content in it reaches 9.7 g/t.

It is determined that flotation with a combination of potassium butyl xanthate: Flotent Col-1, with a share ratio of 70% : 30% in the main operation, as well as with a ratio of 50%:50% (costs of 150 and 100 g/t, respectively, in the main and control operations), instead of the individual use of potassium butyl xanthate, causes an increase in extraction by 3.13%.

Thus, it was revealed, firstly, that within a single deposit, depending on the sections of the ore field and the composition of the charge, the mineral and chemical compositions of the samples change, which necessitates adjustments to the reagent flotation regimes.

Secondly, a number of effects were noted that arose as a result of the synergistic effect when dosing reagents of different classes into the flotation pulp.

[1] Gold ore fields in the Amur province / edited by V.A. Stepanova. – Blagoveshchensk: Amur State University, 2017. – 150 p.

ПРИМЕНЕНИЕ РЕАГЕНТА ЦЭДЭДТК ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ И СЕРЕБРА ИЗ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ ОЛОВЯННЫХ РУД

[1]Т.Н. Матвеева, [2]О.И. Гладышева, [1]А.О. Гапчич

[1]ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Россия, 111020, Москва, Крюковский тупик, 4,

[2]Общество с ограниченной ответственностью «СПЕЦВТЕХ», Россия 121170, г. Москва, вн.тер. г. муниципальный округ Дорогомилово, ул. Поклонная, 3, gladysheva.olga2022@bk.ru

Сокращение запасов богатых руд обуславливает потребность горных предприятий включать в переработку лежалые хвосты обогащения, содержание металлов в которых зачастую сопоставимо с первичными рудами. Однако минеральный и вещественный состав хвостов претерпевает значительные изменения и требует применения новых технологических решений для получения готовых концентратов. Поиск и испытание новых реагентов и реагентных режимов для флотационного извлечения ценных металлов из такого минерального сырья является одним из важных факторов повышения эффективности процесса [1–3].

В ИПКОН РАН в ходе системных исследований по разработке селективных реагентов направленного действия предложен реагент ЦЭДЭДТК, обеспечивающий избирательное повышение гидрофобности золотосодержащих сульфидов и рост извлечения целевых металлов из комплексных руд по сравнению с традиционным БутКс [4–6].

В данной работе представлены результаты исследования ЦЭДЭДТК для оценки перспективности его применения для извлечения меди и серебра из пробы лежалых хвостов Солнечного ГОКа с содержанием 0.52% Cu, 9 г/т Ag. Лабораторные эксперименты показали положительное влияние замены части расхода ксантогената на ЦЭДЭДТК. Разработанный реагентный режим позволил повысить содержание меди и серебра в черновом медном концентрате и сократить потери этих металлов с хвостами основной флотации на 4–5%. Положительные результаты укрупненных испытаний ЦЭДЭДТК позволят подтвердить целесообразность его использования в качестве дополнительного селективного реагента при флотации комплексных руд и хвостов обогащения.

Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда №22-17-00149, https://rscf.ru/project/22-17-00149/.

[1] В.А.Чантурия. Горный журнал. 11 (2017) 7.
[2] Н.К. Алгебраистова, Д.А. Гольсман и др. Цветные металлы 5 (2018) 25.
[3] В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина и др. Цветные металлы. 4 (2017) 11.
[4] V.A. Chanturiya, T.N. Matveeva, et al. Minerals. 13 (2023) 372.
[5] Т.Н. Матвеева, Н.К. Громова и др. ГИАБ 1 (2023) 119.
[6] Т.Н. Матвеева, Н.К .Громова и др. ФТПРПИ. 14 (2022) 17.

APPLICATION OF THE CEDEDTC REAGENT FOR RECOVERY OF COPPER AND SILVER FROM TIN ORE BENEFICIATION TAILINGS

[1]T.N. Matveeva, [2]O.I. Gladysheva, [1]A.O. Gapchich
[1]Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Russia, 111020, Moscow, Kryukovsky Tupik, 4,
[2]LLC «SPECVMTECH», Russia, 121170, Moscow, Poklonnaya, 3
gladysheva.olga2022@bk.ru

The reduction of rich ores reserves determines the need for mining enterprises to include in processing stale beneficiation tailings, the metal content of which is often comparable to primary ores. However, the mineral and material composition of the tailings undergoes significant changes and requires the use of new technological solutions to obtain finished concentrates. Search and testing of new reagents and reagent modes for flotation extraction of valuable metals from such mineral raw materials is one of the important factors for increasing the efficiency of the process [1-3].

In the ICEMR RAS, in the course of systemic studies on the development of selective reagents of targeted action, the reagent CEDEDTC - cyanoethyldiethyl dithiocarbamate was proposed, which ensures a selective increase in the hydrophobicity of gold-bearing sulfides and an increase in the extraction of target metals from complex ores compared to traditional collector ButX [4-6].

This paper presents the results of a study of CEDETC to assess the prospects of its application for the extraction of copper and silver from a sample of stale tailings of the Solnechny Mining and Processing Plant containing 0.52% Cu and 9 ppm Ag. Laboratory experiments have shown a positive effect of replacing part of the xanthate consumption with CEDEDTC. The developed reagent mode made it possible to increase the content of copper and silver in rough copper concentrate and reduce the losses of these metals with rough flotation tailings by 4–5%. Positive results of the large-scale tests of CEDEDTC will confirm the feasibility of its use as an additional selective reagent in the flotation of complex ores and beneficiation tailings.

The study was supported by the grant of the Russian Science Foundation No. 22-17-00149, https://rscf.ru/project/22-17-00149/.

[1] V.A. Chanturiya. Gornyi Zhurnal. 11 (2017) 7.
[2] N.K. Algebraistova, D.A. Gol'sman, et al. Tsvetnye Metally. 5 (2018) 25.
[3] V.A. Bocharov, V.A. Ignatkina et al. Tsvetnye Metally. 4 (2017) 11.
[4] V.A. Chanturiya, T.N. Matveeva, et al. Minerals. 13 (2023) 372.
[5] T.N. Matveeva, N.K. Gromova, et al. Min. Inf. and Anal. Bulletin 1 (2023) 119.
[6] T.N. Matveeva, N.K. Gromova, et al. FTPRPI. 4 (2022) 17.

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ФУНКЦИОНАЛЬНЫХ ПРОИЗВОДНЫХ КАРБОНОВЫХ КИСЛОТ В КАЧЕСТВЕ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ ПРИ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД

***Ю.С. Каменева*, Е.В. Черноусенко, Г.В. Митрофанова**
Горный институт КНЦ РАН,
Россия, 184209, Апатиты Мурманской обл., ул. Ферсмана, 24
yu.kameneva@ksc.ru

Перспективными реагентами-собирателями для флотации медно-никелевых руд являются комплексообразующие соединения, применение которых широко известно в аналитической химии.

В данной работе представлены результаты исследований комплексообразующих реагентов с различными функциональными группировками из классов азотсодержащих производных карбоновых кислот: гидроксаматной, гидразидной и нитрильной.

Оценка действия исследуемых реагентов методом беспенной флотации показала, что отличительной особенностью комплексообразующих реагентов является их более высокая по сравнению с сульфгидрильными собирателями активность по отношению к никельсодержащим минералам. Такое поведение исследуемых реагентов обусловлено возможностью образования комплексных соединений с ионами никеля и меди, что показано методом ИК-спектроскопии.

Использование реагентов с гидроксаматной и гидразидной группировками совместно с ксантогенатом вместо реагента аэрофлот при флотации медно-никелевых руд позволяет повысить эффективность обогащения. Частичная замена ксантогената нитрильными соединениями приводит к увеличению извлечения никеля и меди в концентрат на 2 и 3% при снижении его содержания в хвостах флотации.

Для водонерастворимых реагентов с нитрильной группировкой изучен механизм действия. Показано, что взаимодействие его с минеральной поверхностью происходит на границе раздела «газ–жидкость».

Проведена оценка влияния крупности частиц на показатели флотации сульфидов меди и никеля комплексообразующими реагентами. Показана эффективность гидразида и гидроксамата карбоновых кислот по отношению к различным классам крупности. Для сульфгидрильных реагентов и гидразида характерной особенностью является эффективность флотации тонких классов. Флотация сульфидов реагентом с гидроксаматной группировкой эффективней проходит в отношении более крупных классов.

ASSESSMENT OF THE POSSIBILITY OF USING FUNCTIONAL DERIVATIVES OF CARBOXYLIC ACIDS AS REAGENTS FOR FLOTATION OF SULPHIDE COPPER-NICKEL ORES

***Yu.S. Kameneva*, E.V. Chernousenko, G.V. Mitrofanova**
Mining Institute of the Kola Science Centre of the Russian Academy of Sciences,
Russia, 184209, Apatity, Murmansk region, Fersmana str, 24
yu.kameneva@ksc.ru

Complexing compounds, the use of which is widely known in analytical chemistry, are perspective reagents-collectors for flotation of copper-nickel ores.

This paper presents the results of studies of complexing reagents with various functional groups from the classes of nitrogen-containing derivatives of carboxylic acids: hydroxamate, hydrazide and nitrile.

Assessment of the action of the investigated reagents by the method of frothless flotation showed that the distinctive feature of complexing reagents is their higher activity towards nickel-containing minerals in comparison with sulfhydryl collectors. Such behavior of the studied reagents is caused by the possibility of formation of complex compounds with nickel and copper ions, which is shown by IR spectroscopy.

The use of reagents with hydroxamate and hydrazide groups together with xanthogenate instead of aeroflot reagent in flotation of copper-nickel ores makes it possible to increase the efficiency of beneficiation. Partial replacement of xanthogenate with nitrile compounds leads to an increase in nickel and copper recovery in the concentrate by 2 and 3%, while its content in flotation tailings decreases.

The mechanism of action has been studied for water-soluble reagents with nitrile grouping. It is shown that its interaction with mineral surface occurs at the interface ‘gas-liquid’.

The influence of particle size on the flotation performance of copper and nickel sulphides by complexing reagents has been evaluated. The efficiency of hydrazide and hydroxamate of carboxylic acids in relation to different size classes is shown. For sulfhydryl reagents and hydrazide the characteristic feature is the efficiency of flotation of fine classes. Flotation of sulphides by reagent with hydroxamate grouping is more effective for larger classes.

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ RD ДЛЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

***Д.А. Кизяев*[1], Д.С. Атоненок[1], Я.Ю. Федотова[1], В.И. Брагин[1], И.В. Прокопьев[1,2]**

[1]Сибирский Федеральный Университет,
Россия, 660041, Красноярск,пр. Свободный, 79, Denis.Kizyaev@yandex.ru
[2]Северо-Восточный федеральный университет им. М.К. Аммосова
Россия, 677000, Якутск, ул. Белинского, 58, prokopiev.iv@yandex.ru

В работе представлены результаты флотационных исследований золотосодержащей руды одного из месторождений Дальнего Востока. Руда характеризуется наличием тонковкрапленных золотоносных сульфидов, содержание которых варьируется в пределах 2–8%. Основными минералами-носителями золота в руде являются пирит и арсенопирит.

Целью работы является снижение потерь золота с отвальными хвостами флотационного обогащения за счет синергетического эффекта при комбинации реагентов-собирателей [1].

В качестве дополнительного собирателя-синергиста к основному собирателю бутиловому ксантогенату калия (БКК) испытывались образцы реагентов линейки RD компании ООО «Кемикал Эр энд Ди» на основе производных дитиофосфорной кислоты.

Исследования выполнены в два этапа: на первом этапе осуществлялся выбор реагентов и оптимизация реагентного режима в лабораторных условиях, на втором этапе проведены опытно-промышленные испытания непосредственно на действующей обогатительной фабрике.

В ходе лабораторных исследований из четырёх испытуемых образцов реагентов был отобран один, продемонстрировавший наилучшие технологические показатели. По итогам лабораторных исследований было подобрано оптимальное соотношение БКК:RD, которое было рекомендовано для апробации в условиях действующей обогатительной фабрики.

Общая продолжительность опытно-промышленных испытаний составила 37 смен. По результатам испытаний определено, что подача испытуемого реагента RD в качестве дополнительного собирателя обеспечивает прирост извлечения золота в концентрат, в среднем, на 3,54%.

[1] С.А. Кондратьев. Д.В. Семьянова. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 6 (2024) 148.

ASSESSMENT OF THE EFFICIENCY OF FLOTATION REAGENTS RD FOR GOLD-BEARING ORES

***D.A. Kizyaev*[1], *D.S. Atonenok*[1], *Ya.Yu. Fedotova*[1], *V.I. Bragin*[1], *I.V. Prokopev*[1,2]**

[1]Siberian Federal University, Russia, 660041, Krasnoyarsk, Svobodny Ave., 79, Denis.Kizyaev@yandex.ru

[2]M.K. Ammosov North-Eastern Federal University, Russia, 677000, Yakutsk, Belinsky St., 58, prokopiev.iv@yandex.ru

The paper presents the results of flotation studies on gold-bearing ore from a deposit in the Far East. The ore is characterized by the presence of finely disseminated gold-bearing sulfides, with their content ranging from 2 to 8 %. The primary gold-bearing minerals in the ore are pyrite and arsenopyrite.

The aim of the study is to reduce gold losses in tailings from flotation processing by leveraging the synergistic effect of combining collector reagents [1].

As an additional synergist collector to the primary collector, potassium butyl xanthate (PBX), samples of reagents from the RD series by Chemical R&D LLC, based on derivatives of dithiophosphoric acid, were tested.

The research was conducted in two stages: the first stage involved the selection of reagents and optimization of the reagent regime under laboratory conditions, while the second stage included pilot-scale trials directly at the operating processing plant.

During the laboratory studies, one of the four tested reagent samples, which demonstrated the best technological performance, was selected. Based on the results of the laboratory research, the optimal ratio of PBX to RD was determined and recommended for testing at the operating processing plant.

The total duration of the pilot-scale trials was 37 shifts. The results of the trials showed that the addition of the tested RD reagent as an auxiliary collector provided an average increase in gold recovery into the concentrate of 3.54 %.

[1] S.A. Kondratev, D.V. Semyanova. Journal of Mining Science. 6 (2024) 148.

ВЛИЯНИЕ КОМПОЗИЦИЙ ДЕПРЕССОРОВ ФЛОТОАКТИВНЫХ МАГНИЙСОДЕРЖАЩИХ СИЛИКАТОВ НА ФЛОТАЦИЮ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД

А.А. Лавриненко[1], И.Н. Кузнецова[1], О.Г. Лусинян[1], Г.Ю. Гольберг[1]
[1]Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук (ИПКОН РАН),
Россия, 111020, Москва, Крюковский тупик, 4
iren-kuznetsova@mail.ru

Вовлечение в переработку сравнительно бедных руд стратегических металлов, в том числе медно-никелевых, обусловливает актуальность поиска новых композиций флотационных реагентов, обеспечивающих эффективность обогащения руд, содержащих тонковкрапленные сульфидные минералы наряду с флотоактивными магнийсодержащими силикатными минералами (ФС). С этой точки зрения несомненный интерес представляют полисахариды, содержащие карбоксильные группы, способные снизить извлечение ФС в концентрат за счёт снижения их гидрофобности и увеличения отрицательного заряда поверхности, что, в свою очередь, приводит к образованию потенциального барьера при взаимодействии частиц ФС с пузырьками воздуха.

Исследования проводились с образцами карбоксиметилированных крахмалов и целлюлозы (соответственно КМК и КМЦ) как отечественного, так и зарубежного производства. Установлено, что образец КМЦ, выпускаемый ЗАО «Полицелл» (г. Владимир) под маркой ПАЦ-Н (полианионная целлюлоза низкомолекулярная; степень замещения – около 0,9, молекулярная масса – порядка 116000 кг/кмоль), обладает высокой депрессирующей способностью по отношению к ФС по сравнению с зарубежными реагентами того же класса. При расходе депрессора 600 г/т для ПАЦ-Н относительное снижение извлечения кремния в концентрат составило 60% против 40% для наиболее эффективного из исследованных зарубежных образцов «Depramine 347», выпускаемого «AkzoNobel». При этом относительное снижение извлечения в концентрат никеля составило соответственно 22% против 9%.

Дальнейшие исследования показали, что повышение эффективности депрессирующего действия ПАЦ-Н достигается применением его в композиции с жидким стеклом. Это позволило снизить выход концентрата на 36% против 30% только с ПАЦ-Н без существенного снижения извлечения в концентрат меди и никеля. Порядок подачи реагентов не оказывал влияния на результат их действия. Тем самым показана возможность увеличения эффективности депрессии ФС совместным применением полисахарида и жидкого стекла.

Таким образом, применением отечественных депрессоров достигается уменьшение извлечения магнийсодержащих силикатов при флотации медно-никелевых руд, что позволяет повысить эффективность последующей пирометаллургической переработки концентрата.

THE INFLUENCE OF COMPOSITIONS OF DEPRESSANTS OF FLOTATION-ACTIVE MAGNESIUM-CONTAINING SILICATES ON THE FLOTATION OF COPPER-NICKEL ORES

A.A. Lavrinenko[1], I.N. Kuznetsova[1], O.G. Lusinyan[1], G.Yu. Golberg[1]
[1]Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences (ICEMR RAS), 4 Kryukovsky impasse, Moscow, 111020, Russia
iren-kuznetsova@mail.ru

Involvement in the processing of low-grade ores of strategic metals, including copper-nickels, determines the relevance of the search for new compositions of flotation reagents that ensure the effectiveness of the beneficiation of ores containing finely disseminated sulfide minerals along with flotation active magnesium-containing silicate minerals (FS). From this point of view, there are undoubted interest to polysaccharides containing carboxyl groups that can reduce the recovery of FS into a concentrate by reducing their hydrophobicity and increasing the negative charge of the surface, which, in turn, leads to the formation of a potential barrier when interacting with FS particles with air bubbles.

The investigations were carried out with samples of carboxymethylated starches and celluloses (respectively CMS and CMC) of both domestic and foreign production. It was established that the sample of the CMC produced by JSC "NPO POLYCELL" (Vladimir) under the PAC-N brand (low-molecular polyanionic cellulose; the degree of substitution is about 0.9, the molecular weight is about 116,000 kg/kmol), has a high depressing ability to FS compared to foreign reagents of the same class. With a depressant dosage of 600 g/t for PAC-N, a relative decrease in silicon recovery in concentrate was 60% vs 40% for the most effective of the foreign samples «Depramine 347» produced by «AkzoNobel». At the same time, the relative decrease of nickel recovery in concentrate was 22% vs 9%, respectively.

The further investigations showed that the increase in the efficiency of the depressive effect of PAC-N is achieved by its use in a composition with liquid glass. This made it possible to reduce the yield of a concentrate by 36% vs 30% only with PAC-N without a significant decrease in the copper and nickel recovery in concentrate. The procedure for submitting reagents did not affect the result of their action. This shows the possibility of increasing the effectiveness of the FS depression by use the composition of polysaccharide and liquid glass.

Thus, by the using of domestic depressors is reduced by the extraction of magnesium-containing silicates in the flotation of copper-nickel ores, which makes it possible to increase the efficiency of subsequent pyrometallurgical processing of the concentrate.

ОСОБЕННОСТИ АДСОРБЦИИ ПРОИЗВОДНЫХ ДИТИОКАРБАМАТОВ НА СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛАХ С МИКРОРАЗМЕРНЫМ ЗОЛОТОМ

***Т.Н. Матвеева**, Н.К. Громова, В.А. Минаев*
ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук,
Россия, 111020, Москва, Крюковский тупик, 4
tmatveyeva@mail.ru

Повышение полноты извлечения тонко вкрапленного рудного золота из труднообогатимого минерального сырья методом флотации возможно на основе разработки новых флотационных реагентов-собирателей направленного действия [1–3]. В ИПКОН РАН ведутся исследования по разработке селективных реагентов, которые могут быть более эффективными по сравнению с традиционными [4–6].

В данной работе представлены результаты исследования реагентов класса дитиокарбаматов – морфолиндитиокарбамата (морфолинДТК) и цианэтилдиэтилдитиокарбамата (ЦЭДЭДТК) для оценки перспективности их применения для извлечения золота из труднообогатимых руд. Методом УФ-спектроскопии установлено образование комплексов морфолинДТК и ЦЭДЭДТК с Au. По остаточной концентрации после контакта с Au-содержащими арсенопиритом и халькопиритом рассчитана адсорбция реагентов на минералах. Показано, что адсорбция носит избирательный характер по отношению к сульфидам с микронным золотом.

Методами лазерной (KEYENCE VK-9700) и электронной (LEO 1420VP) микроскопии визуализированы формы и размеры адсорбированных фаз реагентов на поверхности аншлифов индивидуальных Au-содержащих сульфидных минералов и образцов Au–Cu руды Малиновского месторождения. Определена площадь покрытия реагентами минеральной поверхности по авторской методике [5]. Установлено, что золотоносный халькопирит имеет самую высокую площадь покрытия поверхности реагентом ЦЭДЭДТК (20,8%) среди исследованных минералов, т.е. он обладает большей способностью к адсорбции реагента, что может быть полезным при его извлечении из руды.

Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда №22-17-00149, https://rscf.ru/project/22-17-00149/.

[1] В.А. Чантурия. Горный журнал. 11 (2017) 7.
[2] Т.Н. Александрова, А.В. Орлова и др. ФТПРПИ. 6 (2020) 116.
[3] В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина и др. Цветные металлы. 4 (2017) 11.
[4] V.A. Chanturiya, T.N. Matveeva, et al. Minerals. 13 (2023) 372.
[5] Т.Н. Матвеева, Н.К. Громова и др. Цветные металлы. 7 (2018) 27.
[6] Т.Н. Матвеева, Н.К. Громова и др. Горный журнал. 10 (2023) 17.

PECULIARITIES OF DITHIOCARBAMATE DERIVATIVES ADSORPTION ON SULFIDE MINERALS WITH MICRO-SIZE GOLD

***T.N. Matveeva*, N.K. Gromova, V.A. Minaev**
Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Russia, 111020, Moscow, Kryukovsky Tupik, 4
tmatveyeva@mail.ru

Increasing the completeness of extraction of finely disseminated ore gold from difficult-to-process mineral raw materials by flotation is possible based on the development of new flotation reagents-collectors of targeted action [1–3]. Research is being conducted at ICEMR RAS to develop selective reagents that may be more effective than traditional ones [4–6].

This paper presents the results of a study of dithiocarbamate reagents – morpholinedithiocarbamate (morpholineDTC) and cyanoethyldiethyl dithiocarbamate (CEDEDTC) – to assess the prospects for their use in gold extraction from refractory ores. The formation of morpholineDTC and CEDEDTC complexes with Au was established using UV spectroscopy. The adsorption of reagents on minerals was calculated based on the residual concentration after contact with Au-containing arsenopyrite and chalcopyrite. It was shown that adsorption is selective with respect to sulfides with micron gold.

The shapes and sizes of adsorbed reagent phases on the surface of polished sections of individual Au-bearing sulfide minerals and Au–Cu ore samples from the Malinovskoye deposit were visualized using laser (KEYENCE VK-9700) and electron (LEO 1420VP) microscopy. The area of reagent coverage of the mineral surface was determined using the author's technique [5]. It was found that gold-bearing chalcopyrite has the highest surface coverage area with the CEDEDTC reagent (20.8%) among the studied minerals, i.e. it has a greater ability to adsorb the reagent, which can be useful when extracting it from the ore.

The study was supported by grant No.22-17-00149 from the Russian Science Foundation, https://rscf.ru/en/project/22-17-00149/.

[1] V.A. Chanturia. Gornyi Zhurnal. 11 (2017) 7.
[2] T.N. Alexandrova, A.V. Orlova, et al. J. Min. Sc. 6 (2020) 982.
[3] V.A. Bocharov, V.A. Ignatkina, et al. Tsvetnye Metally. 4 (2017) 11.
[4] V.A. Chanturiya, T.N. Matveeva, et al. Minerals. 13 (2023) 372.
[5] T.N. Matveeva, N.K. Gromova, et al. Tsvetnye Metally. 7 (2018) 27.
[6] T.N. Matveeva, N.K. Gromova, et al. Gornyi Zhurnal. 10 (2023) 17.

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ РЕАГЕНТЫ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ РУДНОГО ЗОЛОТА ИЗ ТРУДНООБОГАТИМОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

***Т.Н. Матвеева*, Н.К. Громова, Л.Б. Ланцова**
ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Россия, 111020, Москва, Крюковский тупик, 4
tmatveyeva@mail.ru

Поиск перспективных реагентов отечественного производства обусловлен непостоянством вещественного состава минерального сырья, тонкой вкрапленностью золота и золотосодержащих сульфидов, снижением содержания ценных компонентов [1]. Используемые на практике сульфгидрильные собиратели, в частности, ксантогенаты и реже дитиофосфаты, зачастую не обеспечивают полноту извлечения золота в силу низкой избирательности по отношению к минералам с тонко вкрапленным ценным металлом [2, 3].

В работе представлены результаты исследований, проведенных в ИПКОН РАН в рамках научной школы акад. В.А. Чантурия, по разработке перспективных реагентов для извлечения золота из упорных руд [4–6].

Комплекс современных методов анализа фазовых превращений на поверхности минералов под действием реагентов в условиях близких флотационным позволил сформировать представление о механизме взаимодействия реагентов с золотом, адсорбционных процессах на золотосодержащих минералах, что имеет большое значение для разработки методов повышения извлечения золота из руд. В результате разработаны и обоснованы новые собиратели и модификаторы, способные обеспечить более полное извлечение ценных металлов.

Результаты тестирования новых реагентов на упорной золотосодержащей руде двух отечественных месторождений показали, что замена части БутКс на реагенты ЦЭДЭД-ТК и МДТК привела к повышению содержания золота в концентрате при увеличении извлечения на 2–3%. Подача растительного модификатора усилила эффект комбинации собирателей и повысила извлечение золота на 4–6%, при этом содержание Au в хвостах снизилось с 0,41–0,38 до 0,25–0,2 г/т по сравнению с базовыми условиями.

Результаты испытаний новых реагентов в условиях укрупненных лабораторных и опытных установок позволят рекомендовать их для повышения технологических результатов обогащения золотосодержащего минерального сырья.

[1] В.А.Чантурия. Горный журнал. 11 (2017) 7.
[2] Т.Н. Александрова, А.В. Орлова и др. ФТПРПИ. 6 (2020) 116.
[3] В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина и др. Цветные металлы. 4 (2017) 11.
[4] V.A. Chanturiya, T.N. Matveeva, et al. Minerals. 13 (2023) 372.
[5] Т.Н. Матвеева, Н.К. Громова и др. Горный журнал. 10 (2023) 17.
[6] T.N. Matveeva, N.K. Gromova, et al. J. Min Sc. 56 (2020) 268.

PROMISING REAGENTS FOR EXTRACTING ORE GOLD FROM HARD-TO-BENEFIT MINERAL RAW MATERIALS

***T.N. Matveeva*, N.K. Gromova, L.B. Lantsova**
Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Russia, 111020, Moscow, Kryukovsky Tupik, 4
tmatveyeva@mail.ru

The search for promising reagents of domestic production is due to the inconsistency of the material composition of mineral raw materials, fine dissemination of gold and gold-bearing sulfides, and a decrease in the content of valuable components [1]. Sulfhydryl collectors used in practice, in particular, xanthates and, less frequently, dithiophosphates, often do not ensure complete gold extraction due to their low selectivity with respect to minerals with finely disseminated valuable metal [2,3].

The paper presents the results of studies conducted at the Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences within the framework of the scientific school of academic. V.A. Chanturiya on the development of promising reagents for gold extraction from refractory ores [4–6].

A set of modern methods for analyzing phase transformations on the surface of minerals under the action of reagents under conditions close to flotation allowed us to form an idea of the mechanism of interaction of reagents with gold, adsorption processes on gold-bearing minerals, which is of great importance for the development of methods for increasing gold extraction from ores. As a result, new collectors and modifiers were developed and substantiated, capable of providing a more complete extraction of valuable metals.

The results of testing new reagents on refractory gold-bearing ore from two domestic deposits showed that replacing part of ButX with reagents CEDEDTC and MDTC to ButX led to an increase in the gold content in the concentrate with an increase in extraction by 2–3%. The addition of a plant modifier enhanced the effect of the collector combination and increased gold recovery by 4–6%, while the Au content in tailings decreased from 0.41–0.38 to 0.25–0.2 g/t compared to baseline conditions.

The results of testing new reagents in large-scale laboratory and pilot plants will allow them to be recommended for improving the process results of beneficiation of gold-bearing mineral raw materials.

[1] V.A. Chanturiya. Gornyi Zhurnal. 11 (2017) 7.
[2] T.N. Alexandrova, A.V. Orlova, et al. J. Min. Sc. 6 (2020) 982.
[3] V.A. Bocharov, V.A. Ignatkina, et al. Tsvetnye Metally. 4 (2017) 11.
[4] V.A. Chanturiya, T.N. Matveeva, et al. Minerals. 13 (2023) 372.
[5] T.N. Matveeva, N.K. Gromova, et al. Gornyi Zhurnal. 10 (2023) 17.
[6] T.N. Matveeva, N.K. Gromova, et al. J. Min. Sc. 56 (2020) 268.

ВЫБОР РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ АПАТИТ-НЕФЕЛИНОВЫХ РУД НА ОСНОВАНИИ ПОВЕРХНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ПАВ

***Д.А. Баландинский*[1], *О.В. Черемисина*[2]**

[1]Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, Россия, 199106, Санкт-Петербург, линия 21-я ВО, дом 2, стр. 1
canoneos600d@yandex.ru

[2]Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, Россия, 199106, Санкт-Петербург, линия 21-я ВО, дом 2, стр. 1
ovcheremisina@yandex.ru

Труднообогатимая апатит-нефелиновая руда, поступающая на переработку из зон гипергенеза, создает большие сложности в обогащения ввиду наличия гидроокислов железа, образовавшихся в результате разрушения первичных минералов. Негативное воздействие особенно ярко выражено для соединений железа Fe(III) [1].

В представленной работе изучена флотационная способность поверхностно-активных веществ различного строения в условиях прямой флотации апатита из апатит-нефелиновой руды текущей переработки, а также дана оценка физико-химических характеристик действия реагентов на межфазных границах. Установлено, что присутствие соединений железа в растворе подавляет поверхностную активность ПАВ в щелочной среде. При этом устойчивость к негативному воздействию Fe(III) уменьшается в следующем ряду: алкиловые эфиры фосфорной кислоты > ариловые эфиры фосфорной кислоты > жирнокислотный собиратель.

В таблице 1 представлены данные по черновой флотации апатита, а также разности поверхностного натяжения (Δσ, мН/м) раствора ПАВ без железа, и в присутствии железа с концентрацией 30 мг/л и pH = 10.

Таблица 1. Данные по черновой флотации апатита и разности поверхностного натяжения

ПАВ	Astolan PE55	Astolan PE60	Фосфол-6	Флотореагент ФЕ-10	Олеат натрия
Ст. извлеч., %	58,58	66,68	38,63	44,79	9,13
Δσ, мН/м	0,55	0,715	2,855	3,478	6,11

Таким образом, в условиях флотации апатит-нефелиновой руды с большим содержанием железа, применение алкиловых этоксифосфатов наиболее целесообразно.

[1] У.В. Корнеева. Будущее Арктики начинается здесь. Сборник материалов II Всероссийской научно-практической конференции с международным участием. (2018). С. 53-62.

SELECTION OF REAGENTS FOR FLOTATION OF DIFFICULT-TO-ENRICH APATITE-NEPHELINE ORES BASED ON THE SURFACE CHARACTERISTICS OF SURFACTANTS

D.A. Balandinsky[1], O.V. Cheremisina[2]
[1]Saint Petersburg mining university of empress Catherine II,
Russia, 199106, Saint-Petersburg, 2, 21st line V.O.
canoneos600d@yandex.ru
[2]Saint Petersburg mining university of empress Catherine II,
Russia, 199106, Saint-Petersburg, 2, 21st line V.O.
ovcheremisina@yandex.ru

The difficult-to-enrich apatite-nepheline ore coming for processing from hypergene zones creates significant challenges in enrichment due to the presence of iron hydroxides formed as a result of the destruction of primary minerals. The negative impact is particularly pronounced for iron compounds Fe(III) [1].

In this study, the flotation capability of surfactants with different structures was investigated under direct flotation conditions of apatite from currently processed apatite-nepheline ore. Additionally, an assessment of the physicochemical characteristics of reagent action at interfacial boundaries was provided. It has been established that the presence of iron compounds in the solution suppresses the surface activity of surfactants in alkaline media. Furthermore, resistance to the adverse effects of Fe(III) decreases in the following order: alkyl phosphoric acid esters > aryl phosphoric acid esters > fatty acid collector.

Table 1 presents data on rougher apatite flotation, as well as differences in surface tension (Δσ, mN/m) of the surfactant solution without iron and in the presence of iron at a concentration of 30 mg/L and pH = 10.

Table 1. Data on rougher apatite flotation and difference in surface tension.

Surfactant	Astolan PE55	Astolan PE60	Phosphol-6	Flotoreagent FE-10	Sodium oleate
Rec., %	58,58	66,68	38,63	44,79	9,13
Δσ, mN/m	0,55	0,715	2,855	3,478	6,11

Thus, under the conditions of flotation of apatite-nepheline ore with high iron content, the use of alkyl ethoxyphosphates is most appropriate.

[1] U.V. Korneyeva. The Future of the Arctic Begins Here. Proceedings of the II All-Russian Scientific-Practical Conference with International Participation. (2018). Pp. 53–62.

ПРИМЕНЕНИЕ ПОЛИВИНИЛКАПРОЛАКТАМА МОДИФИЦИРОВАННОГО МОРФОЛИНДИТИОКАРБАМАТОМ В КАЧЕСТВЕ ДОПОЛНИТЕЛЬНОГО РЕАГЕНТА ПРИ ФЛОТАЦИИ ПОЛИКОМПОНЕНТНЫХ РУД[1]

В.В. Гетман, А.Ю. Каркешкина
Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова Российской Академии Наук,
Россия, 111020, Москва, Крюковский тупик, 4
viktoriki.v@gmail.com

Разработка эффективных и экологически безопасных отечественных реагентов позволит повысить комплексность освоения рудных месторождений. Выполняемые в ИПКОН РАН исследования в рамках научной школы академика РАН В.А. Чантурия позволили разработать методику флотационного выделения тонкоизмельченных минеральных частиц, содержащих ценные компоненты, в присутствии термочувствительных полимеров. При этом в настоящее время перспективным направлением в области исследования термочувствительных полимеров является варьирование их свойств путем введения дополнительных функциональных групп.

В работе выполнены исследования поливинилкапролактама [1] модифицированного морфолиндитиокарбаматом [2] (ПВКмдтк) в качестве дополнительного реагента-собирателя. Методами сканирующей растровой электронной и лазерной микроскопии показана адсорбция ПВКмдтк на поверхности золотосодержащего арсенопирита. Мономинеральная флотация показала, что разница выхода арсенопирита с нанесенным золотом и природного арсенопирита составляет 30–35%, т.е. ПВКмдтк селективен по отношению к золотосодержащему арсенопириту. При флотации комплексной руды Находкинского рудного поля с содержанием золота 0,63 г/т, серебра 2,21 г/т введение ПВКмдтк и предварительная обработка пульпы ультразвуком позволили повысить извлечение золота на 2,14%, серебра на 7,86% по сравнению с базовым режимом при применении традиционного собирателя – бутилового ксантогената калия.

[1] Матвеева Т.Н., Гетман В.В., Каркешкина А.Ю. Исследование применения поливинилкапролактама в реагентном режиме флотации золота. Цветные металлы. 8 (2021) 15–20.

[2] Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Анализ комплексообразующих и адсорбционных свойств дитиокарбаматов на основе циклических и алифатических аминов для флотации золотосодержащих руд. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2 (2020) 121–127.

1 «Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 22-17- 00149, https://rscf.ru/project/22-17-00149/»

THE USE OF POLYVINYLCAPROLACTAM MODIFIED WITH MORPHOLINDITHIOCARBAMATE AS AN ADDITIONAL REAGENT IN THE FLOTATION OF POLYCOMPONENT ORES

***V.V. Getman*, A.Yu. Karkeshkina**
Russia Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources named after Academician N.V. Melnikov of the Russian Academy of Sciences, Russia, 111020, Moscow, Kryukovsky tupik, 4
viktoriki.v@gmail.com

The development of effective and environmentally friendly domestic reagents will increase the complexity of the development of ore deposits. The research carried out at IPCON RAS within the framework of the scientific school of Academician V.A. Chanturia of the Russian Academy of Sciences made it possible to develop a technique for the flotation separation of finely ground mineral particles containing valuable components in the presence of thermosensitive polymers. At the same time, currently a promising direction in the field of research of thermosensitive polymers is to vary their properties by introducing additional functional groups.

Studies of polyvinylcaprolactam [1] modified with morpholindithiocarbamate [2] (PVKmdtc) as an additional collector reagent have been performed. The adsorption of PVKmdtc on the surface of gold-bearing arsenopyrite was shown by scanning scanning electron and laser microscopy. Monomineral flotation showed that the difference in the yield of arsenopyrite with deposited gold and natural arsenopyrite is 30–35%. The data obtained indicate the selectivity of the PVKmdtc reagent in relation to gold-bearing arsenopyrite. During the flotation of complex ore from the Nakhodka ore field with gold content of 0.63 g/t and silver content of 2.21 g/t, the introduction of PVKmdtc and pretreatment of the pulp with ultrasound increased the extraction of gold by 2.14% and silver by 7.86% compared with the basic mode when using a traditional collector, butyl potassium xanthogenate.

[1] Matveeva T.N., Getman V.V., Karkeshkina A.Yu. Study of the use of polyvinylcaprolactam in the reagent mode of gold flotation. Tsvetnye Metally. 8 (2021) 15–20.

[2] Matveeva T.N., Gromova N.K., Lantsova L.B. Analysis of complexing and adsorption properties of dithiocarbamates based on cyclic and aliphatic amines for flotation of gold-bearing ores. Physico-technical problems of mining.2 (2020) 121-127.

НОВЫЕ ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ КАРБОНАТНО-ФЛЮОРИТОВЫХ РУД

***Л.Г. Никитина*[1], *С.А. Щеглова*[2]**

[1]Забайкальский государственный университет,
Россия, 672039, Чита, ул. Александро-Заводская, 30, nikitina-lg@mail.ru
[2] Забайкальский государственный университет,
Россия, 672039, Чита, ул. Александро-Заводская, 30, ssheglova@mail.ru

Российская сырьевая база флюоритовых руд по количеству балансовых запасов достаточна для обеспечения внутренних потребностей, однако уступает сырьевым базам основных стран-производителей по качеству, такие как Китай, Мексика, Монголия.

Выделяют две группы плавиковошпатовых концентратов: металлургические с содержанием CaF_2 60–96% и кислотные с содержанием CaF_2 более 97%.

Применяемые в настоящее время схемы переработки карбонатно-флюоритовых руд остаются недостаточно эффективными вследствие необходимости подогрева пульпы, которые используется для разделения минералов флюорита и силикатов (карбонатитов).

Наши исследования подтвердили возможность успешного обогащения карбонатно-флюоритовых руд без предварительного подогрева за счет использования специальных депрессоров карбонатных минералов и новых собирателей, таких как олеил-саркозиновые кислоты и их производные.

Экспериментальная часть работы была выполнена на образцах карбонатно-флюоритовых руд месторождения Бор-Ундур (Монголия) с применением перластанов – поверхностно-активных веществ на основе ацетилсаркозина. Одним из ключевых результатов стало успешное применение натриевого олеил-саркозината перластана (ON-60). Применение этого реагента позволило достичь содержания CaF_2 в получаемом концентрате на уровне 97,05% при общем извлечении 72,45% при оптимальной температуре пульпы +8°C [1].

Использование новых реагентов и технологий снижает энергозатраты и повышает экономическую эффективность процесса обогащения, способствует улучшению качества конечных продуктов.

1. Патент 2564550. Российская Федерация. МПК ВОЗД 1/02.(2006.01), ВОЗД 1/004(2006.01). Способ флотации флюоритовых руд. А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина, С.А. Щеглова, О.Л. Долгих, П.Б. Авдеев, Е.В. Земский, Н.Д. Щёкотов, Хурлээ Ганпурэв. Заявитель и патентообладатель ООО «Забтехноком», RU – №2014109592/03(015140), Заявлено 12.03.2014, опубликовано 10.10.2015. Бюлл.№18.

NEW PERSPECTIVES IN ENRICHMENT OF CARBONATE-FLUORITE ORES

***L.G. Nikitina*[1], *S.A. Scheglova*[2]**
[1]Transbaikal State University,
30 Alexandro-Zavodskaya St., Chita, Russia, 672039, nikitina-lg@mail.ru
[2]Transbaikal State University,
30 Alexandro-Zavodskaya St., Chita, Russia, 672039, ssheglova@mail.ru

The Russian raw material base of fluorite ores is sufficient in terms of the quantity of balance reserves to meet domestic needs, but is inferior to the raw material bases of major producing countries in terms of quality, such as China, Mexico, and Mongolia.

There are two groups of fluorspar concentrates: metallurgical concentrates with CaF_2 content of 60–96% and acid concentrates with CaF_2 content of more than 97%.

Currently applied schemes of carbonate-fluorite ore processing remain insufficiently effective due to the necessity of pulp heating, which is used for separation of fluorite and silicate (carbonatite) minerals.

Our studies have confirmed the possibility of successful enrichment of carbonate-fluorite ores without preheating due to the use of special depressors of carbonate minerals and new collectors such as oleyl-sarcosic acids and their derivatives.

The experimental part of the work was carried out on samples of carbonate-fluorite ores of the Bor-Undur deposit (Mongolia) with the use of perlastanes – surfactants based on acetylsarcosine. One of the key results was the successful application of sodium oleyl-sarcosinate perlastane (ON-60). The use of this reagent allowed to achieve CaF_2 content in the obtained concentrate at the level of 97.05% with a total recovery of 72.45% at the optimum pulp temperature of +8°C [1].

The use of new reagents and technologies reduces energy consumption and increases the economic efficiency of the beneficiation process, contributes to the improvement of the quality of final products.

1. Patent 2564550. Russian Federation. MPC AIR 1/02.(2006.01), AIR 1/004(2006.01). Method of flotation of fluorite ores. A.V. Fatyanov, L.G. Nikitina, S.A. Scheglova, O.L. Dolgikh, P.B. Avdeev, E.V. Zemsky, N.D. Shchekotov, Khurlae Ganpurev. Applicant and patentee LLC "Zabtehnokom", RU - №2014109592/03(015140), Applied 12.03.2014, published 10.10.2015. Bull No.18.

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ НОВОГО ПЕНООБРАЗОВАТЕЛЯ «СИБМАЙНЕР П1» ПРИ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ РУД

***Д.А. Нужный*[1], *А.Е Бурдонов*[2]**
[1]ПАО «СИБУР Холдинг»,
Россия, 117997, Москва, ул. Кржижановского, 16, корп. 3
nuzhnyida@sibur.ru
[2]Иркутский национальный исследовательский технический университет
Россия, 664074, Иркутск, ул. Лермонтова, 83
BurdonovAE@istu.edu

В настоящий момент ряд обогатительных фабрик фиксируют проблемы растворения пенообразователей группы Оксаль в процессе флотационного обогащения. В рамках решения данной проблемы и поиска новых технологических решений, ПАО «Сибур Холдинг» инициированы работы по получению и промышленному выпуску на рынок высокоэффективного пенообразователя отечественного производства. Результатом такой работы стало создания нового продукта – СИБМАЙНЕР П1.

В рамках реализации проекта, в лаборатории «Флотации и химии флотационных реагентов» ИРНИТУ, был проведен ряд исследований по оценки характеристик реагента и эффективности его применения в качестве пенообразователей при флотации сульфидных золотосодержащих руд.

Основные фиксируемые критерии при оценке свойств пенообразователя являлись: концентрация пенообразователя при приготовлении стойкой пены, кратность пены и коэффициент стойкости пены в вяжущем растворе. Тесты проводились как с применением стеклянных цилиндров, так и непосредственно с применением флотационной установки. Сравнение проводилось с рядом соединений, применяемых в производстве, а именно: метилизобутилкарбинолом, смесью монобутиловых эфиров полипропиленгликолей и непосредственно с Оксаль Т-92.

В рамках тестов по оценке эффективности разработанных решений, проведен ряд экспериментов по флотационному обогащению на двух типах руд. Исследования проводились на флотационной тестовой машине Essa® FTM101, при следующем реагентном режиме: в качестве собирателя БКК – 100 г/тонну, пенообразователь – от 5 до 15 г/тонну, с шагом 5 грамм.

На основании полученных данных и проведенного анализа, установлена эффективность применения разработанного реагента в качестве пенообразователя для флотационной переработки минерального сырья. Применение реагента обеспечивает более высокое извлечение по сравнению с другими пенообразователями на 0,56%.

Данное решение зарекомендовало себя как эффективный субститут МИБК и ОПСБ во время проведения ряда полупромышленных и промышленных испытаний на ряде месторождений Российской Федерации.

Последующие разработки буду направлены на повышение эффективности пенообразующих свойств реагента.

EVALUATION OF EFFICIENCY OF NEW SIBMEINER F1 FOAMING AGENT IN SULPHIDE ORE FLOTATION

D.A. Nuzhnyy[1], A.E. Burdonov[2]
[1]LLS «SIBUR,» Russia, 117997, Moscow, 16 Krzhizhanovsky str., Corp.3
nuzhnyida@sibur.ru
[2]Irkut National Research Technical University
Russia, 664074, Irkutsk, st. Lermontova, 83
BurdonovAE@istu.edu

Currently, a number of processing plants record problems of dissolving Oxal foaming agents during flotation processing. As part of solving this problem and finding new technological solutions, LLS SIBUR initiated work to obtain and commercially launch a highly efficient domestic foaming agent on the market. The result of this work was the creation of a new product – SIBMEINER F1.

As part of the project implementation, IRNITU carried out a number of studies in the laboratory of Flotation and Chemistry of Flotation Reagents to assess the characteristics of the reagent and the effectiveness of its use as foaming agents in the flotation of sulfide gold-bearing ores.

The main fixed criteria for assessing the properties of the foaming agent were: the concentration of the foaming agent during the preparation of stable foam, the foam multiplicity and the foam resistance factor in the binder solution. Tests were carried out both using glass cylinders and directly using a flotation plant. The comparison was carried out with a number of compounds used in the production, namely: methyl isobutyl carbinol, a mixture of monobutyl esters of polypropylene glycols and directly with Oxal T-92.

As part of the tests to assess the effectiveness of the developed solutions, a number of experiments on flotation enrichment were carried out on two types of ores. Studies were carried out on the Essa® FTM101 flotation test machine, with the following reagent mode: as a collector of CCB - 100 g/ton, foaming agent – from 5 to 15 g/ton, in increments of 5 grams.

Based on the data obtained and the analysis carried out, the effectiveness of using the developed reagent as a foaming agent for flotation processing of mineral raw materials was established. The use of the reagent provides a 0.56% higher recovery than other foaming agents.

This solution proved to be an effective substrate of MIBK and OPSB during a series of semi-industrial and industrial tests at a number of fields in the Russian Federation.

Subsequent development will be aimed at improving the effectiveness of the foam-forming properties of the reagent.

МОСКОВСКИЙ МЕЖДУНАРОДНЫЙ КОНГРЕСС ОБОГАТИТЕЛЕЙ (ММКО-2025)

ФЛОТАЦИЯ И ДРУГИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ, БИОХИМИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ

MOSCOW INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS (MIMPC-2025)

FLOTATION AND OTHER PHYSICO-CHEMICAL, BIOCHEMICAL METHODS OF MINERAL RESOURCES PROCESSING

РАЗРАБОТКА РАЦИОНАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ СЕЛЕКЦИИ СВИНЦОВО-МЕДНОГО КОНЦЕНТРАТА С ПРИМЕНЕНИЕМ АММОФОСА В КАЧЕСТВЕ ДЕПРЕССОРА ГАЛЕНИТА

С.А. Абдурахманов[1], М.А. Муталова[1], Т.Е. Мельникова[1]
[1]Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета, Алмалык. Узбекистан

Предварительные поисковые опыты показали положительное влияние аммофоса как депрессора, однако, воспроизводимость результатов была неустойчива. Поэтому, нами были поставлены эксперименты для определения оптимальных параметров флотационного разделения свинцово-медного концентрата.

Процесс десорбции коллективного концентрата проводился в следующем порядке: определённое количество коллективного концентрата в течение 15–20 минут перемешивали с раствором сернистого натрия, затем пульпу разбавляли водопроводной водой до Т:Ж – 1:20, перемешивали, отстаивали и сливали осветлённую часть до содержания твёрдого в сгущённой пульпе, равного 50%.

Было изучено влияние продолжительности контактирования пульпы с сернистым натрием и числа отмывок коллективного концентрата на степень разделения свинцово-медных концентратов. В дальнейших опытах проводили предварительную десорбцию реагентов сернистым натрием.

Эксперименты показали, что для удаления флотореагетов с поверхности частиц необходимо контактирование концентрата с раствором сернистого натрия в течение 15 мин при расходе последнего 6–8 кг/т.

Очищенный от флотореагентов коллективный концентрат подвергался флотационному разделению. Изучались зависимости степени разделения меди и свинца при флотации от расхода аммофоса, от продолжительности контактирования с аммофосом, от pH среды.

Результаты опытов по влиянию расхода аммофоса на степень разделения меди и свинца показали, что достаточно полное разделение происходит при расходе аммофоса 2,5–3 кг/т. концентрата. При меньших количествах аммофоса его, по-видимому, недостаточно для покрытия плёнкой всех частиц галенита аммофосом, а при больших расходах аммофоса начинается депрессия и минералов меди. Агитация в разных опытах длилась от 15 до 60 мин. Расход аммофоса составлял 2,5 кг/т.

DEVELOPMENT OF A RATIONAL TECHNOLOGY FOR SELECTION OF LEAD-COPPER CONCENTRATE USING AMMOPHOS AS A GALENITE DEPRESSOR

S.A. Abdurakhmanov[1], M.A. Mutalova[1], T.E. Melnikova[1]
[1]Almalyk branch of Tashkent State Technical University, Almalyk. Uzbekistan

Preliminary exploratory experiments showed a positive effect of ammophos as a depressor, however, the reproducibility of the results was unstable. Therefore, we conducted experiments to determine the optimal parameters for flotation separation of lead-copper concentrate.

The process of desorption of the bulk concentrate was carried out in the following order: a certain amount of the bulk concentrate was mixed with a sodium sulfide solution for 15–20 minutes, then the pulp was diluted with tap water to a solid:liquid ratio of 1:20, mixed, settled, and the clarified portion was drained until the solid content in the thickened pulp was 50%.

The effect of the duration of pulp contact with sodium sulfide and the number of washings of the bulk concentrate on the degree of separation of lead-copper concentrates was studied. In further experiments, preliminary desorption of reagents with sodium sulfide was carried out.

The experiments showed that to remove flotation reagents from the surface of the particles, it is necessary to contact the concentrate with a sodium sulfide solution for 15 minutes at a sodium sulfide consumption of 6–8 kg/t.

The bulk concentrate purified from flotation reagents was subjected to flotation separation. The dependences of the degree of copper and lead separation during flotation on the consumption of ammophos, on the duration of contact with ammophos, on the pH of the medium were studied.

The results of experiments on the effect of ammophos consumption on the degree of copper and lead separation showed that sufficiently complete separation occurs with an ammophos consumption of 2.5–3 kg/t of concentrate. With smaller amounts of ammophos, it is apparently insufficient to cover all galena particles with a film of ammophos, and with high ammophos consumption, depression of copper minerals begins. Agitation in different experiments lasted from 15 to 60 minutes. Ammophos consumption was 2.5 kg/t.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ВЫСОКОМИНЕРАЛИЗОВАННЫХ ПОДЗЕМНЫХ РАССОЛОВ ВОСТОЧНОЙ СИБИРИ

Е.В. Зелинская[1], В.В. Барахтенко[1]
[1]ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет», Россия, 664074, г. Иркутск, ул. Лермонтова, 83
zelinskaelena@mail.ru, barakhtenkov@gmail.com

Сибирская платформа характеризуется высокоминерализованными подземными рассолами с уникальным составом и содержанием микро и макроэлементов. Концентрации кальция, магния, калия, брома, лития, стронция, рубидия и других, имеющихся в рассолах элементов, превышают требования к их показателям для промышленного извлечения из гидроминерального сырья. В настоящий момент наибольший интерес вызывает получение лития из подземных вод, который связан с ограничением импорта. Содержание лития в подземных рассолах Иркутской области составляет более 600 мг/л [1]. Количество лития в исследованных пробах сопоставимо с их содержанием в южноамериканских саларах и выше, чем содержание в ряде разрабатываемых месторождений Китая и США [2]. Результаты исследования химического составов проб рассолов определяют перспективы для промышленного получения лития.

Известные технологии прямого извлечения лития из гидроминерального сырья включают методы осаждения с концентрированием, экстракцию, мембранный электролиз, ионную флотацию, сорбцию.

Метод извлечения лития из подземных рассолов Иркутской области необходимо определять, в том числе с поправкой на многокомпонентность состава и высокое содержание макрокомпонентов: кальция, магния, железа, калия и других. Поэтому для переработки данного сырья следует подбирать комплексную технологию, способную на разных этапах технологической схемы вывести из процесса мешающие компоненты, которые впоследствии будут ценными товарными продуктами.

В лабораторных условиях опробована комплексная схема с осаждением солей железа, кальция и магния на начальных этапах с последующей сорбцией лития ионоселективным сорбентом. Исследования показали возможность извлечения 89% лития из рассолов в оптимальных условиях с необходимым количеством сорбента. Полученный в лабораторных условиях очищенный карбонат лития подтверждает возможность его промышленного извлечения.

[1] Зелинская Е.В. и др. Обогащение руд. 6 (414) (2024) 25.
[2] Алексеев С.В. и др. Горный журнал. 2 (2012) 8.

PROSPECTS FOR PROCESSING HIGHLY MINERALISED UNDERGROUND BRINES OF EASTERN SIBERIA

E.V. Zelinskaya[1], V.V. Barakhtenko[1]
[1]Irkutsk National Research Technical University,
Russia, 664074, Irkutsk, Lermontov St., 83
zelinskaelena@mail.ru, barakhtenkov@gmail.com

The Siberian platform is characterized by highly mineralized underground brines with a unique composition and content of micro and macroelements. Concentrations of calcium, magnesium, potassium, bromine, lithium, strontium, rubidium and other elements present in brines exceed the requirements for their indicators for industrial extraction from hydromineral raw materials. At present, the greatest interest is in obtaining lithium from groundwater, which is associated with import restrictions. The lithium content in underground brines of the Irkutsk region is more than 600 mg / l [1]. The amount of lithium in the studied samples is comparable to their content in South American salars and is higher than the content in a number of developed deposits in China and the USA [2]. The results of the study of the chemical composition of brine samples determine the prospects for industrial production of lithium.

Known technologies for direct extraction of lithium from hydromineral raw materials include precipitation methods with concentration, extraction, membrane electrolysis, ion flotation, sorption. The method of lithium extraction from underground brines of the Irkutsk region must be determined, including with an adjustment for the multi-component composition and high content of macrocomponents: calcium, magnesium, iron, potassium and others. Therefore, for the processing of this raw material, it is necessary to select a comprehensive technology capable of removing interfering components from the process at different stages of the process flow chart, which will subsequently become valuable commercial products.

In laboratory conditions, a comprehensive scheme with the precipitation of iron, calcium and magnesium salts at the initial stages with subsequent sorption of lithium by an ion-selective sorbent was tested. Studies have shown the possibility of extracting 89% of lithium from brines under optimal conditions with the required amount of sorbent. Purified lithium carbonate obtained in laboratory conditions confirms the possibility of its industrial extraction.

[1] Zelinskaya E.V. et al. Obogashchenie Rud. 6 (414) (2024) 25.
[2] Alekseev S.V. et al. Mining journal. 2 (2012) 8.

ПОВЫШЕНИЕ СЕЛЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ ФЛЮОРИТОВЫХ РУД

Е.Ю. Дегодя

ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия, 455000, Магнитогорск, пр. Ленина, 38

magur@mail.ru

В настоящее время флотация является основным методом обогащения флюоритовых руд и единственным способом получения высококачественных концентратов, содержащих 95–98% флюорита. С 2014 г. добыча флюоритовых руд в России ведется в ограниченных количествах и только одно крупное Эгитинское месторождение силикатно-карбонатно-флюоритовых руд разрабатывается открытым способом компанией ООО «Эгитинский ГОК Плюс».

Анализ практики обогащения флюоритовых руд показал, что в результате истощения легкообогатимых руд в переработку вовлекаются карбонатно-флюоритовые руды со средним и высоким флюорито-карбонатным модулем. Близкие свойства флюорита и кальцита определяют сложность их флотационного разделения и обусловливают неудовлетворительные показатели процесса флотации. Даже применение сложных технологических схем и реагентных режимов не позволяет получать флюоритовые концентраты требуемого качества.

С целью повышения селективности основных и перечистных операций при флотации флюоритовых руд проведены ряд исследований в МГТУ им. Г.И. Носова, которые показали целесообразность и эффективность. Учтен факт, что для карбоксильных собирателей характерна не только малая избирательность закрепления, но и активное взаимодействие карбоксильной группы с солями жесткости, что требует предварительного умягчения воды. Были исследованы и рекомендованы к промышленному освоению современные реагенты собиратели FCA, FCB, FL7014 фирмы Florrea на карбонатно-флюоритовых рудах Эгитинского и Суранского месторождений. Получены кондиционные флюоритовые концентраты.

Также установлено, что особую роль на флотацию флюорита оказывает сернистый натрий. Повышение флотируемости данного минерала обусловлено образованием на поверхности элементной серы и возрастанием адсорбции собирателя. Наибольший эффект в промышленных условиях достигается при подаче сернистого натрия в измельчение до 360–400 г/т.

Для повышения селективности перечистных операций исследованы и установлены режимные параметры процесса пропарки. При концентрации силиката натрия, равной 1% прирост массовой доли флюорита в концентрате особенно возрастает при температуре пропарки, равной 60°С, а снижение массовой доли кальцита непрерывно и значительно до температуры пропарки равной 80°С. Установленные параметры нашли промышленное освоение сначала на Миндякской обогатительной фабрике, в настоящее время на Эгитинском ГОКе.

INCREASING THE SELECTIVITY OF FLOTATION OF HARD-TO-ENRICH FLUORITE ORES

E.Y. Degodya
Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov,
Russia, 455000, Magnitogorsk, Lenin avenue, 38
magur@mail.ru

Currently, flotation is the main method of fluorite ore enrichment and the only way to obtain high-quality concentrates containing 95–98% fluorite. Since 2014, fluorite ore mining in Russia has been limited, and only one large Egitinskoye deposit of silicate-carbonate-fluorite ores is being developed by open-pit mining by Egitinsky GOK Plus LLC.

Analysis of fluorite ore enrichment practices has shown that as a result of depletion of free-milling ores, carbonate-fluorite ores with medium and high fluorite-carbonate modulus are involved in processing. Similar properties of fluorite and calcite determine the complexity of their flotation separation and cause unsatisfactory flotation process performance. Even the use of complex process flow charts and reagent modes does not allow obtaining fluorite concentrates of the required quality.

In order to increase the selectivity of the main and cleaning operations in the flotation of fluorite ores, a number of studies were conducted at Nosov Magnitogorsk State Technical University, which showed their feasibility and efficiency. The fact was taken into account that carboxyl collectors are characterized not only by low selectivity of fixation, but also by active interaction of the carboxyl group with hardness salts, which requires preliminary softening of water. Modern reagents collectors FCA, FCB, FL7014 by Florrea were studied and recommended for industrial development on carbonate-fluorite ores of the Egitinsky and Suransky deposits. High-quality fluorite concentrates were obtained.

It was also found that sodium sulfide has a special role in fluorite flotation. The increase in the floatability of this mineral is due to the formation of elemental sulfur on the surface and an increase in the adsorption of the collector. The greatest effect in industrial conditions is achieved when feeding sodium sulfide to grinding up to 360–400 g/t.

In order to increase the selectivity of cleaning operations, the operating parameters of the steaming process have been studied and established. At a sodium silicate concentration of 1%, the increase in the mass fraction of fluorite in the concentrate increases especially at a steaming temperature of 60°C, and the decrease in the mass fraction of calcite is continuous and significant up to a steaming temperature of 80°C. The established parameters have been industrially developed first at the Mindyak enrichment plant, and currently at the Egitinsky GOK.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ФЛОТАЦИИ МЕДНО-ПОРФИРОВЫХ РУД

***Я.Ю. Федотова*[1], *М.Н. Нафталь*[2], *В.И. Брагин*[1], *Д.А. Кизяев*[1], *Д.С. Антоненок*[1]**

[1]ФГАОУ ВО «Сибирский Федеральный Университет»,
Россия, 660041, Красноярск, пр. Свободный, 79, Yara.Fedotova@yandex.ru
[2]ООО «Кемикал Эр энд Ди»,
Россия, 429965, Новочебоксарск, ул. Промышленная, 59

Представлены результаты лабораторных и опытно-промышленных испытаний сложных реагентных смесей на основе дитиофосфатов в процессе флотационного обогащения золотосодержащих медно-порфировых руд месторождений Южного Урала.

Руда данного месторождения медно-порфирового типа относится к малосульфидному типу и в своем составе содержит помимо меди и золота дополнительно молибден и серебро.

Все стадии флотационных исследований были проведены на представительной руде медно-порфирового месторождения по применяемой на данный момент технологической схеме обогащения.

В ходе лабораторных и опытно-промышленных испытаний было выявлено, что реагентная смесь, представляющая собой композицию диалкилдитиофосфатов с различными функциональными присадками, не уступает по эффективности различным импортным аналогам.

При применении данного композиционного реагента наблюдается как увеличение извлечения меди, так и более высокое содержание меди в готовом концентрате.

IMPROVEMENT OF THE REAGENT REGIME OF COPPER PORPHYRY ORE FLOTATION

***Ya.Yu. Fedotova*[1], M.N. Naftal[2], V.I. Bragin[1], D.A. Kizyaev[1], D.S. Antonenok[1]**
[1]FSAEI HE "Siberian Federal University",
Russia, 660041, Krasnoyarsk, Svobodny ave., 79, Yara.Fedotova@yandex.ru
[2]«Chemical R&D» LLC,
Russia, 429965, Novocheboksarsk, Promyshlennaya str., 59

The results of laboratory and pilot tests of complex reagent mixtures based on dithiophosphates in the process of flotation enrichment of gold-bearing copper-porphyry ores from deposits in the Southern Urals are presented.

The ore of this copper-porphyry deposit belongs to the low-sulfide type and contains, in addition to copper and gold, additional molybdenum and silver.

All stages of flotation studies were carried out on a representative ore of the copper-porphyry deposit according to the currently used technological scheme of enrichment.

During laboratory and pilot tests, it was revealed that the reagent mixture, which is a composition of dialkyldithiophosphates with various functional additives, is not inferior in effectiveness to various imported analogues.

When using this composite reagent, both an increase in copper extraction and a higher copper content in the finished concentrate are observed.

ВЛИЯНИЕ ИМПУЛЬСНО-ПЕРИОДИЧЕСКИХ ВЫСОКОВОЛЬТНЫХ РАЗРЯДОВ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ ТРУДНООБОГАТИМЫХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД

И.А. Хабарова*, *И.Ж. Бунин
[1]Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова РАН,
Россия, 111020, Москва, Крюковский тупик, 4
xabosi@mail.ru

В перспективе по мере отработки богатых руд важное место в развитии Норильского промышленного района займут вкрапленные медно-никелевые руды [1]. Для их глубокой переработки необходим поиск новых методов и процессов, позволяющих высокоэффективно извлекать необходимые полезные компоненты. В ИПКОН РАН установлено, что обработка тонкодисперсного минерального сырья мощными наносекундными электромагнитными импульсами (МЭМИ) вызывает как селективное разрушение минеральных комплексов, раскрытие сростков, так и изменение структуры, состава поверхности, физико-химических и технологических (флотационных) свойств сульфидов [2, 3].

В докладе представлены результаты экспериментальных исследований эффекта воздействия низкотемпературной плазмы диэлектрического барьерного разряда (НТП–ДБР) в воздухе при атмосферном давлении на морфологию и структурно-физические свойства поверхности природных сульфидов (пирротина и халькопирита) с целью повышения эффективности процессов переработки труднообогатимых медно-никелевых руд. Проведено сравнение полученных результатов с данными по воздействию МЭМИ на структурные, физико-химические и флотационные свойства природных сульфидных минералов железа и меди. Полученные результаты свидетельствуют о преимуществах применения кратковременных ($t_{обр}$ = 10–30 с) электромагнитных импульсных воздействий (МЭМИ) и плазменной обработки (НТП–ДБР) минеральных проб для повышения эффективности флотационного разделения сульфидных минералов с близкими физико-химическими свойствами. На примере сульфидных минералов (пирротина и халькопирита) продемонстрирована возможность реализации процесса структурно-химического преобразования поверхности и направленного (контрастного) изменения электрохимических (электродного потенциала), сорбционных и флотационных свойств сульфидов железа и меди с целью усовершенствования технологии переработки труднообогатимых медно-никелевых руд.

[1] Л.И. Алексеева и др. Записки Горного института. 165 (2005) 16.
[2] В.А. Чантурия, И.Ж. Бунин. ФТПРПИ. 3 (2007) 107.
[3] В.А. Чантурия, Т.А. Иванова, И.А. Хабарова и др. ФТПРПИ. 1(2007) 91.

EFFECTS OF NANOSECOND REPETITIVELY PULSED DISCHARGES ON THE TECHNOLOGICAL PROPERTIES OF SULFIDE MINERALS FROM LOW-GRADE COPPER-NICKEL ORES

I.Zh. Bunin and I.A. Khabarova
Mel'nikov Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources, Russian Academy of Sciences, Moscow, 111020 Russia
xabosi@mail.ru

In the future, as rich ores are developed, disseminated copper-nickel ores will take an important place in the development of the Norilsk industrial region [1]. For their deep processing, it is necessary to search for new methods and processes for highly efficient extraction of the necessary useful components. At the IPKON RAS it was established that the treatment of finely dispersed mineral raw materials with powerful nanosecond electromagnetic pulses (HPEMP) causes both the selective destruction of mineral complexes, the opening of intergrowths, and a change in the structure, surface composition, physico-chemical and technological (flotation) properties of sulfides [2, 3].

The report presents the results of experimental studies of the effect of low-temperature plasma dielectric barrier-discharge (LTP-DBD) in air at atmospheric pressure on the morphology and structure-sensitive (functional) properties of the surface of sulfides (pyrrhotite and chalcopyrite) in order to increase the efficiency of the treatment of difficult copper-nickel sulfide ores. The results obtained are compared with data on the effect of HPEMP on the structural, physical-chemical, and flotation properties of sulfide minerals of iron and copper. The results obtained indicate the advantages of using short-term (t=10–30 s) electromagnetic pulse effects (HPEMP) and plasma treatment (LTP-DBD) of mineral samples to increase the efficiency of the flotation separation of sulfide minerals with close physical and chemical properties.

Using the example of sulphide minerals (pyrrhotite and chalcopyrite), the possibility of implementing the process of structural and chemical modification of the surface and directional (contrast) changes in the electrochemical (electrode potential), sorption and flotation properties of iron and copper sulphides in order to improve the technology of processing difficult copper-nickel sulfide ores is demonstrated.

[1] L.I. Alekseeva and others. Notes of the Mining Institute. 165 (2005) 16.
[2] V.A. Chanturia and I.Zh. Bunin. FTPRPI. 3 (2007) 107.
[3] V.A. Chanturia, T.A. Ivanova, I.A. Khabarova and others. FTPRPI. 1(2007) 91.

ПРАКТИКА ПРИМЕНЕНИЯ БОЛЬШЕОБЪЁМНЫХ ФЛОТОМАШИН

***Б.А. Кутлин*[1], *С.А. Ропейко*[1], *А.В. Назаров*[2], *Е.С. Фомичев*[2], *А.А. Зимина*[2,1]**

[1]АО «ГипроРИВС», Российская Федерация, 199155, Санкт-Петербург, ул. Железноводская, 11, литер А, b_kutlin@rivs.ru

[2]АО «НПО «РИВС», Российская Федерация, 199155, Санкт-Петербург, ул. Железноводская, 11, литер А, rivs@rivs.ru

Рассмотрены практические вопросы применения большеобъёмных флотомашин на предприятиях России: от механических ФМ Механобр до пневмомеханических ФМ российских производителей и зарубежных компаний. Изучены параметры, влияющие на флотацию различных видов минерального сырья, в т.ч. определяемые конструкцией флотомашины. Рассмотрена методология оценки параметров пенного слоя с целью обеспечения максимального извлечения полезного компонента. Представлены разработки компании АО «НПО «РИВС» в области создания и использования большеобъёмных пневмомеханических флотомашин, перспективные разработки линейки флотомашин объемом до 700 куб. метров.

Ключевые слова: флотация, пневомеханические флотомашины, практика применения флотомашин.

THE PRACTICE OF USING LARGE-VOLUME FLOTATION MACHINES

***B.A. Kutlin*[1], *S.A. Ropeiko*[1], *A.V. Nazarov*[2], *E.S. Fomichev*[2], *A.A. Zimina*[1,2]**

[1]JSC GiproRIVS, Russian Federation, 199155, Saint Petersburg, Zheleznovodskaya St., 11, litera A, b_kutlin@rivs.ru

[2]JSC NPO RIVS, Russian Federation, 199155, Saint Petersburg, Zheleznovodskaya St., 11, litera A, rivs@rivs.ru

The practical issues of using large-volume flotation machines at Russian enterprises are considered: from mechanical FM Mekhanobr to pneumatic-mechanical FM of Russian manufacturers and foreign companies. The parameters affecting the flotation of various types of mineral raw materials, including those determined by the design of the flotation machine, are considered. The methodology for assessing the parameters of the froth layer is considered in order to ensure maximum extraction of the useful component. The developments of JSC NPO RIVS in the field of creation and use of large-volume pneumatic-mechanical flotation machines, promising developments of a line of flotation machines with a volume of up to 700 cubic meters are presented.

Keywords: Flotation, pneumatic mechanical flotation machines, the practice of using flotation machines.

ОСОБЕННОСТЬ АДСОРБЦИОННОЙ СТРУКТУРЫ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИ АКТИВИРОВАННОЙ ВОДЫ НА ПОВЕРХНОСТИ ПИРИТА (100)

К.В. Прохоров
Институт горного дела ДВО РАН,
Россия, 680000, Хабаровск, Тургенева, 51, igd@igd.khv.ru

Одним из механизмов в теории флотации является предположение что основным кинетическим ограничением образованию флотационного комплекса является разрыв прослойки воды, заключенной между минеральной частицей и пузырьком газа [1]. На это влияет непосредственное взаимодействие молекул воды с поверхностью минералов и характер их упорядочивания. Так в исследовании по динамическому моделированию [2] выявлено, что молекулы воды, расположенные близко к поверхности минерала, расположены упорядоченно. Слой воды имеет плотность 1,12 г/см^3, что свидетельствует о сильном взаимодействии между поверхностью пирита и молекулами воды. Влияние модификаторов действующих на разделе фаз твердое-жидкое-газ во флотационной системе, а также энергетические воздействия интенсифицируют процесс закрепления и удержания минеральных частиц на пузырьке воздуха.

Целью работы являлось исследование для более детального понимания кинетики закрепления частиц пирита на пузырьке воздуха и интенсификации закрепления минеральных частиц путем электрохимической активации растворов.

С помощью метода теории функционала плотности проведено моделирование молекулярной структуры адсорбированных молекул пленочной воды на поверхности пирита (100). При добавлении в систему иона гидроксония расстояние Fe-O увеличивается с 2,145 Å до 3,245 Å и это влияет и на связь меду молекулами пленочной воды. Общее количество водородных связей между молекулами воды уменьшается на расстоянии до 5,5 Å от поверхности FeS_2. Молекулярно-динамическое моделирование показывает перенос протона от приповерхностных слоев воды к верхним слоям. Результаты моделирования согласуются с экспериментальными данными исследования кинетики закрепления частиц пирита на пузырьке воздуха. После электрохимической активации раствора гидрокарбоната натрия наблюдается рост нагрузки пузырька частицами пирита до 32%.

[1] I.A. Konovalov, S.A. Kondratiev. Interexpo GEO-Siberia. 2(4) (2019) 69–76.

[2] Yingchao Liu, Jianhua Chen, Yuqiong Li, Junjie Zhang, Duan Kang. Physicochemical Problems of Mineral Processing. 57(2) (2021) 121–130.

FEATURES OF THE ADSORPTION STRUCTURE OF ELECTROCHEMICALLY ACTIVATED WATER ON THE PYRITE (100) SURFACE

K.V. Prokhorov
Mining institute FEB RAS, Russia, 680000, Khabarovsk, 51, Turgenev str.
igd@igd.khv.ru

One of the numerous mechanisms in flotation theory is the hypothesis that the primary kinetic limitation in forming a flotation complex is the disruption of the water film trapped between the mineral particle and the gas bubble [1]. These properties arise from the direct interactions between water molecules and the mineral surface and the ordering of these molecules. A dynamic modeling study [2] demonstrated that water molecules close to the mineral surface display an orderly arrangement. The density of the first water layers near the pyrite surface were 1.12 g/cm³, indicating strong interactions between the pyrite surface and the water molecules. The actions of modifiers at the solid–liquid–gas phase interface within the flotation system, as well as energetic impacts, enhance the attachment and retention of mineral particles on air bubbles.

Using experimental and theoretical investigations, this study aimed to elucidate the kinetics of pyrite particle attachment to air bubbles and explore opportunities for strengthening the attachment of FeS_2 mineral particles in the elementary act of flotation through the electrochemical activation of solutions.

This study modeled the molecular structure of adsorbed water films on the pyrite (100) surface using density functional theory (DFT) to investigate the effects of hydronium ions on the surface bonding interactions. Adding hydronium ions to the water films weakened the Fe–O interaction, increasing the Fe–O bond distance from 2.145 to 3.245 Å and, consequently, reducing hydrogen bonding among water molecules within a 5.5-Å range of the FeS_2 surface. Molecular dynamics simulations further revealed the proton transfer dynamics from the subsurface to upper water layers, aligning with experimental observations of the kinetics of pyrite particle attachment to air bubbles. Electrochemical activation of a sodium bicarbonate solution enhanced the pyrite particle loading on the bubbles by up to 32% compared to a nonactivated solution. These results suggest that hydronium-mediated surface modifications intensify the flotation process, providing insights into optimizing mineral separation techniques.

[1] И.А. Коновалов, С.А. Кондратьев. Интерэкспо Гео-Сибирь. 2(4) (2019) 69–76.
[2] Yingchao Liu, Jianhua Chen, Yuqiong Li, Junjie Zhang, Duan Kang. Physicochemical Problems of Mineral Processing. 57(2) (2021) 121–130.

ОБ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ИМПУЛЬСНЫХ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ

***М.В. Рязанцева*[1], *И.Ж. Бунин*[1]**

[1]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук,
Россия, 111020, Москва, Крюковский тупик, 4
ryzanceva@mail.ru

В работе представлен способ повышения эффективности флотационного обогащения железистых кварцитов, основанный на использовании плазменной обработки, реализуемой в условиях диэлектрического барьерного разряда (ДБР). Показано, что использование ДБР позволяет повысить качество магнетитового продукта флотации на 0,7–1,5 % за счет повышения извлечения кварца на 1,9–3,2 %. В условиях обработки мощными наносекундными электромагнитными импульсами (МЭМИ) прирост качества магнетитового концентрата составляет 1,1%, за счет повышения извлечения кварца на 3,2%. Исследован механизм возникновения обнаруженного технологического эффекта, и установлено, что он заключается в усилении сорбционной способности кварца по отношению к флотационному реагенту катионного типа за счет активации поверхности минерала в результате взаимодействия электромагнитным полем высокой напряженности.

ON THE USE OF PULSED ENERGY IMPUCTS TO THE IMPROVING OF THE EFFICIENCY OF FLOTATION FERRUGENT QUARTZITES

***M.V. Ryazantseva*[1], *I.Zh. Bunin*[1]**
Melnikov' Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Recourses
Russian Academy of Sciences, Russia, 111020, Moscow, 4 Kryukovsky Tupik,
ryzanceva@mail.ru

The paper presents the way for increasing of the ferruginous quartzites flotation efficiency based on the use of plasma treatment, implemented under dielectric barrier discharge (DBD) conditions in order to modify the technological properties of quartz. Aplication DBR allows to increase the quality of magnetite flotation product by 0,7–1,5 % due to the increase in the quartz recovery by 1,9–3,2%. Under the treatment by high power nanosecond electromagnetic pulses (HPEMP) the increase in the quality of magnetite concentrate is 1,1%, due to the increase in the quartz recovery by 3.2%. The mechanism of the technological effect consists in increasing of the sorption ability of quartz due to the activation of the mineral surface as a result of interaction with a high-intensity electromagnetic field.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ МЕДНОГО КУПОРОСА НА КИНЕТИКУ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-ПОРФИРОВОЙ РУДЫ В ЛАБОРАТОРНЫХ УСЛОВИЯХ

***Э.Р. Саппарова*[1,2], *А.А. Николаев*[2]**
[1]АГМК, Узбекистан, 110100, Ташкентская область, Алмалык, пр. Амира Тимура 53, e.sapparova@agmk.uz
[2] Университет науки и технологий МИСИС, Россия, 119049, Москва, Ленинский пр., 4, nikolaevopr@mail.ru

Важной проблемой коллективной флотации медно-порфировых руд является недостаточное извлечение цветных металлов в коллективный медно-молибденовый концентрат. Поэтому исследование по совершенствованию реагентных режимов флотации с целью повышения технологических показателей флотационного обогащения является актуальной задачей.

В работе приведены результаты лабораторных исследований по кинетике флотации медно-порфировой руды с использованием реагента-модификатора (медного купороса) и реагентов-собирателей. Определены константы скорости флотации для исследуемых реагентных режимов, зависящие от типа и расхода флотационных реагентов. Также установлены кинетические зависимости по извлечению меди в коллективный концентрат от исследуемых факторов.

Результаты исследования установили эффект повышения извлечения меди в коллективный концентрат при флотации медно-порфировой руды при использовании в качестве модификатора медного купороса.

STUDY OF THE EFFECT OF COPPER SULFATE ON THE FLOTATION KINETICS OF PORPHYRY COPPER ORE UNDER LABORATORY CONDITIONS

***E.R. Sapparova*[1,2], *A.A. Nikolaev*[2]**

[1]53 Amir Timur ave., Almalyk, 110100 Tashkent region, AGMK, Uzbekistan
e.sapparova@agmk.uz
[2]University of Science and Technology «MISIS», 4 Leninsky prospekt, Moscow, 119049, Russia, nikolaevopr@mail.ru

An important problem of the bulk flotation of porphyry copper ores is the insufficient extraction of non-ferrous metals into the bulk copper-molybdenum concentrate. Therefore, research on improving reagent flotation regimes to improve the technological performance of beneficiation using flotation is a relevant objective.

The paper presents the results of laboratory studies on the kinetics of porphyry copper ore flotation using a modifier reagent (copper sulfate) and collectors. The flotation rate constants for the reagent modes under study are determined, depending on the type and consumption of flotation reagents.

Kinetic dependences on the extraction of copper into a bulk concentrate on the studied factors have also been established.

The findings indicate the effect of increasing the extraction of copper into a bulk concentrate during the flotation of porphyry copper ore under the condition of using a copper sulfate as a modifier reagent.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИИ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОЙ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ

А.Р. Ергешев[1], М.А. Кармеева[1], Н.Д. Ергешева[1], А.А. Каюмов[1], В.А. Игнаткина[1]
НИТУ МИСИС, Москва, Россия
akim9797@mail.ru

Углеродистое вещество или углеродистый материал в разных типах промышленных руд является причиной труднообогатимости руд и упорности золотосодержащих руд к цианированию. Информация посоставу углеродистого материала в рудах многообразна – остатки угля, графита, наличие аморфного углерода (в том числе битума, керогена), гуминовых кислот. Поэтому задача достоверности аналитическогоконтроля за содержанием органического углерода ($C_{орг.}$) является актуальной. Результаты исследований вещественного состава, обогатимости проб руды разных промышленных типов, содержащих углеродистый материал, показали, чтометодика ГОСТ 13455-91 [1] занижает результаты по углероду, а нетрадиционные методики, такие как минерализация углеродсодержащего материала [2–3], так же имеют ограничения. Результаты, полученные с применением нетрадиционных методик контроля УМ, лучше согласуются с технологическими результатами флотации.

Наши исследования образцов УМ, выделенного из разных промышленных типов руд (литиевая слюдистая руда, полиметаллическая сульфидная руда, золотосульфидная руда) выявили следующие общие признаки УМ– значительную удельную поверхность (порядка 10 $м^2/г$); одинаковые характеристические полосы колебаний связей в области ИК спектра 1600–450 $см^{-1}$; отличный примесный состав поверхности, определенный РФЭС, от элементного состава образцов и их золы с применением стандартных методов аналитическогоконтроля, прежде всего по концентрации углерода и кислорода.

На основании выполненных экспериментальных исследований как на углеродсодержащих образцах, так и на УМ из проб руды разных промышленных типов, для удаления данной вредной примеси рекомендуется межстадиальная флотация углеродистого материала с использованием аполярного собирателя при грубом помоле руды. Тонкое измельчение (более 70% кл. – 71 мкм) приводит к гомогенизации углеродистого материала в руде и к снижению технологических показателей флотации за счет уменьшения контрастности флотации разделяемых минералов.

[1] ГОСТ 13455-91 (ИСО 925-97) Группа А19. Межгосударственный стандарт. ТТМ. Методы определения диоксида углерода карбонатов.

[2] Руководство по анализу битумов и рассеянного органического вещества горных пород. Л.: Недра. 1966. 315 с.

[3] Сергеева А.С., Голынец О.С., Медведевских М.Ю. и др. Сопоставление методических подходов к определению органического углерода в отходах добычи, переработки и сжигания углей. Диаг-ка материалов. 2023.89(5). 5–13.

IMPROVING THE EFFICIENCY OF FLOTATION OF HIGH-CARBON POLYMETALLIC ORE

A.R. Yergeshev[1], M.A. Karmeeva[1], N.D. Ergesheva[1], A.A. Kayumov[1], V.A. Ignatkina[1]
NUST MISIS, Moscow, Russia
akim9797@mail.ru

Carbonaceous substances or carbonaceous materials in various types of industrial ores cause difficulties in ore beneficiation and make gold-bearing ores refractory to cyanidation. The composition of carbonaceous materials in ores is diverse, including coal residues, graphite, amorphous carbon (such as bitumen and kerogen), and humic acids. Therefore, ensuring reliable analytical control over the organic carbon content (Corg.) is a relevant task.

Research on the material composition and beneficiation of ore samples from various industrial types containing carbonaceous material has shown that the methodology specified in GOST 13455-91 underestimates carbon content results. At the same time, unconventional methods, such as carbonaceous material mineralization, also have limitations. The results obtained using unconventional methods for carbonaceous material control correlate better with the technological flotation outcomes.

Our studies of carbonaceous material samples extracted from different industrial ore types (lithium-mica ore, polymetallic sulfide ore, and gold-sulfide ore) have revealed the following common characteristics of carbonaceous materials:

Significant specific surface area (~10 m^2/g).

Identical characteristic bond vibration bands in the IR spectrum in the 1600–450 cm^{-1} range.

A surface impurity composition, determined by X-ray photoelectron spectroscopy (XPS), that differs from the elemental composition of the samples and their ash content determined by standard analytical control methods, primarily in terms of carbon and oxygen concentrations.

Based on experimental studies on both carbon-containing samples and carbonaceous material from different industrial ore samples, we recommend intermediate-stage flotation of carbonaceous material using an apolar collector during coarse ore grinding to remove this harmful impurity. Fine grinding (more than 70% class -71 μm) leads to the homogenization of carbonaceous material in the ore and reduces flotation performance due to decreased flotation contrast between separated minerals.

[1] GOST 13455-91 (ISO 925-97) Group A19. Interstate Standard. Solid Mineral Fuel. Methods for Determining Carbon Dioxide Content in Carbonates. MKC 75.160.10 OKSTU 0309. Effective from 1993-01-01.

[2] Manual on the Analysis of Bitumen and Dispersed Organic Matter in Rocks. Leningrad: Nedra, 1966, 315 p.

[3] Sergeeva A.S., Golynets O.S., Medvedevskikh M.Yu., et al. Comparison of Methodological Approaches to Determ. Org. Carbon in Mining, Processing, and Coal Combustion Waste. Indust. Lab. Diagnostics of Materials, 2023, 89(5), 5–13.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ РЕАГЕНТОВ-ПЕНООБРАЗОВАТЕЛЕЙ НА ГАЗОДИСПЕРСНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ЖИДКОЙ ФАЗЫ ФЛОТАЦИОННОЙ ПУЛЬПЫ И ПЕННОГО СЛОЯ

***И.Ф. Тургунбаев*[1], А.А. Николаев[2], Х.А. Пулатов[3], М.З. Холматов[4]**

[1]Университет науки и технологий МИСИС,
Россия, 119049, Москва, Ленинский пр., 4, стр. 1
[1]m2206627@edu.misis.ru, [2]nikolaevopr@mail.ru,
[3]a1907994@edu.misis.ru, [4]a1911304@edu.misis.ru

Основные направления совершенствования реагентных режимов флотации главным образом связаны с исследованиями реагентов-собирателей и депрессоров, в то время, как исследованию действия реагентов-пенообразователей уделяется меньшее значение. Несмотря на это реагенты-пенообразователи играют важную роль во флотации, влияя на технологические показатели флотации, поэтому настоящее исследование, направленное на изучение действия реагентов пенообразователей на газодисперсные характеристики жидкой фазы пульпы и характеристики пенного слоя, являются актуальным.

В работе исследуется действие реагентов пенообразователей, Т-92 и Пенофлот 1304, на газодисперсные характеристики жидкой фазы пульпы, и характеристики пенного слоя. Исследовано влияние типа и концентрация пенообразователя в жидкой фазе, расхода воздуха на крупность пузырьков и характеристики пенного слоя.

Результаты исследования могут быть использованы для выбора реагентов пенообразователей.

STUDY OF THE INFLUENCE OF FROTHERS ON THE GAS-DISPERSE CHARACTERISTICS OF THE LIQUID PHASE OF FLOTATION PULP AND FOAM LAYER

I.F. Turgunbaev[1], A.A. Nikolaev[2], Kh.A. Pulatov[3], M.Z. Kholmatov[4]
University of Science and Technology «MISIS»,
4 Leninsky prospekt, Moscow, 119049, Russia, nikolaevopr@mail.ru
[1]m2206627@edu.misis.ru, [2]nikolaevopr@mail.ru,
[3]a1907994@edu.misis.ru, [4]a1911304@edu.misis.ru

The main directions for improving flotation reagent regimes are mainly related to the research of collector and depressor reagents, while less importance is given to the study of the action of foaming reagents. Despite this, foaming reagents play an important role in flotation, influencing the technological performance of flotation, so this study aimed at studying the effect of foaming reagents on the gas-dispersive characteristics of the liquid phase of the pulp and the characteristics of the foam layer is relevant.

The study investigates the effect of frothers reagents, T-92 and Penoflot 1304, on the gas-dispersed characteristics of the liquid phase of the foam layer pulp. The effect of the type and concentration of foaming agent in the liquid phase, air flow on the bubble size and characteristics of the foam layer was studied.

The results of the study can be used to select foaming reagents.

РАЗРАБОТКА РАЦИОНАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ СЕЛЕКЦИИ СВИНЦОВО-МЕДНОГО КОНЦЕНТРАТА С ПРИМЕНЕНИЕМ АММОФОСА В КАЧЕСТВЕ ДЕПРЕССОРА ГАЛЕНИТА

С.А. Абдурахманов[1], М.А. Муталова[1], Т.Е. Мельникова[1]
[1]Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета, Алмалык. Узбекистан

Предварительные поисковые опыты показали положительное влияние аммофоса как депрессора, однако, воспроизводимость результатов была неустойчива. Поэтому, нами были поставлены эксперименты для определения оптимальных параметров флотационного разделения свинцово-медного концентрата.

Процесс десорбции коллективного концентрата проводился в следующем порядке: определённое количество коллективного концентрата в течение 15–20 минут перемешивали с раствором сернистого натрия, затем пульпу разбавляли водопроводной водой до Т:Ж – 1:20, перемешивали, отстаивали и сливали осветлённую часть до содержания твёрдого в сгущённой пульпе, равного 50%.

Было изучено влияние продолжительности контактирования пульпы с сернистым натрием и числа отмывок коллективного концентрата на степень разделения свинцово-медных концентратов. В дальнейших опытах проводили предварительную десорбцию реагентов сернистым натрием.

Эксперименты показали, что для удаления флотореагетов с поверхности частиц необходимо контактирование концентрата с раствором сернистого натрия в течение 15 мин при расходе последнего 6–8 кг/т.

Очищенный от флотореагентов коллективный концентрат подвергался флотационному разделению. Изучались зависимости степени разделения меди и свинца при флотации от расхода аммофоса, от продолжительности контактирования с аммофосом, от pH среды.

Результаты опытов по влиянию расхода аммофоса на степень разделения меди и свинца показали, что достаточно полное разделение происходит при расходе аммофоса 2,5–3 кг/т концентрата. При меньших количествах аммофоса его, по-видимому, недостаточно для покрытия плёнкой всех частиц галенита аммофосом, а при больших расходах аммофоса начинается депрессия и минералов меди. Агитация в разных опытах длилась от 15 до 60 мин. Расход аммофоса составлял 2,5 кг/т.

[1] Муталова М.А., Абдурахманов С.А. Изучение зависимости степени разделения меди и свинца от расхода аммофоса. // Нетрадиционные технологии добычи и переработки полезных ископаемых – прогресс горной науки XXI века: Тез.докл. Респ.науч. конф. 25–27 мая2000. – Навои,2000. с. 114–115.

DEVELOPMENT OF A RATIONAL TECHNOLOGY FOR SELECTION OF LEAD-COPPER CONCENTRATE USING AMMOPHOS AS A GALENITE DEPRESSOR

S.A. Abdurakhmanov[1], M.A. Mutalova[1], T.E. Melnikova[1]
[1]Almalyk branch of Tashkent State Technical University, Almalyk. Uzbekistan

Preliminary exploratory experiments showed a positive effect of ammophos as a depressor, however, the reproducibility of the results was unstable. Therefore, we conducted experiments to determine the optimal parameters for flotation separation of lead-copper concentrate.

The process of desorption of the bulk concentrate was carried out in the following order: a certain amount of the bulk concentrate was mixed with a sodium sulfide solution for 15–20 minutes, then the pulp was diluted with tap water to a solid:liquid ratio of 1:20, mixed, settled, and the clarified portion was drained until the solid content in the thickened pulp was 50%.

The effect of the duration of pulp contact with sodium sulfide and the number of washings of the bulk concentrate on the degree of separation of lead-copper concentrates was studied. In further experiments, preliminary desorption of reagents with sodium sulfide was carried out.

The experiments showed that to remove flotation reagents from the surface of the particles, it is necessary to contact the concentrate with a sodium sulfide solution for 15 minutes at a sodium sulfide consumption of 6–8 kg/t.

The bulk concentrate purified from flotation reagents was subjected to flotation separation. The dependences of the degree of copper and lead separation during flotation on the consumption of ammophos, on the duration of contact with ammophos, on the pH of the medium were studied.

The results of experiments on the effect of ammophos consumption on the degree of copper and lead separation showed that sufficiently complete separation occurs with an ammophos consumption of 2.5–3 kg/t of concentrate. With smaller amounts of ammophos, it is apparently insufficient to cover all galena particles with a film of ammophos, and with high ammophos consumption, depression of copper minerals begins. Agitation in different experiments lasted from 15 to 60 minutes. Ammophos consumption was 2.5 kg/t.

[1] Mutalova M.A., Abdurakhmanov S.A. Study of the dependence of the degree of copper and lead separation on ammophos consumption. // Unconventional technologies of extraction and processing of minerals – progress of mining science of the XXI century: Report summary. Rep. scientific conference. May 25-27, 2000. – Navoi, 2000. p. 114–115.

ОПТИМИЗАЦИЯ РЕЖИМОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД В УСЛОВИЯХ ПРИМЕНЕНИЯ ОБОРОТНЫХ ВОД СЛОЖНОГО СОСТАВА

***И.В. Пестряк*[1], В.В. Морозов[1], Жаргалсайхан Эрдэнээзул[2], Хурэлчулуун Ишгэн[3]**

[1]Университет науки и технологий МИСИС, Ленинский проспект 4, 117049, Москва, Россия, dchmggu@mail.ru

[2]Технологический институт «Эрдэнэт» г. Эрдэнэт, аймаг Орхон, Монголия, zul479@mail.ru

[3]ПГС предприятие «Эрдэнэт», г.Эрдэнэт, аймаг Орхон, Монголия, khurelchuluun@erdenetmc.mn

В результате исследований флотации медно-молибденовых руд определены ионно-молекулярные компоненты оборотных вод, снижающие показатели флотационного процесса. Показано, что в результате активации молибденита ионами меди наблюдается увеличение потерь молибдена в селективном цикле. Установлено также уменьшение извлечения молибденита на 4–6% при повышенных концентрациях в водной фазе ионов и соединений железа. Проведенными исследованиями также показано снижение извлечения молибдена при увеличении концентрации ионов кальция в операции измельчения. Установлен эффект депрессии флотации молибденита в присутствии молибдат-ионов. Показано, что присутствие в оборотной воде жирных кислот интенсифицирует флотацию кальцита и серицита, увеличивая их содержание в медно-молибденовом концентрате на 7–15%.

Укрупненными флотационными испытаниями подтверждены результаты лабораторных исследований и определены предельно-допустимые концентрации нежелательных компонентов в оборотной воде, подаваемой в операции измельчения и флотации медно-молибденовых руд. Показана возможность сохранения высоких технико-экономических показателей при использовании специальной технологии кондиционирования, обеспечивающей взаимное осаждение мешающих компонентов оборотных вод. Подтверждено, что для получения требуемых показателей по извлечению меди и молибдена необходимо поддержание концентрации катионов меди и железа – до 0,7 мг/л, ионов кальция – до 400 мг/л, жирных кислот – до 1,17 мг/л).

OPTIMIZATION OF REGIMES OF CRUSHING AND FLOTATION OF COPPER-MOLYBDENUM ORES IN TERMS OF USE OF RECYCLED WATERS OF COMPLEX COMPOSITION

***I.V. Pestryak*[1], V.V. Morozov[1], Jargalsaikhan Erdenezul[2], Khurelchuluun Ishgen[3]**
[1]University of Science and Technology «MISIS», Leninsky Prospekt 4, 1, 117049, Moscow, Russia, dchmggu@mail.ru
[2]Technological Institute "Erdenet", Orkhon Aimag, Mongolia, zul479@mail.ru
[3]State-owned enterprise of the company "Erdenet", the city of Erdenet, Orkhon Aimag, Mongolia, khurelchuluun@erdenetmc.mn

As a result of studies of the flotation of copper-molybdenum ores, ion-molecular components of circulating waters have been identified that reduce the performance of the flotation process. It is shown that as a result of the activation of molybdenum by copper ions, an increase in molybdenum losses in the selective cycle is observed. A decrease in the extraction of molybdenum by 4-6% was also found at elevated concentrations of iron ions and compounds in the aqueous phase. Studies have also shown a decrease in molybdenum extraction with an increase in the concentration of calcium ions during the grinding operation. The effect of depression of the molybdenum flotation in the presence of molybdate ions has been established. It has been shown that the presence of fatty acids in recycled water intensifies the flotation of calcite and sericite, increasing their content in copper-molybdenum concentrate by 7-15%.

Extensive flotation tests have confirmed the results of laboratory studies and determined the maximum permissible concentrations of undesirable components in the recycled water supplied to the operations of crushing and flotation of copper-molybdenum ores. The possibility of maintaining high technical and economic indicators is shown when using a special conditioning technology that ensures the mutual deposition of interfering components of recycled water. It has been confirmed that in order to obtain the required indicators for the recovery of copper and molybdenum, it is necessary to maintain the concentration of copper and iron cations up to 0.7 mg/l, calcium ions up to 400 mg/l, and fatty acids up to 1.17 mg/l.

ПРОГРАММА ДЛЯ ОЦЕНКИ СИНЕРГИЗМА СМЕСИ ПАВ ВО ФЛОТАЦИОННЫХ СИСТЕМАХ

***М.Р. Лысенко*[1], *О.В. Черемисина*[2]**

[1]Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, Россия, 199106, Санкт-Петербургский, линия 21-я ВО, дом 2, стр. 1
MaximLysenko114@icloud.com
[2]Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, Россия, 199106, Санкт-Петербургский, линия 21-я ВО, дом 2, стр. 1
ovcheremisina@yandex.ru

Синергизм действия многокомпонентных растворов ПАВ, оцененный по методу Рубена-Розена может являться одним из критериев оценки флотационной способности собирательных смесей.

Значение поверхностных характеристик действия поверхностно-активных веществ на границе «жидкость – газ», таких как: ККМ, реальные мольные доли компонентов в моно-слое, коэффициенты активности и параметр межмолекулярного взаимодействия определяют будет ли в многокомпонентной системе наблюдаться синергизм или антагонизм (таблица 1).

Таблица 1 – степень извлечения и параметр межмолекулярного взаимодействия [1]

№	Вещества	С, моль/л	минерал	Ст. извлечения, %	β_m
1	SDS	$12 \cdot 10^{-5}$	Касситерит	≈77	–23.828
	ОНА	$10 \cdot 10^{-5}$		≈60	
	SDS + ОНА (1 : 1)	$7 \cdot 10^{-5}$		≈95	

Для автоматического расчета параметра межмолекулярного взаимодействия βm в среде PhyCharm на языке Phyton был написан алгоритм, который связан с файлом MS EXCEL, куда до этого вносились экспериментальные значения поверхностных натяжений различных ПАВ.

В результате была разработана программа, которая позволяет сократить время обработки экспериментальных данных, и может быть полезно использована на действующих горно-обогатительных предприятиях. Рассчитанные показатели удовлетворительно согласуются с экспериментальными и литературными данными

[1] Miao Y. Separation and Purificatio n Technology. (2024). 126635.\s

PROGRAM FOR EVALUATING THE SYNERGY OF SURFACTANT MIXTURES IN FLOTATION SYSTEMS

***M.R. Lysenko*[1], *O.V. Cheremisina*[2]**
[1]Saint Petersburg mining university of empress Catherine II,
Russia, 199106, Saint-Petersburg, 2, 21st line V.O.
MaximLysenko114@icloud.com
[2]Saint Petersburg mining university of empress Catherine II,
Russia, 199106, Saint-Petersburg, 2, 21st line V.O.
ovcheremisina@yandex.ru

The synergy of multicomponent surfactant solutions, evaluated using the Rubin-Rosen method, can serve as one of the criteria for assessing the flotation capacity of collector mixtures.

The values of surface characteristics of the action of surfactants at the «liquid-gas» interface, such as CMC, real mole fractions of components in the monolayer, activity coefficients, and the parameter of intermolecular interaction, determine whether synergy or antagonism will be observed in a multicomponent system (Table 1).

Table 1 – Recovery Rate and Intermolecular Interaction Parameter [1]

№	Surfactant	C, mole/l	mineral	Rec., %	β_m
1	SDS	$12 \cdot 10^{-5}$	Касситерит	≈77	–23.828
	OHA	$10 \cdot 10^{-5}$		≈60	
	SDS + OHA (1 : 1)	$7 \cdot 10^{-5}$		≈95	

An algorithm was written in Python within the PhyCharm environment to automatically calculate the intermolecular interaction parameter βm. This algorithm is linked to an MS Excel file where experimental values of various surfactants' surface tensions were previously entered.

As a result, a program was developed that reduces the time required to process experimental data and could be useful for operating mining and beneficiation plants. The calculated parameters are in satisfactory agreement with both experimental and literature data.

[1] Miao Y. Separation and Purification Technology. (2024). 126635.

МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ОБОГАТИМОСТИ ТОНКОЗЕРНИСТЫХ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ КОВДОРСКОГО ГОКА С РАЗЛИЧНЫМИ РЕАГЕНТАМИ-СОБИРАТЕЛЯМИ

***Ю.П. Поспелова*[1], *В.В. Марчевская*[1], *Г.В. Митрофанова*[1]**
[1]Горный институт КНЦ РАН,
Россия, 184209, Апатиты Мурманской обл., ул. Ферсмана, 24
y.pospelova@ksc.ru

В работе представлены результаты минералого-технологических исследований хвостов, отобранных из подпрудковой части 1-го поля хвостохранилища АО «Ковдорский ГОК», которые вследствие естественной сегрегации представлены тонкозернистыми частицами.

Содержание класса – 71 мкм в пробе составило 94,4%, класса – 50 мкм – 89,3%. Основными минералами хвостов являются фторапатит (17,9%), карбонаты (23,5%), слюды (14,2%), оливин с серпентином и клиногумитом (18,7%). В качестве второстепенных присутствуют пироксены (6,1%) и амфиболы (5,1%).

Апатитовая флотация проводилась с использованием трех реагентов-собирателей: традиционного жирнокислотного, Phospholan PE-65, Berol-2015.

На материале черновых апатитовых концентратов – пенных продуктов основной флотации выполнены детальные исследования гранулометрического и минерального составов. Материал – 50 мкм расклассифицирован с использованием анализатора размера частиц Циклосайзер М-16.

Показано, что содержание фторапатита в материале пенного продукта основной флотации – 50 мкм с использованием всех собирателей с уменьшением размера частиц монотонно снижается и принимает минимальное значение в шламовой фракции – 10 мкм. Содержание карбонатов в этом направлении монотонно увеличивается и принимает максимальное значение при размерах частиц менее 13 мкм. Наиболее контрастно изменяются значения содержания фторапатита и карбонатов с уменьшением размера частиц в пенных продуктах с использованием собирателя Berol-2015 и несколько менее с Phospholan PE-65. Значительно более плавное изменение этих величин с использованием жирнокислотного собирателя обусловлено присутствием в пенном продукте большего количества примесных минералов, в основном оливинов с серпентинами и слюд, которые характеризуются повышенным содержанием оксида магния, являющегося лимитирующим компонентом в апатитовом концентрате. При этом содержание карбонатов в пенном продукте незначительно выше, чем в случае использования Berol-2015.

Полученные результаты исследований свидетельствуют, что Berol-2015 является самым селективным собирателем по отношению к фторапатиту из всех рассмотренных. С этим собирателем получен наиболее качественный пенный продукт основной флотации с содержанием фторапатита 39,59 %, против 32,77 и 25,01 % с использованием жирнокислотного собирателя и Phospholan PE-65 соответственно.

MINERAL-TECHNOLOGICAL STUDIES OF KOVDOR GOK STALE FINE-GRAINED TAILINGS WASHABILITY WITH VARIOUS REAGENT-COLLECTORS

Yu.P. Popelova[1], V.V. Marchevskaya[1], G.V. Mitrofanova[1]
[1]Mining Institute KSC RAS,
Russia, 184209, Apatity, Murmansk region, Fersman st., 24
y.pospelova@ksc.ru

The paper presents the results of mineral-technological studies of tailings selected from the under-ore part of the 1st field of the tailings dump of Kovdor GOK JSC, which, due to natural segregation, are represented by fine-grained particles.

The content of class – 71 μm in the sample was 94.4%, class – 50 μm – 89.3%. The main tail minerals are fluorapatite (17.9%), carbonates (23.5%), micas (14.2%), olivine with serpentine and clinohumite (18.7%). Pyroxenes (6.1%) and amphiboles (5.1%) are present as minor minerals.

Apatite flotation was carried out using three reagent-collectors: traditional fatty acids, Phospholan PE-65, Berol-2015.

Detailed studies of grain size and mineral compositions were performed on the material of rough apatite concentrates - foam products of the rough flotation. Material – 50 μm is classified using the particle size analyzer Cyclosizer M-16.

It is shown that the content of fluorapatite in the material of the foam product of the main flotation -50 mcm using all collectors with a decrease in particle size decreases monotonically and takes a minimum value in the slurry fraction – 10 mcm. The carbonate content in this direction increases monotonically and takes a maximum value with particle sizes less than 13 μm. Fluorapatite and carbonate values change most contrastingly with a decrease in particle size in foam products using the Berol-2015 collector and somewhat less with Phospholan PE-65. A significantly smoother change in these values using a fatty acids collector is due to the presence in the foam product of more impurity minerals, mainly olivines with serpentines and micas, which are characterized by an increased content of magnesium oxide, which is a limiting component in apatite concentrate. At the same time, the carbonate content in the foam product is slightly higher than in the case of using Berol-2015.

The obtained research results indicate that Berol-2015 is the most selective collector in relation to fluorapatite of all considered. With this collector, the highest quality foam product of the rough flotation was obtained with a fluorapatite content of 39.59%, versus 32.77 and 25.01% using a fatty acids collector and Phospholan PE-65, respectively.

ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ НА ОСНОВЕ 3D-МОДЕЛИРОВАНИЯ

***К.В. Федотов*, Г.И. Сарапулова, П.К. Федотов**
Иркутский национальный исследовательский технический университет,
Россия, 664074, Иркутск, Лермонтова, 83
sara131@mail.ru

В процесс обогащения все чаще вовлекаются труднообогатимые руды с низким содержанием ценных компонент и сложным минералогическим составом. Для повышения эффективности обогатительного процесса активно разрабатываются конструкции оборудования, привлекаются новые реагенты, совершенствуются системы управления процессами обогащения, используются методы моделирования и цифровизации [1, 2]. Нами проведены серии лабораторных экспериментов процесса флотации с использованием модельной шихты, характеризующей медно-цинковый смешанный тип труднообогатимой руды. Использован прием пошагового многократного тестирования процесса флотации для эмпирического выявления оптимальных параметров и концентраций реагентов с целью получения коллективного концентрата. Разработан пошаговый алгоритм управляемого дозирования расхода подаваемых реагентов в операциях флотации, что позволило обосновать динамические параметры флотационного обогащения. На этой основе разработана коллективно-селективная флотация с получением медного и цинкового концентрата. Показана эффективность двухстадиального флотационного обогащения по прямой селективной схеме. Однако этот этап подбора реагентов весьма затратный по времени и процедуре, поэтому его следует рассматривать как оценочный с целью предварительной оценки параметров флотации для дальнейшего масштабирования процесса в промышленном производстве. С целью оптимизации параметров флотации был проведен регрессионный анализ комбинаций (сочетаний) используемых реагентов и оценены коэффициенты регрессии. Выявлено, что качество корреляций не всегда позволяют подобрать оптимальные соотношения используемых реагентов для эффективной флотации.

Поэтому был использован прием 3D-моделирования для коллективной флотации, в частности, при крупности измельчения шихты 80% – 0.071 мм. Моделирование позволило автоматически расширить и быстро выявлять набор используемых параметров, оценить вклад ключевых факторов и необходимых концентраций реагентов для вариативного управления процессом и регулирования эффективного выхода целевых продуктов.

[1] Е.Л., Чантурия, В.А. Чантурия, Е.С. Журавлева. Цветные металлы. 1 (2016) 13.
[2] Э.А. Хопунов. Известия вузов. Горный журнал. 2(2021)70.

OPTIMIZATION OF THE FLOTATION PROCESS BASED ON 3D-SIMULATION

***K.V. Fedotov*, G.I. Sarapulova, P.K. Fedotov**
Irkutsk National Research Technical University,
Russia, 664074, Irkutsk, Lermontova, 83
sara131@mail.ru

The beneficiation process is increasingly involving difficult ores with a low content of valuable components and a complex mineralogical composition. To increase the efficiency of the enrichment process, equipment designs are being actively developed, new reagents are being used, control systems for enrichment processes are being improved, modeling and digitalization methods are being used [1, 2]. We have carried out a series of laboratory experiments of the flotation process using a model charge characterizing a copper-zinc mixed type of difficult-to-process ore. The technique of step-by-step repeated testing of the flotation process was used to empirically identify optimal parameters and concentrations of reagents in order to obtain a collective concentrate. A step-by-step algorithm for controlled dosing of the flow of supplied reagents in flotation operations has been developed, which made it possible to substantiate the dynamic parameters of flotation enrichment. On this basis, collective selective flotation has been developed to produce copper and zinc concentrate. The effectiveness of two-stage flotation enrichment using a direct selective scheme has been demonstrated.

However, this stage of selecting reagents is very time-consuming and procedural, so it should be considered as an evaluation stage for the purpose of preliminary assessment of flotation parameters for further scaling of the process in industrial production.

In order to optimize the flotation parameters, a regression analysis of the combinations (combinations) of the reagents used was carried out and the regression coefficients were estimated. It was revealed that the quality of correlations does not always allow one to select the optimal ratios of the reagents used for effective flotation.

Therefore, a 3D modeling technique was used for collective flotation, in particular, with a charge grinding size of 80% -0.071 mm. Modeling made it possible to automatically expand and quickly identify the set of parameters used, evaluate the contribution of key factors and the required concentrations of reagents for variable process control and regulation of the effective yield of target products

[1] E.L. Chanturia, V.A. Chanturia, E.S. Zhuravleva. Non-ferrous metals. 1 (2016) 13.
[2] E.A. Khopunov. News from universities. Mining magazine. 2(2021)70.

МОСКОВСКИЙ МЕЖДУНАРОДНЫЙ КОНГРЕСС ОБОГАТИТЕЛЕЙ (ММКО-2025)

ТЕХНОЛОГИИ И ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

MOSCOW INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS (MIMPC-2025)

TECHNOLOGIES AND EQUIPMENT FOR MAGNETIC SEPARATION OF MINERAL RAW MATERIALS AND TECHNOGENIC MATERIALS

МАГНИТНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ КЛИНКЕРА ВЕЛЬЦЕВАНИЯ ПЫЛЕЙ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА

***П.И. Грудинский*[1], *В.Г. Дюбанов*[1]**

[1]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова Российской академии наук, Россия, 119334, Москва, Ленинский пр., 49, pgrudinskiy@imet.ac.ru

Клинкер вельцевания – побочный железосодержащий продукт переработки пылей электросталеплавильного производства во вращающихся трубчатых печах с целью извлечения из них цинка. Содержание железа в нём колеблется в интервале 20–45%. В настоящее время в чёрной металлургии он не используется, его рассматривают как отход III класса опасности. Повышение содержания железа в клинкере может сделать его более привлекательным для металлургов.

В настоящей работе представлены экспериментальные результаты магнитного обогащения клинкера, образующегося на двух российских предприятиях: ПАО «ЧЦЗ» и ООО «Альфатранс».

Магнитная сепарация образцов, измельчённых до необходимой фракции, была выполнена с помощью мокрого трубчатого магнитного сепаратора XCGS-50 (Китай) при заданной напряжённости магнитного поля в пределах 0,5–4,5 кЭ. Получены зависимости степени извлечения железа, а также содержания железа в магнитном концентрате, степени металлизации железа в концентрате и выхода концентрата от тонкости помола клинкера, а также от напряжённости магнитного поля для обоих образцов клинкера, что позволило определить оптимальные условия магнитного обогащения для обоих образцов клинкера.

В результате содержание железа в концентрате оказалось различным и увеличилось практически в 3 раза по сравнению с исходным клинкером ПАО «ЧЦЗ» с 24,4% до 73%, а по сравнению с клинкером ООО «Альфатранс» – в полтора раза с 30,3% до 46,8%, что обусловлено разными размерами частиц восстановленного железа. В немагнитных остатках содержание железа составило соответственно 13,4% и 17%. Полученные магнитные концентраты значительно более привлекательны для применения в металлургии, чем исходный клинкер.

Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 24-23-00507, https://rscf.ru/project/24-23-00507/

MAGNETIC BENEFICIATION OF THE WAELZ CLINKER FROM ELECTRIC ARC FURNACE DUST PROCESSING

***P.I. Grudinsky*[1], *V.G. Dyubanov*[1]**
[1]A.A. Baikov Institute of Metallurgy and Materials Science,
Russian Academy of Science, 49 Leninsky Prosp, 119334 Moscow, Russia
pgrudinskiy@imet.ac.ru

Waelz clinker is a secondary iron-containing by-product derived from the electric steelmaking dust processing in a rotary kiln to recover zinc. Iron content in it varies in the range of 20–45%. Currently, it is not utilized in the iron and steel industry, but classified as a waste of the third class of hazard. Increasing iron content can make it more attractive for metallurgists.

This study presents experimental results on the magnetic beneficiation of the clinker generated at two Russian enterprises: PJSC "CZP" and LLC "Alfatrans".

Magnetic separation of the samples of 10 g in weight ground to the necessary particle size was conducted using a wet tubular magnetic separator XCGS-50 (China) with a magnetic field intensity ranging from 0.5 to 4.5 kOe. The results reveal dependencies of the effect of grinding fineness and magnetic field intensity on the extraction rates of zinc, copper, and iron, as well as the iron content in the magnetic concentrate, the degree of iron metallization in the concentrate, and the yield of the concentrate for both the clinker samples.

As a result, iron content in the derived concentrates is proved to be different and have increased compared with the PJSC "CZP" and LLC "Alfatrans" clinker samples from 24.4% to 73%, and from 30.3% to 46.8%, respectively, which is due to different reduced iron grain size. In non-magnetic residues, iron content was 13.7% and 17%, respectively. The obtained magnetic concentrates are more attractive for use in metallurgy than the original clinker.

This research was funded by the Russian Science Foundation, grant number 24-23-00507.

ИССЛЕДОВАНИЯ СТРУКТУРЫ И МАГНИТНЫХ СВОЙСТВ КОНСТРУКЦИОННЫХ СТАЛЕЙ

Ж. Касымханов[1], А. Ионеску[2], Д. Каргин[1],
Г. Санчес Карнего[3], И. Бурмистров[4], К. Барнес[2], Л. Валладарес[2]
[1]ЕНУ им. Л.Н. Гумилева, Астана,010000, Казахстан, kargin_db@enu.kz
[2]Кавендишская лаборатория Кембриджский университет,
пр. Дж.Дж. Томсона, Кембридж, CB3 0HE, Великобритания
[3]Лаборатория керамики и наноматериалов, Факультет физических наук,
Национальный университет Сан Маркос, Ap. Postal 14-0149, Лима, Перу
[4]НИТУ МИСИС, Москва, 119049, Российская Федерация

Проведены исследования образцов двух марок сталей 08кп и 3пс производства АО “QARMET” (Республика Казахстан). Данные типы сталей марок 08кп и 3пс относятся к нелегированным конструкционным сталям обыкновенного качества и не являются устойчивыми к коррозии [1, 2].

Целью работы было исследование влияния режимов заключительной прокатки сталей на кристаллическую структуру и магнитные свойства данных типов сталей, а также оценка антикоррозионной устойчивости этих материалов под внешним механическим воздействием [3].

Показано, что под действием внешнего механического воздействия меняется интенсивности дифракционных пиков для обоих типов сталей, которое особенно проявляется при углах дифракции 2θ больших 80 градусов. В частности, для стали 3пс в процессе механической шлифовки поверхности исчезает полностью дифракционный пик при угле 80,97 градусов. В целом, шлифовка поверхности ведет к улучшению дифракционной картины за счет улучшения резкости изображения и удаления различных поверхностных дефектов, как поверхностных, так и структурных.

Рентгенодифракционный анализ образцов стали 3пс показал, что при механической зачистке поверхности меняется дифракционная картина. Возможной причиной исчезновения дифракционного пика при 81 градусах является удаление абсорбированных атомов углерода с поверхности. Также уменьшается доля дифракционных пиков железа, что также связано с удалением с поверхности ряда оксидов железа, таких как магнетит и маггемит.

Анализ магнитных характеристик показывает, что оба типа стали относятся к магнитомягким материалам с очень низкими значениями коэрцитивной силы и магнитной проницаемости.

[1] Koch G., // NACE International – 2016. – P. 3.
[2] Н.Г. Бочков – М.:Металлургия,1983. – 184 с.
[3] Chikazumi, S. Edition.: Clarendon Press, Oxford, 1997.

STUDIES OF STRUCTURE AND MAGNETIC PROPERTIES OF STRUCTURAL STEELS

Zh.S. Kassymkhanov[1], A. Ionescu[2], J. Kargin[1], H. Sanchez Cornejo[3], I.N. Burmistrov[4], C.H.W. Barnes[2], L. De Los Santos Valladares[2]

[1]L.N. Gumilyov Eurasian National University NPJSC, Astana,010000, Kazakhstan, kargin_db@enu.kz

[2]Cavendish Laboratory, Department of Physics, University of Cambridge, J.J. Thomson Ave., Cambridge CB3 0HE, UK

[3]Laboratorio de Ceramicos y Nanomateriales, Facultad de Ciencias Físicas, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Ap. Postal 14-0149, Lima, Peru

[4]University of Science and Technology «MISIS», Moscow, 119049, Russia

The samples of two steel grades 08kp and 3ps produced by JSC "QARMET" (Republic of Kazakhstan) were studied. These types of steel grades 08kp and 3ps are non-alloyed structural steels of ordinary quality and are not resistant to corrosion [1, 2].

The aim of the work was to study the influence of the final rolling modes of steels on the crystalline structure and magnetic properties of these types of steels, as well as to evaluate the anticorrosion resistance of these materials under external mechanical impact [3].

It is shown that under the influence of external mechanical action, the intensities of diffraction peaks for both types of steel change, which is especially evident at diffraction angles 2θ greater than 80 degrees. For 3PS steel, the diffraction peak at an angle of 80.97 degrees completely disappears during mechanical surface grinding. In general, surface grinding leads to an improvement in the diffraction pattern due to improved image sharpness and the removal of various surface defects, both surface and structural.

X-ray diffraction analysis of 3PS steel samples showed that the diffraction pattern changes during mechanical surface cleaning. A possible reason for the disappearance of the diffraction peak at 81 degrees is the removal of absorbed carbon atoms from the surface. The proportion of iron diffraction peaks also decreases, which is also associated with the removal of several iron oxides from the surface, such as magnetite and maghemite. Analysis of magnetic characteristics shows that both types of steel are soft magnetic materials with very low values of coercive force and magnetic permeability.

[1] Koch G., // NACE International – 2016. – P. 3.
[2] N. Bochkov –M.:Metallurgy,1983.–184 p.
[3] Chikazumi, S. Edition.: Clarendon Press, Oxford, 1997.

ПРИМЕНЕНИЕ СЕЛЕКТИВНОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ВЫСОКОТИТАНИСТЫХ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД КОПАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

А.С. Мальцев[1], Р.З. Абдулин[1], М.С. Колкова[1], Е.А. Горбатова[1]
[1]ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г. И. Носова», Россия, 455000, Магнитогорск, ул. Ленина д. 38, kolkova_ms@mail.ru

Горнодобывающая отрасль РФ не обеспечивает потребности промышленности в ильменитовом концентрате. В 2022 году было произведено 1,7 тыс. тонн концентрата при фактической потребности около 380 тыс. тонн, что указывает на существенный дефицит и необходимость повышения эффективности переработки титаносодержащего сырья [1].

Высокотитанистые титаномагнетитовые руды Копанского месторождения являются источником железа и титана. При этом данное месторождение не отрабатывается в связи с отсутствием эффективных технологий получения кондиционного железорудного концентрата, удовлетворяющего требованиям доменного производства, и выделения ильменитового продукта заданного качества [2].

Вкрапленные высокотитанистые титаномагнетитовые руды Копанского месторождения относятся к труднообогатимым. Основные рудные минералы: титаномагнетит и ильменит. Титаномагнетит, как микроагрегат, характеризуется низкой степенью перекристаллизации и, как следствие, высокой структурной и фазовой неоднородностью, обусловленной наличием продуктов распада твердого раствора ряда магнетит-ильменит и процессами амфиболитизации. Ильменит встречается в подчиненном количестве, подвержен замещением титанитом.

Лабораторные исследования включали: дробление, классификацию дробленого материала, магнитный анализ материала классов крупности с выделением продуктов при значениях напряженности магнитного поля 10, 85, 140, 250, 400 мТл [3].

Анализ дробленого материала показал, что высокая степень раскрытия микроагрегатов титаномагнетита и ильменита характерна для класса крупности –0,16+0,071 мм. Результаты магнитного анализа показали, что при напряженности магнитного поля 10 мТл выделяется продукт, сложенный микроагрегатами титаномагнетита с различной степенью изменения, с увеличением напряженности магнитного поля до 140 мТл выделяется продукт, представленный ильменитом.

Таким образом, обогащение высокотитанистых титаномагнетитовых руд методом магнитной сепарации при разных значениях напряженности магнитного поля позволяет селективно выделить титаномагнетитовый и ильменитовый продукты.

[1] Государственный доклад о состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2022 году.

[2] Горбатова Е.А., Б.И. Пирогов, М.С. Колкова, О.С. Колесатова. Определение возможности разделения титаномагнетита и ильменита при селективной сепарации титаномагнетитовых руд // Известия Уральского государственного горного университета. – 2020. – Вып. 1 (57). – С. 140–149.

[3] Газалеева Г.И., Шихтов Н.А., Сопина А.А. Современные тенденции переработки титансодержащих руд // Черная металлургия, 2015. – Вып. 12. – С. 30 – 36.

APPLICATION OF SELECTIVE MAGNETIC SEPARATION OF HIGH-TITANIUM TITANIUM-MAGNETITE ORES OF THE KOPAN DEPOSIT

A.S. Maltsev[1], R.Z. Abdulin[1], M.S. Kolkova[1], E.A. Gorbatova[1]
[1]Nosov Magnitogorsk State Technical University, 38 Lenin St., Magnitogorsk, 455000 Russia, kolkova_ms@mail.ru

The mining industry of the Russian Federation does not meet the industry's needs for ilmenite concentrate. In 2022, 1.7 thousand tons of concentrate were produced with an actual demand of about 380 thousand tons, which indicates a significant shortage and the need to increase the efficiency of processing titanium-containing raw materials [1].

The high-titanium titanomagnetite ores of the Kopan deposit are a source of iron and titanium. At the same time, this deposit is not being developed due to the lack of effective technologies for producing conditioned iron ore concentrate that meets the requirements of blast furnace production and isolating an ilmenite product of a given quality [2].

The interspersed high-titanium titanomagnetite ores of the Kopan deposit are classified as difficult-to-enrich. The main ore minerals are titanomagnetite and ilmenite. Titanomagnetite, as a microaggregate, is characterized by a low degree of recrystallization and, as a result, high structural and phase heterogeneity due to the presence of decomposition products of a solid solution of the magnetite-ilmenite series and amphibolithization processes. Ilmenite occurs in a subordinate amount and is susceptible to substitution by titanite.

Laboratory studies included: crushing, classification of crushed material, magnetic analysis of material of size classes with the release of products at magnetic field strengths of 10, 85, 140, 250, 400 MT [3].

Analysis of the crushed material showed that a high degree of disclosure of microaggregates of titanomagnetite and ilmenite is characteristic of the size class of –0.16+0.071 mm. The results of the magnetic analysis showed that at a magnetic field strength of 10 MT, a product composed of microaggregates of titanomagnetite with varying degrees of variation is released, with an increase in the magnetic field strength to 140 MT, the product represented by ilmenite is released.

Thus, the enrichment of high-titanium titanomagnetite ores by magnetic separation at different magnetic field strengths makes it possible to selectively isolate titanomagnetite and ilmenite products.

[1] State report on the state and use of mineral resources of the Russian Federation in 2022.

[2] Gorbatova E. A., B. I. Pirogov, M. S. Kolkova, O. S. Kolesatova. Determination of the possibility of separation of titanomagnetite and ilmenite during selective separation of titanomagnetite ores // Proceedings of the Ural State Mining University. – 2020. – Issue 1 (57). – pp. 140–149.

[3] Gazaleeva G. I., Shikhtov N. A., Sopina A. A. Modern trends in processing titanium-containing ores // Ferrous Metallurgy, 2015. – Issue. 12. – S. 30–36.

К ВОПРОСУ О РАЗРАБОТКЕ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ МАГНИТНО-ГРАВИТАЦИОННОЙ СЕПАРАЦИИ

***В.С. Масленников**, А.С. Опалев*
Горный институт КНЦ РАН, Россия, 184209, Апатиты, ул. Ферсмана, 24
v.maslennikov@ksc.ru

Использование магнитно-гравитационной сепарации (МГС) позволяет горнодобывающим предприятиям перейти на производство высококачественных железнорудных концентратов высокой премиальности, улучшить рентабельность производства, сохранить и повысить свою конкурентоспособность, как на внутреннем, так и на внешнем рынках. Промышленную конструкцию сепаратора МГС-2.0 постоянно модернизируют для улучшения эксплуатационных и эргономических характеристик, ведут исследования по разработке автоматизированной системы стабилизации качества выпускаемого концентрата [1,2]. В рамках данного исследования была проведена серия экспериментов с целью установления влияния параметров МГ-сепарации, таких как напряженность магнитного поля и скорость восходящего потока, на качество получаемого концентрата на одной из секций ДОФ АО «Карельский Окатыш».

Важной частью системы управления работой МГС вместе со стабилизацией качества выпускаемого концентрата является мониторинг технологических потерь в режиме реального времени для предотвращения аварийных ситуаций, связанных с выносом магнетита в слив МГС. В рамках выполненных исследований изучалось влияние указанных параметров в сливах МГС с использованием датчика магнитной проницаемости. В результате была получена зависимость показания датчика от содержания магнитного железа в сливе МГС для качественной оценки технологических потерь. Также предложена методика тарировки используемых датчиков магнитной проницаемости в условиях производства.

В рамках серии экспериментов выставлялись определенные значения напряженности магнитного поля и скорости восходящего потока, являющихся управляющими параметрами процесса разделения. Также фиксировались такие показания, как содержание контрольного класса крупности в питании, плотность песков дешламатора, дополнительная вода в зумпф, плотность питания секции МГС, плотность концентрата на разгрузке каждого МГС, содержание железа общего в концентрате и показание датчика магнитной проницаемости на сливе. В результате были получены статистические данные работы МГС от различных факторов в различных условиях для их дальнейшего анализа и описания физической основы процесса разделения в МГС. Полученные данные могут стать основой для разработки цифровой модели управления процесса МГ-сепарации.

[1] А.С. Опалев, А.А. Черезов. Горная промышленность. 3 (2023) 125.
[2] А.С. Опалев. Горный журнал. 9 (2020) 76.

THE ISSUE OF THE DEVELOPMENT OF A MAGNETIC GRAVITY SEPARATION PROCESS CONTROL SYSTEM

V.S. Maslennikov*, *A.S. Opalev
MI KSC RAS, Russian Federation, 184209, Apatity, ul. Fersmana, 24
v.maslennikov@ksc.ru

The use of magnetic gravity separation (MGS) allows mining Companies to shift to the production of high-quality iron ore concentrates of high premium, improve production profitability, reserve and increase their competitiveness, both in domestic and foreign markets. The design of the MGS-2.0 separator is constantly being upgraded to improve operational and ergonomic characteristics, and research of the development of a produced concentrate automated quality stabilization system is conducted [1,2]. As part of this study, a series of experiments were conducted to determine the effect of MG-separation parameters, such as magnetic field strength and updraft velocity, on the quality of the concentrate produced at one of the sections of the «Karelskiy Okatysh» JSC mineral processing plant.

An important part of the MGS operation control system, along with the quality stabilization of the concentrate produced, is the monitoring of technological losses in real time to prevent emergencies related to the carrying out of magnetite into the MGS tailings. As part of the studies performed, the influence of these parameters in the MGS tailings was studied using a magnetic permeability sensor. As a result, the dependence of the indicator reading and the magnetic iron assay of MGS tailings was obtained for a qualitative assessment of technological losses. A calibration procedure for the used magnetic permeability sensors in production conditions is also proposed.

As part of a series of experiments, certain values of the magnetic field strength and the updraft velocity, which are the control parameters of the separation process, were set. Indications such as the assay of the control size rate in the feed, the desliming unit sands density, the additional water in the sump, the MGS section feed density, the concentrate density at the discharge of each MGS, the total iron assay of concentrate and the magnetic permeability sensor readings were recorded. As a result, statistical data on the MGS operation from various factors in various conditions were obtained for their further analysis and description of the physical basis of the separation process in the MGS. The data obtained can become the basis for the development of a digital control model for the MG separation process.

[1] A.S. Opalev, A.A. Cherezov. Gornaya promyshlennost. 3 (2023) 125.
[2] A.S. Opalev. Gornyi Zhurnal. 9 (2020) 76.

РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОМЫШЛЕННОЙ АПРОБАЦИИ ДВУХСТАДИАЛЬНОЙ СХЕМЫ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ДОВОДКИ КОНЦЕНТРАТА ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ В СХЕМЕ ОФ № 15 МНГОКА

***Ю.Н. Никитина*[1], Г.П. Двойченкова[2], А.С. Тимофеев[2]**

[1]Научно-исследовательский и проектный институт алмазодобывающей промышленности «Якутнипроалмаз», Россия, 678175, Мирный, ул. Ленина 39, nikitinayn@alrosa.ru

[2]Институт проблем комплексного освоения недр им. Академика Н.В. Мельникова Российской Академии наук, Россия, 111020, Москва, Крюковский тупик, д.4, dvoigp@mail.ru, timofeev_ac@mail.ru

В продолжение ранее выполненных исследований по поиску метода сокращения концентрата тяжелосредной сепарации (ТСС) крупностью –6+1 мм на обогатительной фабрике № 15 (ОФ № 15) Мирнинско-Нюрбинского ГОКа (МНГОКа) АК «АЛРОСА» (ПАО) проведены опытно-промышленные испытания двухстадиальной схемы магнитной сепарации в условиях обработки алмазосодержащего материала россыпи Нюрбинская.

Согласно методике выполнения ОПИ с использованием пробы концентрата ТСС крупностью –6+1 мм выполнены последовательные циклы запланированных экспериментов, по результатам которых выбраны оптимальные режимы работы слабомагнитного и сильномагнитного сепараторов, I и II стадии схемы магнитной сепарации соответственно.

На подобранных режимах определены основные технологические параметры работы магнитных сепараторов (производительность, выход и гранулометрические характеристики продуктов разделения, содержание в них минералов магнитной фракции и извлечение алмазов в схеме магнитной сепарации).

Результатами экспериментальной оценки контрольных проб схемы двухстадиальной магнитной сепарации концентрата ТСС ОФ №15 крупностью –6+1 мм подтверждена эффективность выбранных и апробированных оптимальных режимов магнитных сепараторов I и II стадии магнитной сепарации, установлена возможность и технологическая эффективность их применения для сокращения исходного концентрата ТСС на 73,3% при общем извлечении алмазов в немагнитный продукт 99,2%.

На основании полученных результатов разработана и рекомендована к дальнейшим промышленным испытаниям принципиальная схема двухстадиальной магнитной сепарации концентрата ТСС ОФ № 15 крупностью –6+1мм с целью его сокращения перед поступлением в технологические операции цеха доводки.

RESULTS OF INDUSTRIAL TESTING OF TWO STAGE MAGNITIC SEPARATION CIRCUIT FOR THE FINAL RECOVERY OF DENSE-MEDIUM SEPARATION CONCENTRATES IN THE PROCESS FLOW SHEET OF PROCESSING PLANT NO. 15 OF MIRNY-NYURBA MINING AND PROCESSING DIVISION (MNGOK)

Yu.N. Nikitina[1], G.P. Dvoichenkova[2], A.S. Timofeiev[2]

[1]Yakutian Research and Design Institute of Diamond Mining Industry "Yakutniproalmaz", 678175 39 ul. Lenina, Mirny, Russia, nikitinayn@alrosa.ru

[2]Research Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources named after Academician N.V. Melnikov of the Russian Academy of Sciences, 111020 4 Kriukovskii tupik, Moscow, Russia, dvoigp@mail.ru, timofeev_ac@mail.ru

Following up upon the study previously conducted to find a method of reducing the volume of –6+1 mm dense-medium separation (DMS) concentrate, pilot tests of a two-stage magnetic separation scheme were carried out at Processing Plant No. 15 (PP No. 15) of the Mirny-Nyurba Mining and Processing Division (MNGOK) of PJSC ALROSA under the conditions of processing diamond-containing material from the Nyurbinskaya placer.

The methodology of pilot-scale tests using a sample of -6+1 mm DMS concentrate includes successive cycles of planned experiments, the results of which allowed for selecting of the optimal operating modes of low-magnetic and strong-magnetic separators as well as I and II stages of the magnetic separation circuit, respectively.

The main process parameters of magnetic separators operation (throughput, yield and particle size characteristics of separation products, content of magnetic fraction minerals and diamond recovery in the magnetic separation scheme) were determined within the selected operating modes.

The results of experimental evaluation of control samples of the two-stage magnetic separation circuit of –c6+1 mm DMS concentrates of the PP No. 15 confirmed the effectiveness of the selected and tested optimal modes of magnetic separators of stage I and II of magnetic separation circuit and confirmed the possibility and technological efficiency of their application to reduce the primary DMS concentrate by 73.3% with 99.2% total diamond recovery in the non-magnetic product.

On the basis of the obtained results, the basic circuit arrangement of two-stage magnetic separation of –6+1mm DMS concentrate of PP No. 15 was developed and recommended for further industrial tests in order to reduce the concentrate's volume prior to its entry into the final recovery process.

К ВОПРОСУ О МЕХАНИЗМЕ ФОРМИРОВАНИЯ МАГНИТНЫХ АГРЕГАТОВ В ПРОЦЕССЕ МАГНИТНО-ГРАВИТАЦИОННОЙ СЕПАРАЦИИ

Р.В. Калюжная
Горный институт КНЦ РАН,
Россия, 184209, г. Апатиты Мурманской обл., Ферсмана, 24
r.kalyuzhnaya@ksc.ru

При современном состоянии горно-металлургического производства необходима разработка новых эффективных способов обогащения, применение которых обеспечит повышение извлечения полезных компонентов и возможность получения железорудных концентратов высокого качества при одновременном снижении себестоимости переработки руды. Горным институтом КНЦ РАН разработана технология получения высококачественного магнетитового концентрата с использованием комбинации тонкого грохочения и магнитно-гравитационной сепарации [1, 2]. В основе работы магнитно-гравитационного сепаратора лежит процесс агрегирования ферросуспензии в магнитном поле низкой напряженности и центробежно-восходящем потоке воды. Это позволяет решить задачу повышения качества железорудного концентрата за счет селективного отделения раскрытых зерен магнетита от его сростков с породообразующими минералами.

В работе рассмотрены принципы агрегирования ферромагнитной суспензии на основе межчастичных магнитных взаимодействий, которые формируются за счет силы потокосцепления, зависящей от магнитной восприимчивости частицы. Расчеты величин магнитной восприимчивости и сил, действующих на частицу в рабочей зоне сепаратора, производились для частиц крупностью 100 мкм. В зависимости от объемного содержания магнетита частицы разделены на 4 группы: не рудные зерна (до 10% магнетита) при расчетной магнитной восприимчивости до 0,01 ед. СИ, бедные сростки (11–30% магнетита) – до 0,18 ед. СИ, средние (31–70% магнетита) – до 1,49 ед. СИ, богатые (71–90% магнетита) – до 2,13 ед. СИ и свободные зерна магнетита до 4 ед. СИ. С ростом магнитной восприимчивости увеличивается сила потокосцепления. Для бедных сростков её действие ничтожно, основное влияние оказывает сила восходящего потока, выносящая их в слив. Вероятность распределения средних сростков в продуктах обогащения зависит от комбинации силы потокосцепления и скорости восходящего потока. Богатые сростки и свободные зерна перейдут в концентрат.

Анализ расчетных значений сил, действующих на магнитную частицу, позволяет смоделировать процесс разделения и оценить вероятность попадания сростков с различным содержанием магнетита в требуемый продукт обогащения.

[1] А.В. Щербаков, А.С. Опалев. Труды Кольского научного центра РАН. 3 (2015) 176.
[2] П.А. Усачев, А.С. Опалев. Апатиты: КНЦ РАН. (1993) 92.

TO THE QUESTION OF THE MECHANISM OF FORMATION OF MAGNETIC AGGREGATES IN THE PROCESS OF MAGNETIC-GRAVITATIONAL SEPARATION

R.V. Kalyuzhnaya
Mining Institute KSC RAS, Apatity, Russia
r.kalyuzhnaya@ksc.ru

With the current state of mining and metallurgical production, it is necessary to develop new effective enrichment methods, the use of which will ensure an increase in the extraction of useful components and the possibility of obtaining high-quality iron ore concentrates while reducing the cost of ore processing. The Mining Institute of the KSC RAS has developed a technology for producing high-quality magnetite concentrate using a combination of fine screening and magnetic gravity separation [1, 2]. The operation of the magnetic gravity separator is based on the process of aggregating ferrosuspension in a low-intensity magnetic field and a centrifugal updraft of water. This makes it possible to solve the problem of improving the quality of the iron ore concentrate by selectively separating the released magnetite grains from its aggregates with rock-forming minerals.

The article considers the principles of aggregation of a ferromagnetic suspension based on interparticle magnetic interactions, which are formed due to the force of flux linkage, depending on the magnetic susceptibility of the particle.

Calculations of the magnitudes of magnetic susceptibility and forces acting on a particle in the separator's operation area were performed for particles with a size of 100 μm. Depending on the volume content of magnetite, the particles are divided into 4 groups: non–ore grains (up to 10% magnetite) with an estimated magnetic susceptibility of up to 0.01 SI units, poor mineral associations (11–30% magnetite) – up to 0.18 SI units, medium mineral associations (31–70% magnetite) – up to 1.49 SI units, rich mineral associations (71–90% magnetite) – up to 2.13 units. SI and free magnetite grains up to 4 SI units. The force of flux linkage increases with increasing magnetic susceptibility. For poor mineral associations, its effect is negligible, the main influence is exerted by the force of the upflow, which carries them into the overflow. The probability of the distribution of medium mineral associations in the beneficiation products depends on the combination of the force of flux linkage and the velocity of the upflow. Rich mineral associations and free magnetite grains will be transferred to the concentrate.

The analysis of the calculated values of the forces acting on the magnetic particle makes it possible to simulate the separation process and estimate the probability of ingestion of mineral associations with different magnetite contents into the required beneficiation product.

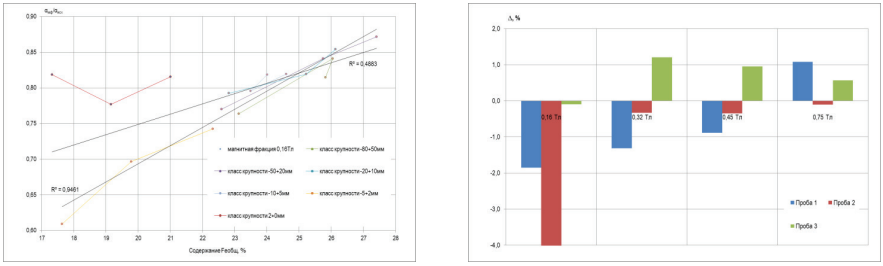
[1] A.V. Shcherbakov, A.S. Opalev. Science Articles of the Kola Scientific Center of the Russian Academy of Sciences. 3 (2015) 176.

[2] P.A. Usachev, A.S. Opalev. Apatity: KSC RAS. (1993) 92.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ХАРАКТЕРИСТИК ПИТАНИЯ СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАЗДЕЛЕНИЯ

***Д.Н. Шибаева*, Д.А. Асанович**
Горный институт КНЦ РАН, г.Апатиты, Россия
shibaeva_goi@mail.ru

В работе представлены результаты анализа влияния характеристик питания сухой магнитной сепарации, реализованной при фиксированных условиях и режимах работы оборудования, на эффективность разделения. Результаты реализации процесса сухой магнитной сепарации «узких» классов крупности (диапазоны которых определялись с учетом теоретического значения модуля крупности, не превышающего 2,5 усл ед.) показали (рисунок), что для классов крупности –80+2 мм график зависимости содержания $Fe_{общ}$ в магнитной фракции (при В=0,16 Тл) и качества питания характеризуется высоким значением коэффициента аппроксимации линейной функцией равным 0,9461. Данный факт обуславливает незначительный вклад в результаты разделения крупности материала. Исключением является класс крупности –2+0 мм. При близких исходных содержаниях коэффициент обогащения значительно возрастает: в классе крупности –5+2 мм увеличивается с 17,64% до 21,17% (в 1,2 раза), в классе крупности –2+0 мм в 1,7 раза (с 17,33% до 28,96%). В ходе проверки подтверждения гипотезы о возможности получения близких технологических показателей без операции грохочения, и соответственно повышения значения модуля крупности более 2,5 усл.ед., установлено преобладание случаев с отрицательными значениями разности извлечений $Fe_{общ}$, свидетельствующими о снижении потерь $Fe_{общ}$ с немагнитной фракцией при сепарации рудной массы исходной крупности (–80+0 мм).



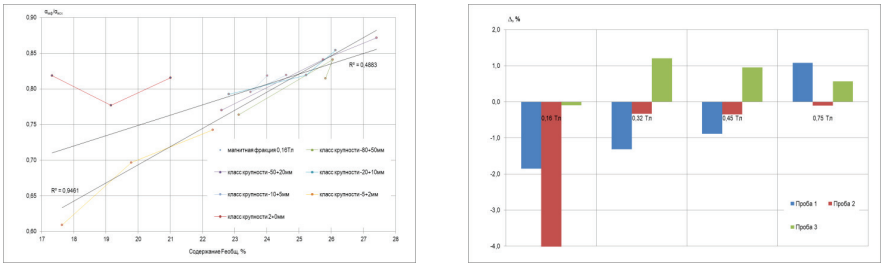
а *б*

Рисунок – Результаты сухой магнитной сепарации

EXPERIMENTAL SUBSTANTIATION OF THE INFLUENCE OF DRY MAGNETIC SEPARATION FEED CHARACTERISTICS ON SEPARATION EFFICIENCY

***D.N. Shibaeva*, D.A. Asanovich**
Mining Institute KSC RAS, Apatity, Russia
shibaeva_goi@mail.ru

The paper presents the results of the analysis of the influence of the feeding characteristics of dry magnetic separation realized under fixed conditions and modes of equipment operation on the separation efficiency. The results of implementation of the process of dry magnetic separation of "narrow" classes of coarseness (the ranges of which were determined taking into account the theoretical value of the coarseness modulus, not exceeding 2.5 standard units) have shown (figure) that for coarseness classes –80+2mm the graph of dependence of Feobsh content in the magnetic fraction (at B=0.16 Tesla) and feed quality is characterized by a high value of the linear function approximation coefficient equal to 0.9461. This fact causes an insignificant contribution to the results of separation of material coarseness. The exception is the coarseness class –2+0mm. At close initial contents the enrichment factor increases significantly: in the –5+2mm size class it increases from 17.64% to 21.17% (by 1.2 times), in the –2+0mm size class by 1.7 times (from 17.33% to 28.96%). In the course of verification of the hypothesis about the possibility of obtaining close technological indicators without screening operation and, accordingly, increasing the value of the coarseness modulus more than 2.5 standard units, the prevalence of cases with negative values of the difference of Feobsh extraction was found, indicating the reduction of Feobsh losses with non-magnetic fraction during the separation of ore mass of initial size (–80+0 mm).



a *b*

Figure – Results of dry magnetic separation

НОВЫЕ БАРАБАННЫЕ МАГНИТНЫЕ СЕПАРАТОРЫ ДЛЯ СУХОГО ОБОГАЩЕНИЯ СИЛЬНОМАГНИТНЫХ И СЛАБОМАГНИТНЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

Д.Ю. Тупиков
Научно-производственное объединение «ЭРГА»,
Россия, 248018, г. Калуга, ул. Хрустальная, 22, стр. 15
tupikov@erga.ru

Сегодня минеральное сырьё относится к невосполнимым природным ресурсам и требует рациональной технологии добычи и переработки материала. Одним из направлений в переработке таких руд является предварительное обогащение крупнокускового материала. Используемый метод позволяет извлекать кондиционный материал непосредственно после дробления, что дает возможность уже на ранней стадии получить готовый металлургический продукт в виде доменной или аглоруды.

В настоящее время специалистами нашей компании разработаны и изготовлены уникальные стендовые магнитные сепараторы барабанного и валкового типа, позволяющие проводить полупромышленные испытания по мокрой и сухой схеме обогащения с учетом нагрузок по руде и влияния магнитных и центробежных сил.

На стенде барабанного сепаратора проводились исследования по обогащению магнетитовых железных руд Абаканскогo месторождения. Задачей испытаний была проверка возможности модернизации участка сухой магнитной сепарации путем вывода магнитного продукта с содержанием железа более 52% при крупности питания –12+0 мм. В ходе испытаний из руды с исходным содержанием железа 23% была получена магнитная фракция с содержанием железа 53,1% при выходе 31% и извлечением –71%.

Проведены испытания мартит-гидрогематитовой руды Яковлевского месторождения крупностью –10+0 мм по сухой магнитной сепарации с перечисткой немагнитной фракции при индукции магнитного поля от 0,18 Тл до 0,9 Тл. В ходе испытаний были получены магнитные концентраты с содержанием железа общего 63,83%, 59,86%; промпродукты для дальнейшей дезинтеграции и мокрой магнитной сепарацией с содержанием железа общего 53,62% и 44,79%.

Данные системы уже реализованы в мокрых магнитных сепараторах типа ВИ-МБС и прошли промышленные испытания на Олимпиаднинском ГОКе. Сепараторы установлены перед бактериальным выщелачиванием с целью разделения пирит-пирротинового продукта по магнитным свойствам. Автоматическое изменение индукции магнитного поля, рабочего зазора позволяют оперативно реагировать на изменение состава руды и сохранять высокие показатели обогащения.

NEW DRUM MAGNETIC SEPARATORS FOR DRY BENEFICIATION OF STRONGLY MAGNETIC AND WEAKLY MAGNETIC IRON ORES

D.Yu. Tupikov
Scientific and Production Association "ERGA",
Russia, 248018, Kaluga, Khrustalnaya St., 22, bldg. 15
tupikov@erga.ru

Today mineral raw materials are considered non-renewable natural resources and require rational technology for the extraction and processing of materials. One of the trends in the processing of such ores is the preliminary beneficiation of coarse-sized material. The method used allows for the extraction of saleable material immediately after crushing, which makes it possible to obtain a finished metallurgical product in the form of blast-furnace or sinter ore at an early stage.

Currently our company's specialists have developed and manufactured unique magnetic drum and roll separators for semi-industrial testing of wet and dry separation schemes, taking into account ore loads and the influence of magnetic and centrifugal forces.

Research of separation of magnetite iron ores of the Abakan deposit was conducted on the drum separator stand. The objective of the tests was to verify the possibility of modernization of the dry magnetic separation section by removing a magnetic product with iron content over 52% with feed size –12 + 0 mm. During the tests a magnetic fraction with iron content 53.1% was obtained from ore with initial iron content 23% with a yield 31% and recovery of –71%.

Tests of martite-hydrohematite ore of the Yakovlevskoye deposit with size –10+0 mm were carried out using dry magnetic separation with recleaning of the non-magnetic fraction at magnetic field induction from 0.18 T to 0.9 T. During the tests magnetic concentrates with total iron content 63.83%, 59.86%; middlings for further disintegration and wet magnetic separation with total iron content 53.62% and 44.79% were obtained.

These systems have already been implemented in wet magnetic separators VI-MBS type and passed industrial tests at the Olimpiadninsky GOK. The separators are installed upstream the bacterial leaching in order to separate the pyrite-pyrrhotite product by magnetic properties. Automatic change in the magnetic field induction, working gap allow to respond promptly to changes in the ore composition and maintain high rates of beneficiation.

ПРИМЕНЕНИЕ СЕЛЕКТИВНОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ВЫСОКОТИТАНИСТЫХ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД КОПАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

А.С. Мальцев[1], Р.З. Абдулин[1], М.С. Колкова[1], Е.А. Горбатова[1]
[1]ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г. И. Носова»,
Россия, 455000, Магнитогорск, ул. Ленина д. 38, kolkova_ms@mail.ru

Горнодобывающая отрасль РФ не обеспечивает потребности промышленности в ильменитовом концентрате. В 2022 году было произведено 1,7 тыс. тонн концентрата при фактической потребности около 380 тыс. тонн, что указывает на существенный дефицит и необходимость повышения эффективности переработки титаносодержащего сырья [1].

Высокотитанистые титаномагнетитовые руды Копанского месторождения являются источником железа и титана. При этом данное месторождение не отрабатывается в связи с отсутствием эффективных технологий получения кондиционного железорудного концентрата, удовлетворяющего требованиям доменного производства, и выделения ильменитового продукта заданного качества [2].

Вкрапленные высокотитанистые титаномагнетитовые руды Копанского месторождения относятся к труднообогатимым. Основные рудные минералы: титаномагнетит и ильменит. Титаномагнетит, как микроагрегат, характеризуется низкой степенью перекристаллизации и, как следствие, высокой структурной и фазовой неоднородностью, обусловленной наличием продуктов распада твердого раствора ряда магнетит-ильменит и процессами амфиболитизации. Ильменит встречается в подчиненном количестве, подвержен замещением титанитом.

Лабораторные исследования включали: дробление, классификацию дробленого материала, магнитный анализ материала классов крупности с выделением продуктов при значениях напряженности магнитного поля 10, 85, 140, 250, 400 мТл [3].

Анализ дробленого материала показал, что высокая степень раскрытия микроагрегатов титаномагнетита и ильменита характерна для класса крупности –0,16+0,071 мм. Результаты магнитного анализа показали, что при напряженности магнитного поля 10 мТл выделяется продукт, сложенный микроагрегатами титаномагнетита с различной степенью изменения, с увеличением напряженности магнитного поля до 140 мТл выделяется продукт, представленный ильменитом.

Таким образом, обогащение высокотитанистых титаномагнетитовых руд методом магнитной сепарации при разных значениях напряженности магнитного поля позволяет селективно выделить титаномагнетитовый и ильменитовый продукты.

[1] Государственный доклад о состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2022 году.

[2] Горбатова Е. А., Б. И. Пирогов, М. С. Колкова, О. С. Колесатова. Определение возможности разделения титаномагнетита и ильменита при селективной сепарации титаномагнетитовых руд // Известия Уральского государственного горного университета. – 2020. – Вып. 1 (57). – С. 140–149.

[3] Газалеева Г. И., Шихтов Н. А., Сопина А. А. Современные тенденции переработки титансодержащих руд // Черная металлургия, 2015. – Вып. 12. – С. 30–36.

APPLICATION OF SELECTIVE MAGNETIC SEPARATION OF HIGH-TITANIUM TITANIUM-MAGNETITE ORES OF THE KOPAN DEPOSIT

A.S. Maltsev[1], R.Z. Abdulin[1], M.S. Kolkova[1], E.A. Gorbatova[1]
[1]Nosov Magnitogorsk State Technical University,
38 Lenin St., Magnitogorsk, 455000 Russia, kolkova_ms@mail.ru

The mining industry of the Russian Federation does not meet the industry's needs for ilmenite concentrate. In 2022, 1.7 thousand tons of concentrate were produced with an actual demand of about 380 thousand tons, which indicates a significant shortage and the need to increase the efficiency of processing titanium-containing raw materials [1].

The high-titanium titanomagnetite ores of the Kopan deposit are a source of iron and titanium. At the same time, this deposit is not being developed due to the lack of effective technologies for producing conditioned iron ore concentrate that meets the requirements of blast furnace production and isolating an ilmenite product of a given quality [2].

The interspersed high-titanium titanomagnetite ores of the Kopan deposit are classified as difficult-to-enrich. The main ore minerals are titanomagnetite and ilmenite. Titanomagnetite, as a microaggregate, is characterized by a low degree of recrystallization and, as a result, high structural and phase heterogeneity due to the presence of decomposition products of a solid solution of the magnetite-ilmenite series and amphibolithization processes. Ilmenite occurs in a subordinate amount and is susceptible to substitution by titanite.

Laboratory studies included: crushing, classification of crushed material, magnetic analysis of material of size classes with the release of products at magnetic field strengths of 10, 85, 140, 250, 400 MT [3].

Analysis of the crushed material showed that a high degree of disclosure of microaggregates of titanomagnetite and ilmenite is characteristic of the size class of –0.16+0.071 mm. The results of the magnetic analysis showed that at a magnetic field strength of 10 MT, a product composed of microaggregates of titanomagnetite with varying degrees of variation is released, with an increase in the magnetic field strength to 140 MT, the product represented by ilmenite is released.

Thus, the enrichment of high-titanium titanomagnetite ores by magnetic separation at different magnetic field strengths makes it possible to selectively isolate titanomagnetite and ilmenite products.

[1] State report on the state and use of mineral resources of the Russian Federation in 2022.

[2] Gorbatova E. A., B. I. Pirogov, M. S. Kolkova, O. S. Kolesatova. Determination of the possibility of separation of titanomagnetite and ilmenite during selective separation of titanomagnetite ores // Proceedings of the Ural State Mining University. – 2020. – Issue 1 (57). – pp. 140-149.

[3] Gazaleeva G. I., Shikhtov N. A., Sopina A. A. Modern trends in processing titanium-containing ores // Ferrous Metallurgy, 2015. – Issue. 12. – S. 30–36.

МОСКОВСКИЙ МЕЖДУНАРОДНЫЙ КОНГРЕСС ОБОГАТИТЕЛЕЙ (ММКО-2025)

ПРИМЕНЕНИЕ ИСКУССТВЕННОГО ИНТЕЛЛЕКТА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

MOSCOW INTERNATIONAL MINERAL PROCESSING CONGRESS (MIMPC-2025)

APPLICATION OF ARTIFICIAL INTELLIGENCE IN MINERAL PROCESSING

РАЗРАБОТКА ПРОГРАММНОГО ПРОДУКТА, ОБЕСПЕЧИВАЮЩЕГО ПОДДЕРЖКУ ПРИНЯТИЯ РЕШЕНИЙ ПРИ ВЫБОРЕ РЕЖИМОВ И УСЛОВИЙ СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ

Д.Н. Шибаева, Д.А. Асанович, К.А. Малодушев, Д.А. Шамшура
Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Россия
shibaeva_goi@mail.ru

В работе представлены результаты разработки программного обеспечения, направленного на систематизацию данных лабораторных и укрупненно-лабораторных исследований обогатимости железных руд посредством сухой магнитной сепарации и их анализ. Примеры, подтверждающие эффективность разделения железных руд посредством сухой магнитной сепарации, представлены в работах [1–2], в том числе реализованные авторами [3-4]. Систематизация исторических и текущих результатов экспериментальных исследований создаст основу для реализации диагностического анализа (выявления закономерностей и взаимосвязей) и формирования прогнозной модели. Основой систематизации результатов являются характеристики исследуемого сырья: гранулометрический, химический и минералого-петрографический состав с привязкой к предприятию, эксплуатирующему запасы, а также параметры, определяющие режимы и условия реализации сухой магнитной сепарации, и технологические показатели, характеризующие ее эффективность. На текущем этапе работы над программным продуктом, обеспечивающим поддержку принятия решений при выборе режимов и условий сухой магнитной сепарации, разработана его общая концепция, реализован модуль «Формирование данных», направленный на загрузку, первичную обработку и систематизацию результатов исследований, а также модуль «Анализ данных». Модуль «Анализ данных», обеспечивает возможность проверки корректности проводимых лабораторных испытаний на основании оценки соответствия качественных и количественных характеристик единичных проб, определения режимов и условий реализации процесса сухой магнитной сепарации по поиску «похожих», удовлетворяющих характеристикам исходной пробы и обеспечивающих достижение заданных показателей в продуктах разделения с учетом допустимых отклонений.

[1] Пелевин А.Е. Записки Горного института. 256 (2022). 579–592.
[2] Лебедок А.В., Маркворт Л. Горная Промышленность. 3 (2022). 84–88.
[3] Shibaeva D.N., Tereschenko S.V., et al. Minerals. 11 (2021). 797.
[4] Шибаева Д.Н., Терещенко С.В., и др. Записки Горного института. 256 (2022). 603–612.

DEVELOPMENT OF A SOFTWARE PRODUCT TO SUPPORT DECISION-MAKING IN SELECTING MODES AND CONDITIONS FOR DRY MAGNETIC SEPARATION

D.N. Shibaeva, D.A. Asanovich, K.A. Malodushev, D.A. Shamsura
Mining Institute KSC RAS, Apatity, Russia
shibaeva_goi@mail.ru

The paper presents the results of software development aimed at systematizing data from laboratory and semi-industrial studies on the beneficiation of iron ores through dry magnetic separation and their analysis. Examples confirming the effectiveness of iron ore separation via dry magnetic separation are presented in works [1–2], including those implemented by the authors [3–4]. The systematization of historical and current results of experimental research will create a foundation for conducting diagnostic analysis (identifying patterns and relationships) and developing a predictive model. The basis for systematizing the results lies in the characteristics of the studied raw materials: granulometric, chemical, and mineralogical-petrographic composition, linked to the enterprise exploiting the reserves, as well as parameters determining the modes and conditions of dry magnetic separation implementation, and technological indicators characterizing its efficiency. At the current stage of work on the software product designed to support decision-making in selecting modes and conditions for dry magnetic separation, its general concept has been developed. The «Data Formation» module has been implemented, aimed at loading, primary processing, and systematizing research results, as well as the «Data Analysis» module. The «Data Analysis» module enables the verification of the correctness of laboratory tests by assessing the compliance of qualitative and quantitative characteristics of individual samples, determining the modes and conditions for implementing the dry magnetic separation process by searching for «similar» samples that meet the characteristics of the original sample and ensure the achievement of specified indicators in separation products, taking into account permissible deviations.

[1] Pelevin A.E. Journal of Mining Institute. 256 (2022).579–592.
[2] Lebedok A.V., Markvort L. Russian Mining Industry. 3 (2022). 84–88.
[3] Shibaeva D.N., Tereschenko S.V., et al. Minerals. 11 (2021). 797.
[4] Shibaeva D.N., Tereschenko S.V., et al. Journal of Mining Institute. 256 (2022). 603–61.

1. Пелевин А. Е. Технологии обогащения железных руд России и пути повышения их эффективности // Записки Горного института. 2022. Т. 256. С. 579–592. https://doi.org/10.31897/PMI.2022.61.

2. Лебедок А.В., Маркворт Л. Современное обогащение железной руды – вызовы и решения от ALLMINERAL // Горная Промышленность. 2022. №3. С.84-88. https://doi.org/10.30686/1609-9192-2022-3-84-88.

3. Shibaeva D.N., Tereschenko S.V., Kompanchenko A.A. Analysis of the effect of dry magnetic separation on the process of ferruginous quartzites disintegration // Minerals. 2021. Vol. 11. Iss. 8. № 797. https://doi.org/10.3390/min11080797.

4. Шибаева Д.Н., Терещенко С.В., Асанович Д.А., Шумилов П.А. К вопросу о необходимости классификации горной массы, направляемой на сухую магнитную сепарацию // Записки Горного института. 2022. Т. 256. С. 603-612. https://doi.org/10.31897/PMI.2022.79.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ МЕХАНИЗМОВ ТРУДОУСТРОЙСТВО ВЫПУСКНИКОВ ИНЖЕНЕРНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВУЗОВ В ЭПОХУ ЦИФРОВОЙ ЭКОНОМИКИ С ПОМОЩЬЮ ИИ

О.К. Хатамов[1], Т.Т. Халиков[1]

[1]Термезкий государственный университет, Республика Узбекистан, Термез

[1]Термезский государственный инженерный и агротехнологический университет Республика Узбекистан, Термез khalikovtima@gmail.com

По статистике с 2018-года по 2023-года в Республике Узбекистане число государственные университеты выросло с 72 до 213, а негосударственные и международные вузы выросло с 9 до 30.

Трудоустройство выпускников 2017-2018 учебного года составило 91,1%, 2022–2023 учебного года составило 78,3%. Такой резкий упадок трудоустройства показывает что, требование работодателей возростает с учётом внедрение в производстве современных техники и технологии, современные выпускники не соответсвуют к требованием. [1]

По указу Президента Республики Узбекистана, от 11.09.2023 г. № УП-158 «О стратегии Узбекистан 2030» и по указу Республики Узбекистана, от 05.10.2020 г. № УП-6079 «Об утверждении Стратегии «Цифровой Узбекистан-2030» и мерах по её эффективной реализации», как в развитых странах, ВУЗы Республики Узбекистана по трудоустройства выпускников должны пройти цифровой трансформацию.

С помощью ИИ и математических алгаритмов было созданно цифровую платформу по трудоустройству выпускников. ИИ будет подбирать для выпускников по их усвоению предметов и курсовых проектов. Тем самым выпускники будут получать те профессии по которым они получали отличным и хорошим оценкам и навыкам которые они будут прописывать. ИИ будет оценивать выпускников и предлагать работодателям тех кадров которые они будут прописывать.

При внедрение программного продукта коэффициент трудоустроившихся выпускников вырастет с 78,1% до 93,8%.

[1] Т.Т Халиков Моделирования систему трудоустройство выпускников учебных заведений в эпоху цифровой экономики.

[2] Минина В.Н. «Цифровизация высшего образования и ее социальные результаты» // Вестник Санкт-Петербургского университета. Социология.

[3] А.Н.Богатикова «Использование цифровых технологий в организации работы вузов по содействию занятости студентов-выпускников» Вестник Московского государственного областного университета. Серия: Педагогика.

УДК 001:378.1//DOI: 10.18384/2310-7219-2021-4-33-41

219-2021-4-33-41

IMPROVING THE MECHANISMS OF PROVIDING EMPLOYMENT IN THE ECONOMY THROUGH ARTIFICIAL INTELLIGENCE FOR GRADUATES OF ENGINEERING AND TECHNOLOGY UNIVERSITIES IN THE ERA OF THE DIGITAL ECONOMY

O.K. Khatamov[1] , T.T. Khalikov[1]

[1]Termez State University, Republic of Uzbekistan, Termez

[1]Termez State Engineering and Agrotechnological University Republic of Uzbekistan, Termez khalikovtima@gmail.com

According to statistics, from 2018 to 2023, the number of state universities in the Republic of Uzbekistan increased from 72 to 213, and non-state and international universities increased from 9 to 30.

Employment of graduates of the 2017–2018 academic year was 91.1%, 2022–2023 academic year was 78.3%. Such a sharp decline in employment shows that the requirements of employers are increasing given the introduction of modern equipment and technology in production, modern graduates do not meet the requirements.[1]

According to the Decree of the President of the Republic of Uzbekistan dated 11.09.2023 No. UP -158 “On the Strategy Uzbekistan 2030” and according to the Decree of the Republic of Uzbekistan dated 05.10.2020 No. UP-6079 “On approval of the Strategy “Digital Uzbekistan-2030” and measures for its effective implementation”, as in developed countries, universities of the Republic of Uzbekistan for the employment of graduates must undergo digital transformation.

With the help of AI and mathematical algorithms it was a digital platform for graduate employment has been created . AI will select graduates based on their mastery of subjects and course projects. Thus, graduates will receive the professions for which they received excellent and good grades and the skills that they will register. AI will evaluate graduates and offer employers the personnel that they will register.

With the implementation of the software product, the employment rate of graduates will increase from 78.1% to 93.8%.

[1] T.T. Khalikov Modeling the employment system of graduates of educational institutions in the era of the digital economy.

[2] Minina V.N. “ Digitalization of Higher Education and Its Social Results ” // Bulletin of St. Petersburg University. Sociology.

[3] A.N. Bogatikova “Use of digital technologies in organizing the work of universities to promote the employment of graduate students” Bulletin of the Moscow State Regional University. Series: Pedagogy UDC 001:378.1//DOI: 10.18384/2310-7.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ОРГКОМИТЕТ 4

ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ, АЛМАЗОВ, УГЛЯ И ГОРНОХИМИЧЕСКОГО СЫРЬЯ **34**

СЛЕДОВАНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ ФЛОКУЛЯНТОВ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФИЛЬТРОВАНИЯ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С НИЗКИМ СОДЕРЖАНИЕМ SiO_2
Е.Д. Чылбак-оол, Ю.В. Конюхов, У.В. Дмитракова, А.С. Сизова 36

ОЦЕНКА ОБОГАТИМОСТИ ХРОМСОДЕРЖАЩЕГО ПРОДУКТА АККАРГИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ
Т.А. Бузунова, Ю.В. Волчек, С.Ю. Мельчаков, А.А. Некрасова 38

ВЛИЯНИЕ ВЕЛИЧИНЫ ВАКУУМА В ЗОНЕ НАБОРА ОСАДКА НА ПОКАЗАТЕЛИ ФИЛЬТРОВАНИЯ ФЛОТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ НА КЕРАМИЧЕСКИХ ДИСКОВЫХ ВАКУУМНЫХ ФИЛЬТРАХ
У.В. Дмитракова, А.А. Николаев 40

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ РЕЖИМОВ РАБОТЫ ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННОЙ УСТАНОВКИ КДФ ПРИ ФИЛЬТРОВАНИИ ФЛОТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ
У.В. Дмитракова, А.А. Николаев 42

ОБ ИТОГАХ ОТЕЧЕСТВЕННОЙ ПРАКТИКИ ПРИМЕНЕНИЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ РАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ РУДОСОРТИРОВКИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ РУД
К.В. Годун, А.М. Ольховский 44

ПРИМЕНЕНИЯ ЦЕНТРОБЕЖНО-ОТСАДОЧНОГО МЕТОДА ОБОГАЩЕНИЯ НА ЗИФ
М.С. Лучко 46

ЭКОЛОГИЧЕСКИ ОБОСНОВАННЫЕ РЕШЕНИЯ АО «ГИПРОРИВС» ПРИ РЕКОНСТРУКЦИИ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ
А.В. Голованов, С.А. Ропейко, А.К. Ефремова, Б.А. Кутлин 48

ПРОГРЕССИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РАДИОМЕТРИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ
И.А. Макалин, А.В. Иванов 50

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ И ЗАДЕЛЫ ПО СОЗДАНИЮ МОДУЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ
А.И. Матвеев, И.Ф. Лебедев, В.Р. Винокуров, Е.С. Львов, Н.Г. Еремеева, Е.С. Слепцова 52

ИЗУЧЕНИЕ ГРАВИТАЦИОННОЙ ОБОГАТИМОСТИ УГЛЯ И РАСЧЕТ ОЖИДАЕМЫХ РЕЗУЛЬТАТОВ ОБОГАЩЕНИЯ
И.Ю. Мотовилов, Ш.А. Телков, М.Б. Барменшинова, Р.С. Омар 54

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЕРОСОДЕРЖАЩЕГО УГЛЯ И ДОБАВКИ Na_2SO_4 ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ НИКЕЛЕВОЙ ЛАТЕРИТНОЙ РУДЫ
Т.Т. Фунг, Ч.Т. Чан, В.Л. Фам, В.М. Нгуен 56

ФАКТОРНЫЙ АНАЛИЗ СНИЖЕНИЯ МЕХАНИЧЕСКОГО ВЫНОСА НЕРУДНЫХ МИНЕРАЛОВ В ЦИНКОВЫЙ КОНЦЕНТРАТ
Я.Н. Арабаджи, Н.Н. Орехова 58

ИНФОРМАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ
Т.Ю. Овчинникова, Е.Ф. Цыпин, С.В. Зиятдинов 60

ТРЁХКОЛОДЦЕВЫЙ СГУСТИТЕЛЬ: ЗАПАТЕНТОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И МОДЕРНИЗАЦИИ ДЕЙСТВУЮЩИХ АППАРАТОВ
А.А. Соколова, А.В. Бауман 62

ОСНОВНЫЕ ПРОМЫШЛЕННЫЕ КОМПОНЕНТЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЁШЛИК 1
М.А. Эргашев, А.М. Аскаров 64

ПЕРСПЕКТИВЫ ОБОГАЩЕНИЯ БУРОЖЕЛЕЗНЯКОВЫХ РУД СУХИМИ МЕТОДАМИ
Е.В. Колодежная, И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, М.С. Гаркави 66

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА СВИНЦОВО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ
И.В. Прокопьев, Н.К. Алгебраистова, П.Н. Самородский 68

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КИМБЕРЛИТОВ
Коваленко Е.Г., Морозов В.В., Двойченкова Г.П. 70

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ТЯЖЕЛОСРЕДНЫХ ГИДРОЦИКЛОНОВ ОТЕЧЕСТВЕННЫХ ПРОИЗВОДИТЕЛЕЙ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ АК «АЛРОСА» (ПАО)
Т.Р. Полякова, А.А. Головизина, С.А. Петрова 72

ОБОГАЩЕНИЕ УГЛЕЙ НА ВИБРАЦИОННОМ ПНЕВМАТИЧЕСКОМ СЕПАРАТОРЕ СВП-5,5М
А.Н. Корчевский, Г.Г. Гордеев 74

ИЗУЧЕНИЕ ОБОГАТИМОСТИ МЕДНО-ПЕСЧАНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ БАБАТАГ СУЛЬФИДИЗАЦИОННО-ФЛОТАЦИОННЫМ МЕТОДОМ
И.Ю. Рахманов, С.А. Абдурахманов, Т.И. Шакаров, Х.А.Пулатов 76

ПОЛУЧЕНИЕ ПИРИТНОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ОТВАЛЬНЫХ ХВОСТОВ МОФ-1 АО «Алмалыкский ГМК»
Э.Р. Саппарова, Н.Г. Соломко, У.М. Абдуразаков, Т.И. Шакаров 78

НОВОЕ ПОКОЛЕНИЕ РАДИОИЗОТОПНЫХ ПРИБОРОВ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ
А.А. Смирнов, В.А. Казанков, А.Л. Шаврин, В.П. Нестеров 80

ОСОБЕННОСТИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ПОРФИРОВЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ЁШЛИК I»
М.М. Якубов, Х.Ю. Джумаева, О.М. Ёкубов, М.С. Максудходжаева 82

СОВРЕМЕННЫЕ ГЕОЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОДХОДЫ К ПЕРЕРАБОТКЕ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД ЦЕНТРАЛЬНЫХ КЫЗЫЛКУМОВ
К. Санакулов, И.О. Хамроев, Р.А. Хамидов 84

ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ ПРОТИВОТОЧНОЙ ФЛОТОМАШИНЫ СО СТРУЙНО-ЭЖЕКТОРНЫМ АЭРАТОРОМ
Д.В. Шехирев, А.В. Панькин, П.В. Краюшкин 86

РАСКРЫТИЕ МИНЕРАЛОВ СВИНЦОВО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ В КЛАССАХ КРУПНОСТИ ПРИ РАЗЛИЧНОМ ВРЕМЕНИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ
Д.В. Шехирев, Б.Б. Смайлов 88

ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ РУД РЕДКИХ, РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ 90

ОБОГАЩЕНИЕ ЧЕРНОВОГО ТИТАНОМАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГРЕМЯХА-ВЫРМЕС
А.А. Агамирова, К.В. Гончаров, Г.Б. Садыхов 92

ОБОГАЩЕНИЕ ЦИРКОНОВОГО КОНЦЕНТРАТА МЕТОДОМ ВОЗДУШНО-ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СЕПАРАЦИИ
Д.И. Леонов, В.И. Сачков, Р.А. Нефедов, П.С. Щербаков....94

СХЕМА СЕТИ ПРОМЫШЛЕННЫХ ПРОИЗВОДСТВ ПРИ СОЗДАНИИ ЕДИНОГО РЕДКОМЕТАЛЛЬНОГО КЛАСТЕРА В РС (Я)
А.И. Матвеев, И.М. Петров....96

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АКТОБЕ
М.Б. Барменшинова, И.Ю. Мотовилов, М.А. Инкар....98

КОМПЛЕКСНЫЕ СУЛЬФАТЫ СКАНДИЯ В ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ КРАСНЫХ ШЛАМОВ ГЛИНОЗЕМНОГО ПРОИЗВОДСТВА
Л.А. Пасечник, И.С. Медянкина, О.А. Липина....100

ВЛИЯНИЕ УЛЬТРАЗВУКОВЫХ ВОЗДЕЙСТВИЙ НА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ НЕТРАДИЦИОННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ
А.Л. Самусев, В.Г. Миненко, Г.А. Кожевников....102

ТЕХНОЛОГИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ТЕЛЛУРА И СЕЛЕНА
Л.В. Шумилова, Г.А. Юргенсон....104

КОМПЛЕКСНЫЕ СУЛЬФАТЫ СКАНДИЯ В ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ КРАСНЫХ ШЛАМОВ ГЛИНОЗЕМНОГО ПРОИЗВОДСТВА
Л.А. Пасечник, И.С. Медянкина, О.А. Липина....106

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ И КОНЦЕНТРИРОВАНИЯ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ РУД КОРЫ ВЫВЕТРИВАНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КУНДЫБАЙ
Б.Б. Жаксыбай, З.Т. Ибраимов, Т.Н. Хаваза, Р.Р. Токпаев....108

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ СИНТЕЗА ДИБОРИДОВ ЦИРКОНИЯ И ГАФНИЯ МЕТОДОМ БОРОТЕРМИЧЕСКОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ
И.Д. Жирников, П.С. Щербаков, О.М. Баушева, Д.А. Бирюков....110

РАЗРАБОТКА РАЦИОНАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ВОЛЬФРАМА ИЗ КЕКОВ НПО АО «АГМК»
М.А. Муталова, А.А. Хасанов, Г.К. Салижанова, И.С. Ибрагимов1 Т.Е. Мельникова....112

ОБОГАЩЕНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ
Д.В. Наумов, С.И. Ануфриева, А.В. Курков, Т.А. Бурова....114

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ И РЕДКиХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ АО «НГМК»
Б.Р. Вохидов, А.А. Саидахмедов....116

РАДИОМЕТРИЧЕСКАЯ СЕПАРАЦИЯ ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩИХ РУД
С.В. Терещенко, И.В. Алушкин....118

ИЗУЧЕНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА УПОРНОЙ УГЛИСТОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ
Б.Н. Хамидуллаев, М.У. Исоков, И.С. Нурмухамедов, Ш.Ю. Самандарова....120

ПРИМЕНЕНИЕ РЕНТГЕНОАБСОРБЦИОННОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ РУД СТРАТЕГИЧЕСКОГО ДЕФИЦИТНОГО СЫРЬЯ
И.В. Чепрасов, М.М. Раджабов....122

ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЕНИЯ ИЗ ПРОМЫШЛЕННЫХ ПРОДУКТОВ МОЛИБДЕНА НА ПРЕДПРИЯТИЯХ АО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК»
М.М. Якубов, Х.М. Азизова, М.С. Максудходжаева 124

СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ И ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ РУД 126

ИССЛЕДОВАНИЕ НА ИЗМЕЛЬЧАЕМОСТЬ ДВУСТАДИЙНО ОХЛАЖДЕННЫХ ШЛАКОВ
Н.М. Аскарова, Н.Э. Ахмедова 128

О ВЛИЯНИИ КОЭФФИЦИЕНТА ЗАПОЛНЕНИЯ ПОМОЛЬНОЙ КАМЕРЫ МЕЛЮЩИМИ ТЕЛАМИ НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ И ЭНЕРГОЁМКОСТЬ ВИБРАЦИОННОЙ МЕЛЬНИЦЫ
Ю.В. Дмитрак 130

ПРОБЛЕМАТИКА ВИБРАЦИОННЫХ ГРОХОТОВ В МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ
Е.А. Фукс, В.В. Зотов 132

ИЗУЧЕНИЕ СОСТАВА И СВОЙСТВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ СОДЕРЖАЩЕГО ТОНКОДИСПЕРСНУЮ ФРАКЦИЮ
И.А. Гришин 134

К ВОПРОСУ О ДЕЗИНТЕГРАЦИИ ГЕОМАТЕРИАЛОВ ПРИ СТАТИЧЕСКОМ И ДИНАМИЧЕСКОМ ВОЗДЕЙСТВИЯХ
А.Н. Кочанов, И.Ж. Бунин 136

ИЗУЧЕНИЕ РАСКРЫВАЕМОСТИ МИНЕРАЛОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПОКАЗАТЕЛЯ КОНТРАСТНОСТИ
В.С. Лабудин, А.Н. Храмов 138

ОПЫТ РЕАЛИЗАЦИИ СПОСОБА ДРОБЛЕНИЯ МНОГОКРАТНЫМ УДАРНЫМ ВОЗДЕЙСТВИЕМ В ДРОБИЛЬНЫХ АППАРАТАХ
А.И. Матвеев, Е.С. Львов 140

ОПЫТ ДРОБЛЕНИЯ ГЛИНОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ
А.А. Степаненко, А.И. Степаненко 142

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА ЭЛЕКТРОГИДРАВЛИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ ДЛЯ ОТМЫВКИ ФЕРРОСИЛИЦИЯ ОТ ГЛИН
А.С. Тимофеев, И.Ж. Бунин, Г.П. Двойченкова 144

КОМБИНИРОВАННЫЕ ПРОЦЕССЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ РУД И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ 146

СОЛЯНОКИСЛОТНОЕ ВСКРЫТИЕ ФАЗ ШЛАКА, ПОЛУЧЕННОГО ПРИ ВОССТАНОВИТЕЛЬНОМ ОБЖИГЕ РУДЫ ЧУКТУКОНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ
Д.Г. Агафонов, Г.Б. Садыхов 148

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ УГЛЕРОДИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ НА ОСНОВЕ КОМБИНИРОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ
Т.Н. Александрова, Н.В. Николаева 150

ГИДРИРОВАНИЕ СТРУЖКИ ТИТАНОВОГО СПЛАВА Ti-6Al-4V
Д.А. Бирюков, В.И. Сачков, Р.А. Нефедов, И.Д. Жирников, О.М. Баушева 152

РАЗРАБОТКА СПОСОБА ПЕРЕРАБОТКИ ВЫСОКОКАРБОНАТНЫХ ЛИТИЕВЫХ СЛЮДИСТЫХ РУД
И.Л. Фуреев, О.Н. Криволапова, В.В. Головко 154

ОСОБЕННОСТИ ВОВЛЕЧЕНИЯ В ПЕРЕРАБОТКУ ТЕХНОГЕННОЕ СЫРЬЕ
А.К. Кожонов, К.А. Ногаева 156

ОПТИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ
В.О. Красногоров 158

РЕКУЛЬТИВАЦИЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ И ФЛОТАЦИОННЫХ ПОЛИГОНОВ – ЮРИДИЧЕСКИЕ ИЛИ МОРАЛЬНЫЕ ОБЯЗАННОСТИ
И.М. Соколович, М. Марич 160

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПЕРЕРАБОТКИ ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩИХ КОМПОНЕНТОВ МИКРОЭЛЕКТРОНИКИ
П.С. Щербаков, Д.А. Бирюков, И.Д. Жирников, Д.И. Леонов 162

КОМБИНИРОВАННЫЕ ПРОЦЕССЫ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ УГЛЕСЖИГАЮЩИХ ЭЛЕКТРОСТАНЦИЙ И ОТХОДОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ
А.В. Таскин, Д.Р. Федотов, К.К. Шелковников 164

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛУОРЕСЦЕНЦИИ ФТОРАПАТИТА С ЦЕЛЬЮ ОПЕРАТИВНОЙ КОЛИЧЕСТВЕННОЙ ОЦЕНКИ В ПОРОДАХ И РУДАХ ХИБИНСКОГО МАССИВА
Д.О. Волков, Д.Н. Шибаева 166

ИССЛЕДОВАНИЕ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ОКИСЛЕННЫХ МЕДНЫХ РУД
М.Ш. Бабаев, Б.Р. Вохидов, С. Алам 168

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА ОКОМКОВАНИЯ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ БЕНТОПОЛИМЕРНЫХ СВЯЗУЮЩИХ
Д.А. Ветюгов, Т.Н. Матвеева 170

ВЫБОР РЕЖИМОВ ПРИМЕНЕНИЯ РЕАГЕНТОВ – МОДИФИКАТОРОВ СПЕКТРАЛЬНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК АЛМАЗОВ В ПРОЦЕССЕ РЕНТГЕНОЛЮМИНЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ
В.А. Чантурия, В.В. Морозов, Г.П. Двойченкова, Е.Л. Чантурия 172

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ОТЕЧЕСТВЕННЫХ ВЫСОКОКРЕМНИСТЫХ ТИТАНОВЫХ ПЕСЧАНИКОВ ТИМАНА
Ю.В. Заблоцкая, Г.Б. Садыхов, А.С. Тужилин 174

ИССЛЕДОВАНИЕ КИНЕТИКИ ЧАСТИЧНОГО ВОДОРОДНОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ГЕМАТИТОВЫХ РУД С РАЗЛИЧНЫМ СОДЕРЖАНИЕМ SiO_2
Н.А. Масленников, Ю.В. Конюхов, Д.В. Зиновеев, Кэцзян Ли, Рита Ханна 176

ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ МЕТОДОВ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ЭВДИАЛИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА
Г.А. Кожевников, В.Г. Миненко, А.Л. Самусев 178

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ РАСТВОРОВ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ЦИНКОВОГО КЛИНКЕРА
С.А. Абдурахманов, Р.Э. Тошкодирова 180

ИССЛЕДОВАНИЕ СПОСОБА РАЗДЕЛЕНИЯ РЕНИЯ И МОЛИБДЕНА МЕТОДОМ СОВМЕСТНОГО ОСАЖДЕНИЯ С ГИДРОКСИДОМ ЖЕЛЕЗА (III)
О.М. Баушева, Г.Н. Амелина, Р.А. Нефедов, В.И. Сачков, Д.А. Бирюков 182

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ КЛИНКЕРА ЦИНКОВОГО ПРОИЗВОДСТВА
Р.Э. Тошкодирова, С.А. Абдурахманов 184

ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ФЛОТАЦИИ ШЛАКОВ МЕДНОГО ПРОИЗВОДСТВА С ПОЛУЧЕНИЕМ ЖЕЛЕЗООКСИДНОГО ПИГМЕНТА
Н.М. Аскарова, Н. Э. Ахмедова 186

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ПЕРЕРАБОТКЕ КИСЛЫХ СБРОСНЫХ РАСТВОРОВ БИООКИСЛЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ФЛОТОКОНЦЕНТРАТОВ
У.К. Санакулов, У.А. Эргашев, Р.А. Хамидов 188

ИССЛЕДОВАНИЕ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ОКИСЛЕННЫХ МЕДНЫХ РУД
М.Ш. Бабаев, Б.Р. Вохидов, С. Алам 190

ПЕРЕРАБОТКА КРАСНЫХ ШЛАМОВ ПО СХЕМЕ КАРБОТЕРМИЧЕСКОЕ ВОССТАНОВЛЕНИЕ – СОЛЯНО-КИСЛОТНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ
Д.В. Зиновеев, П.И. Грудинский, Л.А. Пасечник 192

ВЛИЯНИЕ ПРИВИВКИ ТИОЛЬНЫХ ГРУПП ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИ МОДИФИЦИРОВАННОГО УГЛЕРОДНОГО МАТЕРИАЛА НА СОБЦИЮ ЗОЛОТА ИЗ ТИОСУЛЬФАТНЫХ РАСТВОРОВ
С.К. Абдимомын, Р.Р. Токпаев, Д.В. Шехирев, А.Р. Ергешев, М. Моджтаба 194

КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ, СНИЖЕНИЕ НЕГАТИВНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ 196

ИННОВАЦИОННЫЕ ПЕРЕМЕШИВАЮЩИЕ УСТРОЙСТВА В АППАРАТУРНОМ ОФОРМЛЕНИИ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ И УТИЛИЗАЦИИ ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ И ОТХОДОВ
А.Н. Григорьева 198

ИЗВЛЕЧЕНИЕ СОЕДИНЕНИЙ ЖЕЛЕЗА ИЗ ПЕРЕРАБОТАННЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ШЛАКОВ
С.Р. Худояров 200

ИССЛЕДОВАНИЕ ОТХОДОВ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО И ЭЛЕКТРОННОГО ОБОРУДОВАНИЯ
У.У. Хужамов, А.У. Самадов 202

КОМПЛЕКСНОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ ОТ СЖИГАНИЯ УГЛЕЙ
А.А. Лавриненко, И.В. Кунилова, И.О. Крылов, А.А. Писарева 204

КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО АЛЮМИНИЙСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ
А.С. Тужилин, Б.Г. Балмаев, Т.Н. Ветчинкина, Ю.В. Заблоцкая 206

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА АПАТИТ-НЕФЕЛИНОВОЙ РУДЫ
Т.Н. Ветчинкина, А.С. Тужилин, Б.Г. Балмаев 208

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА СЕКВЕСТРАЦИИ ДИОКСИДА УГЛЕРОДА ШЛАКАМИ МУСОРОСЖИГАЮЩИХ ЗАВОДОВ
К.А. Воробьев 210

ИССЛЕДОВАНИЕ НА ИЗМЕЛЬЧАЕМОСТЬ ДВУСТАДИЙНО ОХЛАЖДЕННЫХ ШЛАКОВ
Н.М. Аскарова, Н.Э. Ахмедова 212

ПОЛУЧЕНИЕ СПЛАВОВ СИСТЕМЫ FE-SI МЕТОДОМ КАРБОТЕРМИЧЕСКОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ СМЕСИ КРАСНОГО ШЛАМА И КРАСНОЙ ОКАЛИНЫ
Н.А. Масленников, Ю.В. Конюхов, Рита Ханна, Д.В. Зиновеев 214

НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЕРОСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ В НОРИЛЬСКОМ ПРОМЫШЛЕННОМ РАЙОНЕ
Т.А. Опарина 216

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ АПАТИТ-НЕФЕЛИНОВОЙ РУДЫ ДЛЯ ДЕФТОРИРОВАНИЯ СТОЧНЫХ ВОД
Ю.Д. Пересунько, Е.Н. Кузин, С.В. Азопков 218

УТИЛИЗАЦИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД В ПРОИЗВОДСТВЕ ПОРТЛАНДЦЕМЕНТА
Т.И. Шакаров, А.А. Мухамедбаев, И.И. Рахманов, Ш.Ш. Рустамов 220

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ФЛОТООТХОДА МОФ-2 АО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК» ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ СЫРЬЕВОЙ СМЕСИ ПОРТЛАНДЦЕМЕНТНОГО КЛИНКЕРА
Т.И. Шакаров, А.А. Мухамедбаев, И.К. Матмусаев, З.Т. Турди-Ахунова 222

ВОССТАНОВЛЕНИЕ ШЕСТИВАЛЕНТНОГО УРАНА ДВУХВАЛЕНТНЫМ ЖЕЛЕЗОМ КАК МЕТОД ОЧИСТКИ И ПЕРЕРАБОТКИ УРАНСОДЕРЖАЩИХ РАСТВОРОВ
У.З. Шарафутдинов, И.М. Ражаббоев, Р.А. Хамидов, М.Н. Хамидова, Ш.Ш. Юлдашев, Н.И. Хуррамов 224

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОБООТБОРА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА
У.З. Шарафутдинов, М.Н. Хамидова, Р.А. Хамидов 226

ПЕРЕРАБОТКА И ВТОРИЧНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТХОДОВ ЖЕЛЕЗОБЕТОННА И БЕТОНА В КАЧЕСТВЕ ЗАПОлНИТЕЛЕЙ ДЛЯ БЕТОННЫХ СМЕСЕЙ
А.В. Кузнецов 228

МЕТОДЫ СНИЖЕНИЕ РАСХОДА ТЕХНИЧЕСКОЙ ВОДЫ НА ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ЗАВОДАХ
М.И. Шоназаров, С.К. Ярлакабов, А.А. Саидахмедов 230

ОБОГАЩЕНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ
Д.В. Наумов, С.И. Ануфриева, А.В. Курков, Т.А. Бурова 232

О ПЕРСПЕКТИВЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВОДНЫХ РАСТВОРОВ ТЕТРАХЛОРИДА ТИТАНА
Е.Н. Кузин 236

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ БРИКЕТИРОВАНИЯ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ МАТЕРИАЛОВ
А.Н. Корчевский, В.Г. Самойлик 238

ОПЫТ РЕАЛИЗАЦИИ ПРОЕКТОВ В ОБЛАСТИ СГУЩЕНИЯ ПУЛЬП И ОСВЕТЛЕНИЯ ОБОРОТНЫХ ВОД ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ
А.Е. Бурдонов, Ю.В. Новиков, К.А. Рылов, А.А. Тютрин, З.Ч. Шонходоев 240

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ФЛОТАЦИОННЫЕ РЕАГЕНТЫ 242

ОЦЕНКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ МОДИФИЦИРОВАННОГО РЕАГЕНТА-СОБИРАТЕЛЯ ПРИ ФЛОТАЦИОННОМ ОБОГАЩЕНИИ УПОРНОГО МЕДЬСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ
Д.С. Антоненок, Д.А. Кизяев, Я.Ю. Федотова 244

О ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БИФУНКЦИОНАЛЬНЫХ АЗОТСОДЕРЖАЩИХ СОБИРАТЕЛЕЙ ПРИ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД
Е.А. Базарова, Г.В. Митрофанова 246

ПРИМЕНЕНИЕ ПЕРСПЕКТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ МАЛОСУЛЬФИДНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД
А.М. Гаврисенко, А.В. Марфицин, Б.А. Лысых, К.Е. Дружинин 248

ПРИМЕНЕНИЕ РЕАГЕНТА ЦЭДЭДТК ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ И СЕРЕБРА ИЗ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ ОЛОВЯННЫХ РУД
Т.Н. Матвеева, О.И. Гладышева, А.О. Гапчич....250

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ФУНКЦИОНАЛЬНЫХ ПРОИЗВОДНЫХ КАРБОНОВЫХ КИСЛОТ В КАЧЕСТВЕ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ ПРИ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД
Ю.С. Каменева, Е.В. Черноусенко, Г.В. Митрофанова 252

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ RD ДЛЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД
Д.А. Кизяев, Д.С. Атоненок, Я.Ю. Федотова, В.И. Брагин, И.В. Прокопьев....254

ВЛИЯНИЕ КОМПОЗИЦИЙ ДЕПРЕССОРОВ ФЛОТОАКТИВНЫХ МАГНИЙСОДЕРЖАЩИХ СИЛИКАТОВ НА ФЛОТАЦИЮ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД
А.А. Лавриненко, И.Н. Кузнецова, О.Г. Лусинян, Г.Ю. Гольберг....256

ОСОБЕННОСТИ АДСОРБЦИИ ПРОИЗВОДНЫХ ДИТИОКАРБАМАТОВ НА СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛАХ С МИКРОРАЗМЕРНЫМ ЗОЛОТОМ
Т.Н. Матвеева, Н.К. Громова, В.А. Минаев 258

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ РЕАГЕНТЫ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ РУДНОГО ЗОЛОТА ИЗ ТРУДНООБОГАТИМОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ
Т.Н. Матвеева, Н.К. Громова, Л.Б. Ланцова 260

ВЫБОР РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ АПАТИТ-НЕФЕЛИНОВЫХ РУД НА ОСНОВАНИИ ПОВЕРХНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ПАВ
Д.А. Баландинский, О.В. Черемисина 262

ПРИМЕНЕНИЕ ПОЛИВИНИЛКАПРОЛАКТАМА МОДИФИЦИРОВАННОГО МОРФОЛИНДИТИОКАРБАМАТОМ В КАЧЕСТВЕ ДОПОЛНИТЕЛЬНОГО РЕАГЕНТА ПРИ ФЛОТАЦИИ ПОЛИКОМПОНЕНТНЫХ РУД
В.В. Гетман, А.Ю. Каркешкина 264

НОВЫЕ ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ КАРБОНАТНО-ФЛЮОРИТОВЫХ РУД
Л.Г. Никитина, С.А. Щеглова....266

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ НОВОГО ПЕНООБРАЗОВАТЕЛЯ «СИБМАЙНЕР П1» ПРИ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ РУД
Д.А. Нужный, А.Е Бурдонов....268

ФЛОТАЦИЯ И ДРУГИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ, БИОХИМИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ 270

РАЗРАБОТКА РАЦИОНАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ СЕЛЕКЦИИ СВИНЦОВО-МЕДНОГО КОНЦЕНТРАТА С ПРИМЕНЕНИЕМ АММОФОСА В КАЧЕСТВЕ ДЕПРЕССОРА ГАЛЕНИТА
С.А. Абдурахманов, М.А. Муталова, Т.Е. Мельникова....272

ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ВЫСОКОМИНЕРАЛИЗОВАННЫХ ПОДЗЕМНЫХ РАССОЛОВ ВОСТОЧНОЙ СИБИРИ
Е.В. Зелинская, В.В. Барахтенко....274

ПОВЫШЕНИЕ СЕЛЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ ФЛЮОРИТОВЫХ РУД
Е.Ю. Дегодя 276

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ФЛОТАЦИИ МЕДНО-ПОРФИРОВЫХ РУД
Я.Ю. Федотова, М.Н. Нафталь, В.И. Брагин, Д.А. Кизяев, Д.С. Антоненок 278

ВЛИЯНИЕ ИМПУЛЬСНО-ПЕРИОДИЧЕСКИХ ВЫСОКОВОЛЬТНЫХ РАЗРЯДОВ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ ТРУДНООБОГАТИМЫХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД
И.А. Хабарова, И.Ж. Бунин....280

ПРАКТИКА ПРИМЕНЕНИЯ БОЛЬШЕОБЪЁМНЫХ ФЛОТОМАШИН
Б.А. Кутлин, С.А. Ропейко, А.В. Назаров, Е.С. Фомичев, А.А. Зимина 282

ОСОБЕННОСТЬ АДСОРБЦИОННОЙ СТРУКТУРЫ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИ АКТИВИРОВАННОЙ ВОДЫ НА ПОВЕРХНОСТИ ПИРИТА (100)
К.В. Прохоров....284

ОБ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ИМПУЛЬСНЫХ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ
М.В. Рязанцева, И.Ж. Бунин 286

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ МЕДНОГО КУПОРОСА НА КИНЕТИКУ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-ПОРФИРОВОЙ РУДЫ В ЛАБОРАТОРНЫХ УСЛОВИЯХ
Э.Р. Саппарова, А.А. Николаев 288

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИИ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОЙ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ
А.Р. Ергешев, М.А. Кармеева, Н.Д. Ергешева, А.А. Каюмов, В.А. Игнаткина....290

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ РЕАГЕНТОВ-ПЕНООБРАЗОВАТЕЛЕЙ НА ГАЗОДИСПЕРСНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ЖИДКОЙ ФАЗЫ ФЛОТАЦИОННОЙ ПУЛЬПЫ И ПЕННОГО СЛОЯ
И.Ф. Тургунбаев, А.А. Николаев, Х.А. Пулатов, М.З. Холматов 292

РАЗРАБОТКА РАЦИОНАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ СЕЛЕКЦИИ СВИНЦОВО-МЕДНОГО КОНЦЕНТРАТА С ПРИМЕНЕНИЕМ АММОФОСА В КАЧЕСТВЕ ДЕПРЕССОРА ГАЛЕНИТА
С.А. Абдурахманов, М.А. Муталова, Т.Е. Мельникова....294

ОПТИМИЗАЦИЯ РЕЖИМОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД В УСЛОВИЯХ ПРИМЕНЕНИЯ ОБОРОТНЫХ ВОД СЛОЖНОГО СОСТАВА
И.В. Пестряк, В.В. Морозов, Жаргалсайхан Эрдэнэзул, Хурэлчулуун Ишгэн 296

ПРОГРАММА ДЛЯ ОЦЕНКИ СИНЕРГИЗМА СМЕСИ ПАВ ВО ФЛОТАЦИОННЫХ СИСТЕМАХ
М.Р. Лысенко, О.В. Черемисина 298

МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ОБОГАТИМОСТИ ТОНКОЗЕРНИСТЫХ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ КОВДОРСКОГО ГОКА С РАЗЛИЧНЫМИ РЕАГЕНТАМИ-СОБИРАТЕЛЯМИ
Ю.П. Поспелова, В.В. Марчевская, Г.В. Митрофанова....300

ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ НА ОСНОВЕ 3D-МОДЕЛИРОВАНИЯ
К.В. Федотов, Г.И. Сарапулова, П.К. Федотов 302

ТЕХНОЛОГИИ И ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ 304

МАГНИТНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ КЛИНКЕРА ВЕЛЬЦЕВАНИЯ ПЫЛЕЙ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА
П.И. Грудинский, В.Г. Дюбанов....306

ИССЛЕДОВАНИЯ СТРУКТУРЫ И МАГНИТНЫХ СВОЙСТВ
КОНСТРУКЦИОННЫХ СТАЛЕЙ
Ж. Касымханов, А. Ионеску, Д. Каргин, Г. Санчес Карнего, И. Бурмистров,
К. Барнес, Л. Валладарес.....308

ПРИМЕНЕНИЕ СЕЛЕКТИВНОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ВЫСОКОТИТАНИСТЫХ
ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД КОПАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ
А.С. Мальцев, Р.З. Абдулин, М.С. Колкова, Е.А. Горбатова 310

К ВОПРОСУ О РАЗРАБОТКЕ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ
МАГНИТНО-ГРАВИТАЦИОННОЙ СЕПАРАЦИИ
В.С. Масленников, А.С. Опалев 312

РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОМЫШЛЕННОЙ АПРОБАЦИИ ДВУХСТАДИАЛЬНОЙ СХЕМЫ
МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ДОВОДКИ КОНЦЕНТРАТА ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ
СЕПАРАЦИИ В СХЕМЕ ОФ № 15 МНГОКА
Ю.Н. Никитина, Г.П. Двойченкова, А.С. Тимофеев 314

К ВОПРОСУ О МЕХАНИЗМЕ ФОРМИРОВАНИЯ МАГНИТНЫХ АГРЕГАТОВ
В ПРОЦЕССЕ МАГНИТНО-ГРАВИТАЦИОНОЙ СЕПАРАЦИИ
Р.В. Калюжная 316

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ХАРАКТЕРИСТИК ПИТАНИЯ
СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАЗДЕЛЕНИЯ
Д.Н. Шибаева, Д.А. Асанович 318

НОВЫЕ БАРАБАННЫЕ МАГНИТНЫЕ СЕПАРАТОРЫ ДЛЯ СУХОГО ОБОГАЩЕНИЯ
СИЛЬНОМАГНИТНЫХ И СЛАБОМАГНИТНЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД
Д.Ю. Тупиков.....320

ПРИМЕНЕНИЕ СЕЛЕКТИВНОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ВЫСОКОТИТАНИСТЫХ
ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД КОПАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ
А.С. Мальцев, Р.З. Абдулин, М.С. Колкова, Е.А. Горбатова 322

**ПРИМЕНЕНИЕ ИСКУССТВЕННОГО ИНТЕЛЛЕКТА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ 324**

РАЗРАБОТКА ПРОГРАММНОГО ПРОДУКТА, ОБЕСПЕЧИВАЮЩЕГО ПОДДЕРЖКУ
ПРИНЯТИЯ РЕШЕНИЙ ПРИ ВЫБОРЕ РЕЖИМОВ И УСЛОВИЙ
СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ
Д.Н. Шибаева, Д.А. Асанович, К.А. Малодушев, Д.А. Шамшура 326

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ МЕХАНИЗМОВ ТРУДОУСТРОЙСТВО ВЫПУСКНИКОВ
ИНЖЕНЕРНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВУЗОВ В ЭПОХУ ЦИФРОВОЙ ЭКОНОМИКИ
С ПОМОЩЬЮ ИИ
О.К. Хатамов, Т.Т. Халиков 328

TABLE OF CONTENTS

ORGANIZING COMMITTE 5

TECHNOLOGIES FOR PROCESSING ORES OF FERROUS, NON-FERROUS METALS, DIAMONDS, COAL, AND MINING AND CHEMICAL RAW MATERIALS **35**

RESEARCH ON THE USE OF FLOCCULANTS TO ENHANCE THE FILTRATION EFFICIENCY OF IRON ORE CONCENTRATES WITH LOW SiO_2 CONTENT
E.D. Chylbak-ool, Y.V. Konukhov, U.V. Dmitrakova, A.S. Sizova 37

ASSESSMENT OF ENRICHABILITY OF CHROMIUM-BEARING PRODUCT FROM AKKARGINSKOYE DEPOSIT
T.A. Buzunova, Yu.V. Volchek, S.Yu. Melchakov, A.A. Nekrasova 39

THE EFFECT OF THE VACUUM VALUE IN THE SEDIMENT COLLECTION ZONE ON THE FILTRATION PARAMETERS OF FLOTATION CONCENTRATES OF NON-FERROUS METAL ORES ON CERAMIC DISK VACUUM FILTERS
U.V. Dmitrakova, A.A. Nikolaev 41

DETERMINATION OF OPTIMAL OPERATING MODES OF THE KDF PILOT PLANT FOR FILTRATION OF FLOTATION CONCENTRATES OF NON-FERROUS METALS
U.V. Dmitrakova, A.A. Nikolaev 43

ON THE RESULTS OF DOMESTIC PRACTICE IN THE APPLICATION OF PRELIMINARY RADIOMETRIC ORE SORTING DURING ORE DRESSING
K.V. Godun, A.M. Olkhovsky 45

THE APPLICATION OF CENTRIFUGAL JIGGING IN A GOLD PROCESSING PLANT
M.S. Luchko 47

ENVIRONMENTALLY SOUND DECISIONS OF JSC “GiproRIVS” DURING THE RECONSTRUCTION OF MINING AND PROCESSING PLANTS
A.V. Golovanov, S.A.Ropeyko, A.K. Efremova, B.A. Kutlin 49

ADVANCED TECHNOLOGY OF RADIOMETRIC CONCENTRATION OF DIAMOND-CONTAINING RAW MATERIALS
I.A. Makalin, A.V. Ivanov 51

TECHNOLOGICAL SOLUTIONS AND GROUNDWORK FOR THE CREATION OF MODULES FOR THE ENRICHMENT OF MINERAL RAW MATERIALS
A.I. Matveev A.I. Matveev, I.F. Lebedev, V.R. Vinokurov, E.S. Lvov, N.G. Eremeeva, E.S. Sleptsova 53

STUDY OF THE GRAVITATIONAL ENRICHMENT OF COAL AND CALCULATION OF EXPECTED BENEFICIATION RESULTS
I.Yu. Motovilov, Sh. A. Telkov, M.B. Barmenshinova, R.S. Omar 55

EFFECTIVENESS OF USING SULFUR-CONTAINING COAL AND NA_2SO_4 ADDITIVE FOR ENRICHMENT OF NICKEL LATERITE ORE
T.Th. Phung, T.T. Tran, V.L. Pham, V.M. Nguyen 57

FACTORIAL ANALYSIS OF REDUCED MECHANICAL ENTRAINMENT OF GANGUE MINERALS INTO ZINC CONCENTRATE
Y.N. Arabadzhi1, N.N. Orekhova 59

INFORMATION METHODS OF PRELIMINARY ORE DRESSING OF MINERAL RAW MATERIALS
T.Yu. Ovchinnikova, E.F. Tsypin, S.V. Ziyatdinov 61

THREE-CHAMBER THICKENER: PATENTED TECHNOLOGY TO INCREASE PRODUCTIVITY AND MODERNIZE EXISTING EQUIPMENT
A.A. Sokolova, A.V. Bauman 63

MAIN INDUSTRIAL COMPONENTS OF THE YOSHLIK DEPOSIT 1
M.A.Ergashev, A.M.Askarov....65

PROSPECTS FOR THE ENRICHMENT OF LIGNITE ORESWITH DRY METHODS
E.V. Kolodezhnaya, I.V. Shadrunova, O.E. Gorlova, M.S. Garkavi....67

TECHNOLOGICAL EVALUATION OF LEAD-ZINC ORE
I.V. Prokopev, N.K. Algebraistova, P.N. Samorodsky....69

IMPROVEMENT OF THE PROCESS OF FOAM SEPARATION OF DIAMOND-BEARING KIMBERLITES
Kovalenko E.G., Morozov V.V., Dvoichenkova G.P. 71

ASSESSMENT OF THE FEASIBILITY OF APPLICATION OF DOMESTICALLY PRODUCED DENSEMEDIUM HYDRO-CYCLONES AT THE ENTERPRISES OF PJSC ALROSA (PUBLIC COMPANY)
T.R. Poliakova, A.A. Golovizina, S.A. Petrova 73

ENRICHMENT OF COAL USING THE SVP-5.5M VIBRATIONAL PNEUMATIC SEPARATOR
A.N. Korchevsky, G.G. Gordeev 75

STUDYING THE RICHABILITY OF COPPER-SAND ORES OF THE BABATAG DEPOSIT USING THE SULFIDIZATION-FLOTATION METHOD
I.Yu. Rakhmanov, S.A. Abdurakhmanov, T.I. Shakarov, Kh. A. Pulatov....77

OBTAINING PYRITE CONCENTRATE FROM DUST TAILINGS MOP-1 JSC “ALMALYK MMC”
E.R. Sapparova, N.G. Solomko, U.M. Abdurazakov, T.I. Shakarov 79

NEW GENERATION OF RADIOISOTOPE ENRICHMENT DEVICES
A.A. Smirnov, V.A. Kazankov, A.L. Shavrin, V.P. Nesterov....81

FEATURES OF FLOTATION ENRICHMENT OF COPPER-PORPHYRY ORES OF THE “YOSHLIK I” DEPOSITS
M.M. Yakubov, H.Yu. Dzhumaeva, O.M. Yokubov, M.S. Maksudkhodjaeva....83

MODERN GEOLOGICAL AND TECHNOLOGICAL APPROACHES TO THE PROCESSING OF REFRACTORY GOLD-BEARING ORES OF THE CENTRAL KYZYLKUM
K. Sanakulov, I.O. Khamroev, R.A. Khamidov....85

INDUSTRIAL TESTS OF A COUNTER-CURRENT FLOTATION MACHINE WITH A JET-EJECTOR AERATOR
D.V. Shekhirev, A.V. Pankin, P.V. Krayushkin 87

LIBERALISATION OF LEAD-ZINC ORE MINERALS IN SIZE CLASSES AT VARIOUS GRINDING TIMES
D.V. Shekhirev, B.B. Smaylov....89

TECHNOLOGIES FOR PROCESSING ORES OF RARE, RARE EARTH AND PRECIOUS METALS 91

BENEFICATION OF ROUGH TITANIUMMAGNETITE CONCENTRATE FROM THE GREMYAKHA-VYRMES DEPOSIT
A.A. Agamirova, K.V. Goncharov, G.B. Sadykhov....93

ENRICHMENT OF ZIRCON CONCENTRATE BY AIR-CENTRIFUGAL SEPARATION
D.I. Leonov, V.I. Sachkov, R.A. Nefedov, P.S. Shcherbakov 95

THE SCHEME OF THE INDUSTRIAL PRODUCTION NETWORK WHEN CREATING A SINGLE RARE METAL CLUSTER IN THE RS (Ya)
A.I. Matveev, I.M. Petrov 97

DEVELOPMENT OF PROCESSING TECHNOLOGY FOR GOLD-BEARING ORE FROM THE AKTOBE DEPOSIT
M.B. Barmenshinova, I.Yu. Motovilov, M.A. Ingkar 99

COMPLEX SCANDIUM SULFATES FOR HYDROMETALLURGICAL PROCESSING OF RED MUD OF ALUMINA PRODUCTION
L.A. Pasechnik, I.S. Medyankina, O.A. Lipina 101

INFLUENCE OF ULTRASONIC TREATMENT ON THE LEACHING OF RARE EARTH METALS FROM UNCONVENTIONAL MINERAL RAW MATERIALS
A.L. Samusev, V.G. Minenko, G.A. Kozhevnikov 103

TECHNOLOGY OF TELLURIUM AND SELENIUM EXTRACTION
L.V. Shumilova, G.A. Yurgenson....105

COMPLEX SCANDIUM SULFATES FOR HYDROMETALLURGICAL PROCESSING OF RED MUD OF ALUMINA PRODUCTION
L.A. Pasechnik, I.S. Medyankina, O.A. Lipina 107

INVESTIGATION OF LEACHING AND CONCENTRATION PROCESSES OF RARE EARTH ELEMENTS FROM THE WEATHERING ORE OF THE KUNDYBAY DEPOSIT
B.B. Zhaksybay, Z.T. Ibraimov, T.N. Khavaza, R.R. Tokpaev 109

DETERMINATION OF OPTIMAL PARAMETERS FOR THE SYNTHESIS OF ZIRCONIUM AND HAFNIUM DIBORIDES BY BOROTHERMAL REDUCTION METHOD
I.D. Zhirnikov, P.S. Scherbakov, O.M. Bausheva, D.A. Biryukov 111

DEVELOPMENT OF A RATIONAL TECHNOLOGY FOR EXTRACTING TUNGSTEN FROM NPO JSC “AGMK” CAKES
M.A. Mutalova, A.A. Khasanov, G.K. Salizhanova, I.S. Ibragimov1 T.E. Melnikova 113

ENRICHMENT OF TECHNOGENIC TUNGSTEN-CONTAINING TAILINGS
D.V. Naumov, S.I. Anufrieva, A.V. Kurkov, T.A. Burova 115

INVESTIGATION OF THE TECHNOLOGY OF EXTRACTION OF NOBLE AND RARE METALS FROM TECHNOGENIC WASTES OF “NAVOI MINING AND METALLURGICAL COMPANY” JSC (NMMC)
B.R. Vokhidov, A.A. Saidakhmedov....117

SENSOR-BASED SORTING OF TUNGSTEN ORES
S.V. Tereshchenko, I.V. Alushkin....119

STUDY OF THE MATERIAL COMPOSITION OF REFRACTORY CARBONACEOUS GOLD-BEARING ORE
B.N. Khamidullaev, M.U. Isokov, I.S. Nurmukhamedov, Sh.Yu. Samandarova....121

APPLICATION OF X-RAY TRANSMISSION SEPARATION FOR THE PRECONCENTRATION OF STRATEGIC SCARCE RAW MATERIALS
I.V. Cheprasov, M.M. Radzhabov....123

RHENIUM EXTRACTION FROM INDUSTRIAL PRODUCTS OF MOLYBDENUM AT THE ENTERPRISES OF ALMALYK MINING AND METALLURGICAL COMPLEX JSC
M.M. Yakubov, X.M. Azizova, M.S. Maksudkhodjaeva, N.T. Kattaev, T.M. Babaev, X.I. Akbarov 125

MODERN METHODS AND EQUIPMENT FOR ORE DISINTEGRATION 127

RESEARCH OF THE GRINDABILITY OF TWO-STAGE COLDED SLAGS
N.M. Askarova, N.E. Axmedova 129

THE INFLUENCE OF THE FILLING RATIO OF THE GRINDING CHAMBER WITH GRINDING MEDIA ON THE PRODUCTIVITY AND ENERGY CONSUMPTION OF A VIBRATORY MILL
Y.V. Dmitrak 131

THE PROBLEMS OF VIBRATING SCREENS IN THE METALLURGICAL INDUSTRY
E.A. Fuchs, V.V. Zotov 133

STUDY OF COMPOSITION AND PROPERTIES OF MINERAL RAW MATERIALS CONTAINING FINE FRACTION
I.A. Grishin 135

ON THE ISSUE OF DISINTEGRATION OF GEOMATERIALS UNDER STATIC AND DYNAMIC IMPACTS
A.N. Kochanov, I.Zh. Bunin 137

THE STUDY OF MINERAL DISCLOSURE USING THE CONTRAST INDEX
V.S. Labudin, A.N. Khramov 139

EXPERIENCE IN THE IMPLEMENTATION OF THE METHOD OF CRUSHING BY REPEATED IMPACT IN CRUSHING MACHINES
A.I. Matveev, E.S. Lviv 141

EXPERIENCE IN CRUSHING CLAY-CONTAINING RAW MATERIALS
A.A. Stepanenko, A.I. Stepanenko 143

APPLICATION OF THE METHOD OF ELECTROHYDRAULIC TREATMENT FOR WASHING FERROSILICON FROM CLAYS
A.S. Timofeev, I.Zh. Bunin, G.P. Dvoichenkova 145

COMBINED PROCESSING OF REFRACTORY ORES AND TECHNOGENIC RAW MATERIALS 147

HYDROCHLORIC ACID OPENING OF THE PHASES OF SLAG OBTAINED DURING REDUCTION ROASTING OF ORE FROM THE CHUKTUKON DEPOSIT
D.G. Agafonov, G.B. Sadykhov 149

INCREASING THE EFFICIENCY OF CARBONACEOUS MATERIALS PROCESSING ON THE BASIS OF COMBINED BENEFICIATION PROCESSES
T.N. Aleksandrova, N.V. Nikolaeva 151

HYDROGENATION OF TITANIUM ALLOY Ti-6Al-4V CHIPS
D.A. Biryukov, V.I. Sachkov, R.A. Nefedov, I.D. Zhirnikov, O.M. Bausheva 153

DEVELOPMENT OF A METHOD FOR PROCESSING HIGH-CARBONATE LITHIUM MICA ORES
I.L. Fureev, O.N. Krivolapova, V.V. Golovko 155

FEATURES OF INVOLVING TECHNOGENIC RAW MATERIALS IN PROCESSING
A.K. Kozhonov, K.A. Nogaeva 157

OPTICAL METHODS OF ENRICHMENT
V.O. Krasnogorov 159

RECLAMATION OF MINING AND FLOTATION LANDFILLS – LEGAL OR MORAL OBLIGATION
J.M. Sokolović, M. Marić 161

STUDY OF PROCESSING OF TUNGSTEN-CONTAINING MICROELECTRONICS COMPONENTS
P.S. Scherbakov, D.A. Biryukov, I.D. Zhirnikov, D.I. Leonov 163

COMBINED PROCESSES FOR PROCESSING ASH AND SLAG WASTE FROM COAL-FIRED POWER PLANTS AND COAL BENEFICIATION WASTE
A.V. Taskin, D.R. Fedotov, K.K. Shelkovnikov 165

STUDY OF FLUORAPATITE FLUORESCENCE FOR THE PURPOSE OF OPERATIONAL QUANTITATIVE ASSESSMENT IN ROCKS AND ORES OF THE KHIBINY MASSIF
D.O. Volkov, D.N. Shibaeva 167

RESEARCH AND DEVELOPMENT OF TECHNOLOGY FOR EXTRACTION OF PRECIOUS METALS FROM OXIDIZED COPPER ORES
M.Sh. Babaev, B.R. Vokhidov, S. Alam 169

IMPROVING THE EFFICIENCY OF THE PELLETIZING PROCESS OF IRON ORE CONCENTRATE USING BENTOPOLYMER BINDERS
Vetyugov D.A., Matveeva T.N. 171

THE CHOICE OF REGIMES OF APPLICATION OF REAGENTS – MODIFIERS OF SPECTRAL CHARACTERISTICS OF DIAMONDS IN THE PROCESS OF X-RAY LUMINESCENT SEPARATION
V.A. Chanturia, V.V. Morozov, G.P. Dvoichenkova, E.L. Chanturia 173

HYDROMETALLURGICAL BENEFICIATION OF DOMESTIC HIGH-SILICA TITANIUM TIMAN SANDSTONES
Yu.V. Zablotskaya, G.B. Sadikhov, A.S. Tuzhilin 175

RESEARCH OF PARTIAL REDUCTION KINETICS OF ORE MATERIALS WITH DIFFERENT CONCENTRATIONS OF SiO_2 BY HYDROGEN REDUCTION
N.A. Maslennikov, Y.V. Konyukhov, Kejiang Li, Rita Khanna 177

SUBSTANTIATION OF EFFECTIVE METHODS FOR REDUCING LOSSES OF VALUABLE COMPONENTS IN THE PROCESSING OF EUDIALYTE CONCENTRATE
G.A. Kozhevnikov, V.G. Minenko, A.L. Samusev 179

EXTRACTION OF VALUABLE COMPONENTS FROM SOLUTIONS IN THE PROCESSING OF ZINC CLINKER PRODUCTION
S.A. Abdurakhmanov, R.E. Toshkodirova 181

INVESTIGATION OF THE METHOD OF SEPARATION OF RHENIUM AND MOLYBDENUM BY CO-PRECIPITATION WITH IRON(III) HYDROXIDE
O.M. Bausheva, G.N. Amelina, R.A. Nefedov, V.I. Sachkov, D.A. Biryukov 183

INVESTIGATION OF THE PROCESSES OF EXTRACTION OF VALUABLE COMPONENTS FROM ZINC CLINKER
R.E. Toshkodirova, S.A. Abdurakhmanov 185

POSSIBILITIES OF PROCESSING FLOTATION WASTE OF COPPER PRODUCTION SLAGS TO OBTAIN IRON-OXIDE PIGMENT
N.M. Askarova, N.E. Axmedova 187

RESEARCH ON THE PROCESSING OF ACIDIC WASTE SOLUTIONS FROM BIOOXIDATION OF SULFIDE GOLD-BEARING FLOTATION CONCENTRATES
U.K. Sanakulov, U.A. Ergashev, R.A. Khamidov 189

RESEARCH AND DEVELOPMENT OF TECHNOLOGY FOR EXTRACTION
OF PRECIOUS METALS FROM OXIDIZED COPPER ORES
M.Sh. Babaev, B.R. Vokhidov, S. Alam....191

PROCESSING OF RED MUD ACCORDING TO THE CARBOTHERMIC REDUCTION –
HYDROCHLORIC ACID LEACHING FLOW SHEET
D.V. Zinoveev, P.I. Grudinsky, L.A. Pasechnik....193

EFFECT OF THIOL GROUP GRAFTING OF ELECTROCHEMICALLY MODIFIED CARBON
MATERIAL ON GOLD SORPTION FROM THIOSULFATE SOLUTIONS
S.K. Abdimomyn, R.R. Tokpayev, D.V. Shekhirev, A.R. Ergeshev, M. Mojtaba....195

**COMPREHENSIVE USE OF MINERAL RAW MATERIALS
AND ENVIRONMENTAL IMPACT REDUCTION....197**

INNOVATIVE STIRRER IN THE TECHNOLOGY OF PROCESSING AND DISPOSAL
OF MAN-MADE FORMATIONS AND WASTE
A.N. Grigorieva....199

EXTRACTION OF IRON COMPOUNDS FROM RECYCLED STEELMAKING SLAGS
S. Khudoyarov....201

STUDY OF WASTE ELECTRICAL AND ELECTRONIC EQUIPMENT
U.U. Khujamov, A.U. Samadov....203

INTEGRATED EXTRACTION OF VALUABLE COMPONENTS FROM ASH
AND SLAG WASTE FROM COAL BURNING
A.A. Lavrinenko, I.V. Kunilova, I.O. Krylov, A.A. Pisareva....205

COMPLEX USE OF MINERAL ALUMINUM-CONTAINING RAW MATERIALS
A.S. Tuzhilin, B.G. Balmaev, T.N. Vetchinkina, Yu.V. Zablotskaya....207

COMPLEX PROCESSING OF APATITE-NEPHELINE ORE
T.N. Vetchinkina, A.S. Tuzhilin, B.G. Balmaev....209

TECHNOLOGICAL EVALUATION OF CARBON DIOXIDE SEQUESTRATION
BY WASTE INCINERATION PLANT SLAGS
K.A. Vorobyev....211

RESEARCH OF THE GRINDABILITY OF TWO-STAGE COLDED SLAGS
N.M. Askarova, N.E. Axmedova....213

PREPARATION OF FE-SI ALLOYS BY CARBOTHERMAL REDUCTION
OF A MIXTURE OF RED MUD AND RED MILL SCALE
N.A. Maslennikov, Y.V. Konyukhov, Rita Khanna, D.V. Zinoveev....215

WAYS TO IMPROVE THE QUALITY OF USE OF SULFUR-CONTAINING WASTE
IN THE NORILSK INDUSTRIAL DISTRICT
T.A. Oparina....217

PROSPECTS OF USING TAILINGS OF APATITE-NEPHELINE ORE PROCESSING
FOR WASTEWATER DEFLUORINATION
Y.D. Peresunko, E.N. Kuzin, S.V. Azopkov....219

TECHNOGENIC WASTE RECYCLING FROM FLOTATION OF COPPER-MOLYBDENUM
ORES IN PORTLAND CEMENT PRODUCTION
T.I. Shakarov, A.A. Mukhamedbaev, I.I. Raxmanov, Sh.Sh. Rustamov....221

EFFECTIVENESS OF FLOOT WASTE USAGE MOF-2 JSC “ALMALYK MMC”
FOR OBTAINING RAW MIXTURE OF PORTLAND CEMENT CLINKER
T.I. Shakarov, A.A. Mukhamedbaev, I.K. Matmusaev, Z.T. Turdi-Akhunova 223

REDUCTION OF HEXAVALENT URANIUM BY DIVALENT IRON AS A METHOD
FOR THE PURIFICATION AND PROCESSING OF URANIUM-CONTAINING SOLUTIONS
U.Z. Sharafutdinov, I.M. Rajabboev, R.A. Khamidov, M.N. Khamidova,
Sh.Sh. Yuldashev, N.I. Khurramov 225

IMPROVEMENT OF SAMPLING METHODS IN THE PROCESSING OF TECHNOGENIC
WASTE FROM MINING AND METALLURGICAL PRODUCTION
U.Z. Sharafutdinov, M.N. Khamidova, R.A. Khamidov 227

RECYCLING AND SECONDARY USE OF WASTE CONCRETE AND REINFORCED
CONCRETE AS AGGREGATES FOR CONCRETE MIXES
A.V. Kuznetsov 229

METHODS FOR REDUCING TECHNICAL WATER CONSUMPTION
AT HYDROMETALLURGICAL PLANTS
M.I. Shonazarov, S.K. Yarlakabov, A.A. Saidakhmedov.....231

ENRICHMENT OF TECHNOGENIC TUNGSTEN-CONTAINING TAILINGS
D.V. Naumov, S.I. Anufrieva, A.V. Kurkov, T.A. Burova 234

PROSPECTS OF USING AQUEOUS SOLUTIONS OF TITANIUM TETRACHLORIDE
E.N. Kuzin 237

EXPERIMENTAL STUDIES BRIQUETTING TECHNOLOGIES
IRON-CONTAINING MATERIALS
A.N. Korchevsky, V.G. Samoilik 239

EXPERIENCE IN IMPLEMENTING PROJECTS IN THE FIELD OF PULP CONCENTRATION
AND CLARIFICATION OF RECURRENT WATER OF ENRICHMENT PLANTS
A.E. Burdonov, Yu.V. Novikov, K.A. Rylov, A.A. Tyutrin, Z.Ch. Shonkhodoev.....241

PROMISING FLOTATION REAGENTS.....243

EVALUATION OF THE TECHNOLOGICAL EFFICIENCY OF A MODIFIED COLLECTOR
REAGENT IN THE FLOTATION ENRICHMENT OF STUBBORN COPPER-CONTAINING
RAW MATERIALS
D.S. Antonenok, D.A. Kizyaev, Ya.Yu. Fedotova.....245

ON THE POSSIBILITY OF USING BIFUNCTIONAL NITROGEN-CONTAINING COLLECTORS
IN COPPER-NICKEL ORE FLOTATION
E.A. Bazarova, G.V. Mitrofanova.....247

APPLICATION OF PROMISING REAGENTS FOR FLOTATION OF LOW-SULFIDE
GOLD ORES
A.M. Gavrisenko, A.V. Marfitsin, B.A. Lysykh, K.E. Druzhinin 249

APPLICATION OF THE CEDEDTC REAGENT FOR RECOVERY OF COPPER AND SILVER
FROM TIN ORE BENEFICIATION TAILINGS
T.N. Matveeva, O.I. Gladysheva, A.O. Gapchich.....251

ASSESSMENT OF THE POSSIBILITY OF USING FUNCTIONAL DERIVATIVES
OF CARBOXYLIC ACIDS AS REAGENTS FOR FLOTATION OF SULPHIDE
COPPER-NICKEL ORES
Yu.S. Kameneva, E.V. Chernousenko, G.V. Mitrofanova.....253

ASSESSMENT OF THE EFFICIENCY OF FLOTATION REAGENTS RD
FOR GOLD-BEARING ORES
D.A. Kizyaev, D.S. Atonenok, Ya.Yu. Fedotova, V.I. Bragin, I.V. Prokopev 255

THE INFLUENCE OF COMPOSITIONS OF DEPRESSANTS OF FLOTATION-ACTIVE
MAGNESIUM-CONTAINING SILICATES ON THE FLOTATION OF COPPER-NICKEL ORES
A.A. Lavrinenko, I.N. Kuznetsova, O.G. Lusinyan, G.Yu. Golberg 257

PECULIARITIES OF DITHIOCARBAMATE DERIVATIVES ADSORPTION ON SULFIDE
MINERALS WITH MICRO-SIZE GOLD
T.N. Matveeva, N.K. Gromova, V.A. Minaev 259

PROMISING REAGENTS FOR EXTRACTING ORE GOLD FROM HARD-TO-BENEFIT
MINERAL RAW MATERIALS
T.N. Matveeva, N.K. Gromova, L.B. Lantsova 261

SELECTION OF REAGENTS FOR FLOTATION OF DIFFICULT-TO-ENRICH APATITE-NEPHELINE
ORES BASED ON THE SURFACE CHARACTERISTICS OF SURFACTANTS
D.A. Balandinsky, O.V. Cheremisina....263

THE USE OF POLYVINYLCAPROLACTAM MODIFIED
WITH MORPHOLINDITHIOCARBAMATE AS AN ADDITIONAL
REAGENT IN THE FLOTATION OF POLYCOMPONENT ORES
V.V. Getman, A.Yu. Karkeshkina....265

NEW PERSPECTIVES IN ENRICHMENT OF CARBONATE-FLUORITE ORES
L.G. Nikitina, S.A. Scheglova 267

EVALUATION OF EFFICIENCY OF NEW SIBMEINER F1 FOAMING AGENT IN SULPHIDE
ORE FLOTATION
D.A. Nuzhnyy, A.E. Burdonov 269

**FLOTATION AND OTHER PHYSICO-CHEMICAL,
BIOCHEMICAL METHODS OF MINERAL RESOURCES PROCESSING....271**

DEVELOPMENT OF A RATIONAL TECHNOLOGY FOR SELECTION OF LEAD-COPPER
CONCENTRATE USING AMMOPHOS AS A GALENITE DEPRESSOR
S.A. Abdurakhmanov, M.A. Mutalova, T.E. Melnikova 273

PROSPECTS FOR PROCESSING HIGHLY MINERALISED UNDERGROUND
BRINES OF EASTERN SIBERIA
E.V. Zelinskaya, V.V. Barakhtenko 275

INCREASING THE SELECTIVITY OF FLOTATION OF HARD-TO-ENRICH FLUORITE ORES
E.Y. Degodya 277

IMPROVEMENT OF THE REAGENT REGIME OF COPPER PORPHYRY ORE FLOTATION
Ya.Yu. Fedotova, M.N. Naftal, V.I. Bragin, D.A. Kizyaev, D.S. Antonenok 279

EFFECTS OF NANOSECOND REPETITIVELY PULSED DISCHARGES
ON THE TECHNOLOGICAL PROPERTIES OF SULFIDE MINERALS
FROM LOW-GRADE COPPER-NICKEL ORES
I.Zh. Bunin and I.A. Khabarova 281

THE PRACTICE OF USING LARGE-VOLUME FLOTATION MACHINES
B.A. Kutlin, S.A. Ropeiko, A.V. Nazarov, E.S. Fomichev, A.A. Zimina 283

FEATURES OF THE ADSORPTION STRUCTURE OF ELECTROCHEMICALLY ACTIVATED WATER ON THE PYRITE (100) SURFACE
K.V. Prokhorov 285

ON THE USE OF PULSED ENERGY IMPUCTS TO THE IMPROVING OF THE EFFICIENCY OF FLOTATION FERRUGENT QUARTZITES
M.V. Ryazantseva, I.Zh. Bunin 287

STUDY OF THE EFFECT OF COPPER SULFATE ON THE FLOTATION KINETICS OF PORPHYRY COPPER ORE UNDER LABORATORY CONDITIONS
E.R. Sapparova, A.A.Nikolaev 289

IMPROVING THE EFFICIENCY OF FLOTATION OF HIGH-CARBON POLYMETALLIC ORE
A.R. Yergeshev, M.A. Karmeeva, N.D. Ergesheva, A.A. Kayumov, V.A. Ignatkina 291

STUDY OF THE INFLUENCE OF FROTHERS ON THE GAS-DISPERSE CHARACTERISTICS OF THE LIQUID PHASE OF FLOTATION PULP AND FOAM LAYER
I.F. Turgunbaev, A.A. Nikolaev, Kh.A. Pulatov, M.Z. Kholmatov 293

DEVELOPMENT OF A RATIONAL TECHNOLOGY FOR SELECTION OF LEAD-COPPER CONCENTRATE USING AMMOPHOS AS A GALENITE DEPRESSOR
S.A. Abdurakhmanov, M.A. Mutalova, T.E. Melnikova 295

OPTIMIZATION OF REGIMES OF CRUSHING AND FLOTATION OF COPPER-MOLYBDENUM ORES IN TERMS OF USE OF RECYCLED WATERS OF COMPLEX COMPOSITION
I.V. Pestryak, V.V. Morozov, Jargalsaikhan Erdenezul, Khurelchuluun Ishgen 297

PROGRAM FOR EVALUATING THE SYNERGY OF SURFACTANT MIXTURES IN FLOTATION SYSTEMS
M.R. Lysenko, O.V. Cheremisina 299

MINERAL-TECHNOLOGICAL STUDIES OF KOVDOR GOK STALE FINE-GRAINED TAILINGS WASHABILITY WITH VARIOUS REAGENT-COLLECTORS
Yu.P. Popelova, V.V. Marchevskaya, G.V. Mitrofanova 301

OPTIMIZATION OF THE FLOTATION PROCESS BASED ON 3D-SIMULATION
K.V. Fedotov, G.I. Sarapulova, P.K. Fedotov 303

TECHNOLOGIES AND EQUIPMENT FOR MAGNETIC SEPARATION OF MINERAL RAW MATERIALS AND TECHNOGENIC MATERIALS 305

MAGNETIC BENEFICIATION OF THE WAELZ CLINKER FROM ELECTRIC ARC FURNACE DUST PROCESSING
P.I. Grudinsky, V.G. Dyubanov 307

STUDIES OF STRUCTURE AND MAGNETIC PROPERTIES OF STRUCTURAL STEELS
Zh.S. Kassymkhanov, A. Ionescu, J. Kargin, H. Sanchez Cornejo, I.N. Burmistrov, C.H.W. Barnes, L. De Los Santos Valladares 309

APPLICATION OF SELECTIVE MAGNETIC SEPARATION OF HIGH-TITANIUM TITANIUM-MAGNETITE ORES OF THE KOPAN DEPOSIT
A.S. Maltsev, R.Z. Abdulin, M.S. Kolkova, E.A. Gorbatova 311

THE ISSUE OF THE DEVELOPMENT OF A MAGNETIC GRAVITY SEPARATION PROCESS CONTROL SYSTEM
V.S. Maslennikov, A.S. Opalev 313

RESULTS OF INDUSTRIAL TESTING OF TWO STAGE MAGNITIC SEPARATION CIRCUIT FOR THE FINAL RECOVERY OF DENSE-MEDIUM SEPARATION CONCENTRATES IN THE PROCESS FLOW SHEET OF PROCESSING PLANT NO. 15 OF MIRNY-NYURBA MINING AND PROCESSING DIVISION (MNGOK)
Yu.N. Nikitina, G.P. Dvoichenkova, A.S. Timofeiev 315

TO THE QUESTION OF THE MECHANISM OF FORMATION OF MAGNETIC AGGREGATES IN THE PROCESS OF MAGNETIC-GRAVITATIONAL SEPARATION
R.V. Kalyuzhnaya 317

EXPERIMENTAL SUBSTANTIATION OF THE INFLUENCE OF DRY MAGNETIC SEPARATION FEED CHARACTERISTICS ON SEPARATION EFFICIENCY
D.N. Shibaeva, D.A. Asanovich 319

NEW DRUM MAGNETIC SEPARATORS FOR DRY BENEFICIATION OF STRONGLY MAGNETIC AND WEAKLY MAGNETIC IRON ORES
D.Yu. Tupikov 321

APPLICATION OF SELECTIVE MAGNETIC SEPARATION OF HIGH-TITANIUM TITANIUM-MAGNETITE ORES OF THE KOPAN DEPOSIT
A.S. Maltsev, R.Z. Abdulin, M.S. Kolkova, E.A. Gorbatova 323

APPLICATION OF ARTIFICIAL INTELLIGENCE IN MINERAL PROCESSING 325

DEVELOPMENT OF A SOFTWARE PRODUCT TO SUPPORT DECISION-MAKING IN SELECTING MODES AND CONDITIONS FOR DRY MAGNETIC SEPARATION
D.N. Shibaeva, D.A. Asanovich, K.A. Malodushev, D.A. Shamsura 327

IMPROVING THE MECHANISMS OF PROVIDING EMPLOYMENT IN THE ECONOMY THROUGH ARTIFICIAL INTELLIGENCE FOR GRADUATES OF ENGINEERING AND TECHNOLOGY UNIVERSITIES IN THE ERA OF THE DIGITAL ECONOMY
O.K. Khatamov, T.T. Khalikov 329

МОСКОВСКИЙ МЕЖДУНАРОДНЫЙ КОНГРЕСС ОБОГАТИТЕЛЕЙ (ММКО-2025)

Составитель В.А. Чантурия
Компьютерная верстка Л.Е. Чистяковой
Дизайн обложки Л.Е. Чистяковой

Сборник тезисов отпечатан в авторской редакции

Подписано в печать 09.03.25
Формат 60х84/16. Усл. п.л. 21.9.
Заказ №126645. Тираж 250 экз.

Отпечатано в ООО «Фотоэксперт»
109316, Москва, Волгоградский проспект, д. 42, корп. 5,
этаж 1, помещение 1, ком. 6.3-23Н, тел. (495) 601-99-99

ISBN 978-5-6047564-7-8