

АКТУАЛЬНЫЕ ПРОБЛЕМЫ

ГОРНОГО ДЕЛА

№1 (7)

МАГНИТОГОРСК 2019



АКТУАЛЬНЫЕ ПРОБЛЕМЫ ГОРНОГО ДЕЛА

№1 (7) июнь 2019 г.

Научно-технический журнал

Учредитель: ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный
технический университет им. Г.И. Носова»

Основан
в 2016 году

**Выходит
2 раза в год**

О журнале

Научно-технический журнал содержит публикации по результатам теоретических, экспериментальных и научных исследований в разных областях горного дела.

Предназначен для специалистов в области геологии, маркшейдерского дела и геометрии недр, геотехнологии (подземной, открытой, строительной), обогащения полезных ископаемых. Может быть полезен магистрам, аспирантам, студентам старших курсов соответствующих специальностей.

Основные направления журнала: горнопромышленная и нефтегазопромысловая геология, геофизика, маркшейдерское дело и геометрия недр, геотехнология (подземная, открытая и строительная), горные машины, обогащение полезных ископаемых.

Редакционная коллегия

Гавришев Сергей Евгеньевич – гл. научный редактор, проф., д-р техн. наук (ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»); г. Магнитогорск, Россия;

Галиев Сейтгали Жолдасович – член-корреспондент НАН РК, проф., д-р техн. наук, заместитель председателя Правления АО «Казахстанский институт развития индустрии», г. Караганда, Казахстан;

Шамшиев Орунбай Шамшиевич – проф., д-р геол.-минерал. наук, директор КГТУ им. И.Раззакова, г. Кызыл-Кия, Кыргызстан;

Горбатова Елена Александровна – доц., д-р геол.-минерал. наук (ФГУ «ВИМС»); г. Москва, Россия;

Калмыков Вячеслав Николаевич – проф., д-р техн. наук (ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»); г. Магнитогорск, Россия;

Голик Владимир Иванович – проф., д-р техн. наук (ФГБОУ ВО «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)»); г. Владикавказ, Россия.

Контакты

Главный редактор:

Емельяненко Елена Алексеевна - доц., канд. техн. наук
(ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»), тел.: (3519) 29-85-40

Заместитель главного редактора:

Романько Елена Александровна – доц., канд. техн. наук
(ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»), тел.: (3519) 29-85-40

Адрес редакции:

455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38. Тел.: (3519) 29-85-40. E-mail: mdig@magtu.ru

Адрес издателя:

455000, Челябинская обл., г. Магнитогорск, пр. К. Маркса, 45/2,
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова», издательский центр

Адрес типографии:

455000, Челябинская обл., г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38,
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова», участок оперативной полиграфии

Подписано к печати 28.06.2019. Заказ 185. Тираж 100 экз. Цена свободная.

16+, в соответствии с Федеральным Законом от 29.12.10. №436-ФЗ.

СОДЕРЖАНИЕ

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ И НЕФТЕГАЗОПРОМЫСЛОВАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГЕОФИЗИКА, МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО И ГЕОМЕТРИЯ НЕДР

Колесатова О.С., Романько Е.А., Литвиненко Н.В., Маврин Ю.Д. 3
Анализ применяемых методов мониторинга за деформациями бортов карьеров

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ (ПОДЗЕМНАЯ, ОТКРЫТАЯ И СТРОИТЕЛЬНАЯ)

Голик В.И., Дмитрак Ю.В. 8
Прошлое и будущее уранодобывающей отрасли (ретроспективный анализ)

Заляднов В.Ю., Юсупов М.Э., Биктеева Н.С. 14
Основные проектные решения разработки кураганского месторождения строительного камня

Дмитрак Ю.В., Габараев О.З., Баликоев А.А., Дзеранов Б.В. 23
К перспективам разработки рудных месторождений Северной Осетии

**Гмызина Н.В., Андреева О.С., Естауова Ж.К., Янтурина Л.Н., Таскаранов А.С.,
Волков П.В.** 31
Выбор эффективного способа разработки россыпного месторождения «Солур-Восточная», АК «АЛРОСА»

Габараев О.З., Дмитрак Ю.В., Баликоев А.А., Дзеранов Б.В. 36
Ретроспективный анализ опыта разработки полиметаллических месторождений

ГОРНЫЕ МАШИНЫ

Кольга А. Д., Першин Г. Д., Землякова В. Е. 44
Определение тенденций развития щековых дробилок на основании массива отобранных патентов и изобретений и графа аналогов

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Масалимов А.В. 49
Анализ возможности обогащения отсевов тяжелосреднего обогащения магнезита для получения высокочистого оксида магния

**Петухов В.Н., Свечникова Н.Ю., Алексеев Д.И., Куклина О.В., Юдина С.В.,
Пузина А.С., Ахметзянов Т.Н., Гаврюшина Я.В.** 53
Исследование совокупного влияния параметров на показатели флотации угля с помощью регрессионного анализа

УДК 622.1

АНАЛИЗ ПРИМЕНЯЕМЫХ МЕТОДОВ МОНИТОРИНГА ЗА ДЕФОРМАЦИЯМИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

Колесатова О.С., Романько Е.А., Литвиненко Н.В., Маврин Ю.Д.

Аннотация: В статье рассмотрены основные методы мониторинга за деформациями бортов карьеров. Дана их краткое описание, достоинства, недостатки, приведена область рационального использования.

Ключевые слова: деформации бортов карьеров, земной поверхности, маркшейдерский мониторинг, тахеометр, ГНСС-технологии, автоматизированная станция маркшейдерского мониторинга, аэрофотосъемка, наземное лазерное сканирование, наземные радарные системы, космическая радарная интерферометрия.

Необходимость выполнения мониторинга деформаций земной поверхности, бортов карьеров и отвалов и требования к нему обозначены в ряде нормативно-правовых документов: ФЗ №116 «О промышленной безопасности опасных производственных объектов», ФЗ «О недрах» (статья 22, п. 5 и 7, статья 24), ФНиП «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» (п. 537), «Правила охраны недр» (п. 33), «Положения о геологическом и маркшейдерском обеспечении промышленной безопасности и охраны недр» (п.16).

На основе анализа данных мониторинга принимают оперативные и долгосрочные меры по своевременному предупреждению аварий, связанных с активизацией деформационных процессов, анализу применяемых противодеформационных мероприятий и устранению последствий их проявления.

Современные способы наблюдений за геомеханическим состоянием бортов карьеров и подрабатываемых поверхностей весьма разнообразны и разделяются на глубинный и поверхностный мониторинг [11].

Глубинный мониторинг осуществляется путем бурения скважин и установки в них приборов, позволяющих определить угол наклона (инклинометров), степень деформации (экстензометров), величину гидростатического или гидродинамического давления (пьезометров) и установить закономерности деформирования исследуемого массива (микросейсмические датчики). Системы глубинного мониторинга более затратные, чем поверхностного за счет необходимости бурения скважин. Однако при необходимости определения местоположения поверхности скольжения, поиска образованных пустот, исследования распространения подземных подвижек пород инструменты глубинного мониторинга позволяют получить дополнительные, более надежные и более подробные данные.

К методам поверхностного мониторинга можно отнести: визуальный осмотр, метод упрощенных наблюдений: если деформации откоса развиваются интенсивно, то возникает необходимость в высокой периодичности наблюдений - закладывается временная наблюдательная станция упрощенного типа (трещиномер, экстензометр), традиционные инструментальные методы - маркшейдерский мониторинг, он же «призменный мониторинг», выполняемый оптическими или электронными тахеометрами, системами спутникового позиционирования, и специальные методы с применением автоматических приборов с дистанционным отбором информации в непрерывном или периодическом режиме, к которым относят автоматизированные станции маркшейдерского (геомеханического) мониторинга, безотражательные системы измерения, радарные системы контроля, космическая радарная интерферометрия.

В соответствии с [2,5] при производстве наблюдений за деформациями бортов откосов уступов и отвалов на карьерах рекомендуют применять традиционные

инструментальные маркшейдерские методы: геометрическое нивелирование, створные измерения, засечки, полигонометрические ходы, фотограмметрическая съемка. Предложенные методики маркшейдерских наблюдений выполняются с помощью оптических геодезических инструментов (теодолиты, нивелиры). Достоинствами последних являются хорошая изученность, низкая стоимость и надежность. Основными недостатками - высокая трудоемкость проведения съемки, низкая информативность, зависимость от погодных условий, низкая периодичность измерений. К недостаткам рекомендованных [2] методик наблюдений за деформациями откосов относят необходимость присутствия людей в опасных зонах, трудоемкость в исполнении.

Электронные тахеометры позволяют выполнять расчет засечек, замеры относительно базовой линии, определять недоступные расстояния и высоты. Дальность измерений зависит от технических параметров тахеометра. Для режима с отражателем дальность достигает 5 км (используется специальная призма), без отражателя - до 1 км. Погрешность дальномеров в режиме без отражателя - не более 8 мм, на марку - до 6 мм, на призму - до 1 мм. Появление приборов такого класса позволило увеличить периодичность измерений, повысить их эффективность, уменьшить трудозатраты [1,4,6,7]. Из недостатков электронных тахеометров можно отметить высокую стоимость оборудования, зависимость от погодных условий.

Использование для производства маркшейдерского мониторинга спутниковых систем позиционирования (ГНСС-технологий) [7] позволяет обеспечить: полную независимость выполнения полевых работ от времени года и времени суток; оперативность, автоматизацию, высокую точность измерений (погрешность не более 2 мм). Из недостатков можно выделить необходимость нахождения человека для производства измерений непосредственно на деформирующихся участках; для обеспечения высокой точности измерений в зоне видимости должно быть достаточное количество спутников, что невозможно при выполнении наблюдений на нижних горизонтах глубоких карьеров.

Автоматизированная станция маркшейдерского (геомеханического) мониторинга (АСММ), представленная на рисунке относится к специальным методам с применением автоматических приборов с дистанционным отбором информации в непрерывном или периодическом режиме.



Автоматизированная станция маркшейдерского (геомеханического) мониторинга

Наблюдения на автоматизированной станции ведутся с использованием электронного тахеометра, деформационных марок, отражательных призм, метеорологической станции. Результаты измерений заносятся в базу данных. Между станцией, сервером накопления и обработки данных имеется канал передачи данных [8].

Преимуществами автоматизированных систем маркшейдерского (геомеханического) мониторинга являются: обеспечение высокой точности и однородности измерений, исключение ошибок исполнителя измерений, ведение постоянного непрерывного

мониторинга с заданной дискретностью (интервалом времени), автоматическое оповещение ответственных лиц об установлении критических величин или опасных тенденций (ускорение) протекания геомеханических процессов на объекте для принятия необходимых мер. Недостатки применения автоматизированных систем маркшейдерского мониторинга: некорректные измерения в условиях атмосферных осадков и плохой видимости, сложности с установкой и обслуживанием призм в труднодоступных и опасных местах.

Аэрофотосъемка в последнее время приобретает широкое применение, что связано с выходом на рынок геодезического оборудования беспилотных летательных аппаратов и квадрокоптеров, выполняющих фотографирование участка местности (карьера) цифровыми фотокамерами высокого разрешения с GPRS-приемниками. Достоинства: эффективное использование для труднодоступных и небезопасных объектов, возможность использования для съемки больших площадей, достоверность и высокая точность получения результатов за счет техники и методов обработки, возможность изучения движущихся объектов и быстропротекающих процессов. Недостатки: зависимость от метеорологических условий, сложная структура организационных работ, необходимость большой вычислительной мощности для обработки данных с использованием персональных компьютеров.

Использование для наблюдения за состоянием бортов карьера безотражательной системы измерения - наземной лазерной сканирующей установки Riegl VZ-1000 [3], позволяет существенно повысить безопасность производства маркшейдерского мониторинга на горнодобывающих предприятиях, особенно при наличии активных деформаций карьерных откосов, исключающих применение стандартных методик наблюдения. Достоинствами систем лазерного сканирования являются: быстрота, точность, автоматизация, возможность ведения постоянного непрерывного мониторинга, создание цифровой модели объекта исследования, позволяющей установить полную картину реализации геомеханических процессов, возможность ведения съемок в ночное время. Недостатки систем лазерного сканирования аналогичны недостаткам электронных тахеометров и высокая стоимость.

Принцип работы радарных систем контроля (SSR) [11] состоит в измерении расстояния до объекта по скорости прохождения радиоволн. Преимущества радарных систем: полностью дистанционное сканирование без участия человека, высокая точность и информативность за счет плотного облака точек, возможность получения данных в любое время суток и при любых погодных условиях, снег и наледи до определенной толщины не являются источниками ошибок, возможность определять вертикальные смещения с высокой точностью (вплоть до нескольких миллиметров). Недостатками являются высокая стоимость, при сильных порывах ветра возможны колебания системы и искажения результатов.

Технология космической радарной интерферометрии является высокоточным методом прямого определения деформаций поверхности [9,10]. Достоинствами космической радарной съемки являются: полностью дистанционный метод, не требующий присутствия на объекте, результат - точная ЦММ, включая опасные и труднодоступные участки, высокого объемного разрешения в широкой полосе обзора независимо от естественной освещенности земной поверхности, состояния облачного покрова, наличия снега, дождя, возможность использования архивных снимков для получения полной информации о состоянии земной поверхности на интересующую дату. Недостатки: высокая стоимость, наличие мощной компьютерной техники для обработки результатов.

Результаты проведенного анализа способов наблюдения за геомеханическим состоянием подрабатываемых бортов карьеров и земной поверхности представлены в таблице.

Сравнительный анализ современных методов деформационного мониторинга

Метод мониторинга	Вид наблюдательной станции	Влияние внешних условий	Точность измерений	Оперативность	Определение геометрии деформации	Способ измерений	Стоимость
Наземный маркшейдерский мониторинг	точечный	зависит	очень высокая	средняя	невозможно	контактный	средняя
ГНСС - технологии	точечный	не зависит	высокая	очень высокая	возможно	контактный	средняя
Автоматизированная система деформационного мониторинга	площадной	зависит	высокая	высокая	возможно	дистанционный	средняя
Аэрофотосъемка	площадной	зависит	низкая	высокая	невозможно	дистанционный	Очень высокая
Наземное лазерное сканирование	площадной	зависит	средняя	средняя	невозможно	дистанционный	высокая
Наземные радарные системы	площадной	не зависит	очень высокая	высокая	невозможно	дистанционный	Очень высокая
Космическая радарная интерферометрия	площадной	не зависит	среднее	очень высокая	невозможно	дистанционный	Очень высокая

Проведенный анализ позволяет рекомендовать к применению на горнодобывающих предприятиях для организации работ по наблюдению за локальными деформациями подработанных бортов карьеров автоматизированную станцию маркшейдерского (геомеханического) мониторинга. Она выполняет постоянный дистанционный мониторинг деформируемых участков с высокой точностью, получая результаты и выполняя их обработку в режиме реального времени, что позволит в случае установления величин критических деформаций и смещений объекта предупредить ответственных лиц с целью оперативного принятия решений для предотвращения аварий, спасения людей и техники, и людей, находящихся в зоне влияния деформации, о необходимости выхода на поверхность или в безопасные зоны. При этом затраты на ее создание и обслуживание относительно невелики.

Применение наземных лазерного сканирования и радарных систем эффективно для карьеров с активным развитием деформационных процессов на больших по площади участках, что позволяет получать ЦММ по всему карьере или нужному его участку. Анализируя изменение ЦММ за периоды наблюдения можно установить границы распространения деформаций, тип разрушающих деформаций, эффективность противодеформационных мероприятий. Затраты на создание и обслуживание выше, чем у автоматизированной станции маркшейдерского (геомеханического) мониторинга.

В случае если деформации или смещения распространены на большой по площади территории, что происходит при проведении наблюдений за состоянием земной поверхности при осуществлении добычи запасов твердых полезных ископаемых подземным способом, в недоступных горных районах или на месторождениях по добычи нефти или газа, то рекомендуются к применению аэрофотосъемка и космическая радарная интерферометрия. Они позволяют, выполняя дистанционный мониторинг с достаточной для данных работ точностью и обработку результатов в течение нескольких часов (1-2 дней максимум), оперативно реагировать на фиксируемую съемками ситуацию и получать ЦММ. Причем

возможности применения архивных снимков космической радарной интерферометрии позволяют получить ЦММ на интересующие даты, приуроченные к изменению параметров технологии ведения горных работ.

Список литературы:

1. Маркшейдерский мониторинг деформаций бортов карьера Сибайского месторождения / Емельяненко Е.А., Романько Е.А., Савченко Е.В., Янбердина А.Б. // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. 2012. Т. 1. № 70. С. 42-44.
2. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. Л., 1971. 188 с.
3. Кольцов П.В., Иванов Ю.С. Практика использования технологий лазерного сканирования в наблюдениях за деформациями бортов карьеров // Маркшейдерия и недропользование. 2015. № 1. С. 45-47.
4. Картунова С.О. Определение деформаций на карьерах с применением современных технологий // Актуальные проблемы горного дела. 2016. № 2. С. 9-13.
5. Методические указания по наблюдениям за деформациями бортов разрезов и отвалов, интерпретации их результатов и прогнозу устойчивости / под ред. Г.И. Фисенко. Л., 1987. 178 с.
6. Пушкарев В.И., Колесатова О.С. Оценка и контроль деформирующихся бортов карьера «Юбилейный» // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2004. № 9. С. 278-282.
7. Романько Е.А., Ковырзин К.Л. Организация маркшейдерских наблюдений за деформациями на месторождении Юбилейное ООО «Башкирская медь» // Маркшейдерский вестник. 2014. № 4 (102). С. 22-24.
8. Смяткин А.Н. Производство маркшейдерских работ при наблюдении за устойчивостью бортов Сибайского карьера с применением роботизированного тахеометра Topcon 9003A // Актуальные проблемы горного дела. 2017. №2(4). С.14-18.
9. Fleurisson, J-A. (2012). "Slope Design and Implementation in Open Pit Mines: Geological and Geomechanical Approach". Procedia Engineering, 46, 27–38.
10. Leong, EC, & Rahardjo, H. (2012). Two and three-dimensional slope stability reanalyses of Bukit Batok slope. Computers and Geotechnics, 42, 81–88.
11. M.J. Little. Slope monitoring strategy at pprust open pit operation/ The South African Institute of Mining and Metal-lurgy // International Symposium on Stability of Rock Slopes in Open Pit Mining and Civil Engineering. 2009. P. 211- 229.

Сведения об авторах

Колесатова Оксана Сергеевна, старший преподаватель кафедры разработки рудных месторождений Технического университета УГМК, старший преподаватель кафедры маркшейдерского дела ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г.Екатеринбург, Россия, okolesatova@mail.ru

Романько Елена Александровна, канд. техн. наук, доцент кафедры геологии, маркшейдерского дела и геологии ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», romanko_h@mail.ru

Литвиненко Николай Валерьевич, старший преподаватель кафедры геологии, маркшейдерского дела и геологии ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», lini_89@mail.ru

Маврин Юрий Дмитриевич, обучающийся ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

УДК 504.55.054:662 (470.6)

ПРОШЛОЕ И БУДУЩЕЕ УРАНОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ (Ретроспективный анализ)

Голик В.И., Дмитрак Ю.В., Емельяненко Е.А.

Аннотация. Изложены основные вехи развития добывающей подотрасли атомной энергетики СССР и России и обозначены направления ее развития в ближайшей перспективе. Цель работы состоит в привлечении внимания к крупным достижениям горняков урановой отрасли в направлениях управления состоянием массива и выщелачивания металлов из некондиционных руд. Выполнен ретроспективный анализ истории развития отрасли и критическое обобщение достигнутых результатов. Детализированы представления о разработке и реализации крупных в масштабе мировой практики достижений работников урановой отрасли и сформулированы основные направления и перспективы ее развития. Отражена роль ученых отраслевого института и добывающих предприятий в освоении технологий с закладкой твердеющими смесями и выщелачивание металлов. Применение результатов исследования при проектировании урановых и других металлических месторождений позволит избежать ошибок роста.

Ключевые слова: управление массивом, выщелачивание металлов, некондиционные руды, мировая практика, перспективы развития.

Введение

В середине 20-го столетия в СССР получила развитие обеспечивающая сырьем атомную промышленность отрасль. Научной базой создания минерально-сырьевой базы атомной энергетики стало использование лучших достижений технического прогресса того времени [1-2, 7-8].

Основы теории и практики эксплуатации урановых месторождений разработаны в трудах Попова Г.Н., Нифонтова Б.И., Лобанова Д.П., Котенко Е.А., Симакова В.А., Куликова А.В., Петросова А.А., Слепцова М.Н., Мосинца В.Н., Иванова В.Г., Покровского С.С., Хоментовского Б.Н., Овсейчука В.А., Голика В.И., Култышева В.И., Тедеева М.Н., Бубнова В.К. и др.

В короткие сроки возникли коллективы разработчиков радиоактивных месторождений в России, Украине, Казахстане, Киргизии, Узбекистане, Таджикистане, Эстонии. Темпы развития уранодобывающей отрасли намного опережали темпы освоения других металлических месторождений (рис.1).



Рис.1. Добыча урана в СССР

Добычей урана занимались: Восточный ГОК (г. Желтые Воды, Украина), Прикаспийский ГОК (г. Шевченко, Казахстан), Приаргунский ГХК (г. Краснокаменск, Россия), Целинный ГХК (г. Степногорск, Казахстан), Навойский ГХК (г. Навои, Узбекистан), Ленинадский ГХК (г. Чкаловск, Узбекистан), Киргизский ГРК (п. Аксуек, Киргизия), Малышевское рудоуправление (п. Малышевка, Россия), Лермонтовское рудоуправление (г. Лермонтов, Россия) и др.

Инфраструктура атомных предприятий располагалась на больших территориях. Добываемая руда могла перерабатываться за тысячи километров от места ее добычи.

Комплекс льгот и активная государственная поддержка позволили привлечь в отрасль высококвалифицированных специалистов. Освоение урановых месторождений требовало ускоренного создания инфраструктур в неосвоенных районах, строительства транспортных и энергетических систем в некомфортных для проживания территориях.

Целью исследований является систематизация и обобщение научно-практических достижений атомщиков мирового уровня.

Методы исследования

По данным публикаций и опыта научно-практической деятельности авторов произведен краткий ретроспективный анализ истории развития горной подотрасли уранового производства и критически обобщены наиболее крупные из достигнутых результатов. Из широкого круга функций горного предприятия выделены направления управления состоянием природно-искусственных массивов и выщелачивания металлов из некондиционного сырья.

Результаты исследования и их обсуждение

Основным промышленным ураново-рудным объектом является группа месторождений Стрельцовского рудного района. На протяжении своей полувековой истории они обрабатываются с использованием самых прогрессивных технологий, включая горно-химическую технологию извлечения металлов на месте залегания (рис. 2).

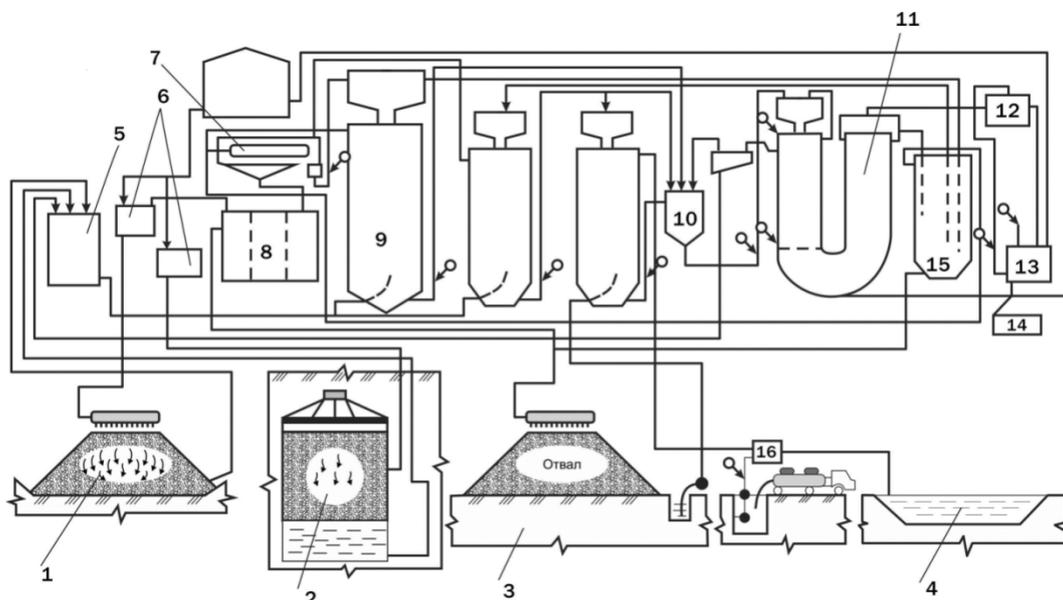


Рис.2. Технологии выщелачивания металлов: 1 - штабель КВ; 2 - блок ПВ; 3 -отвал; 4 -пруд; 5 -5,6,7,8 -емкости; 9,10 – технологические аппараты; 11 - сорбционно-десорбционная колонна; 12-16 - вспомогательное оборудование

Эффективность эксплуатации месторождений обеспечивается применением инновационных систем разработки с заполнением выработанного пространства твердеющими смесями дифференцированной прочности и комбинированных технологий, сочетающих самые прогрессивные способы добычи металлов [13, 15-16].

Приаргунский горно-химический комбинат внес крупный вклад в совершенствование систем разработки урановых руд.

Добыча руды производится на глубинах до 600 м, рудные зоны прослеживаются на глубину более 1000 м. На глубине более 500 м для профилактики горных ударов применяют технологии с разгрузкой массива.

Комплексирование технологий позволяет за счет вовлечения в производство некондиционных и забалансовых руд увеличить эксплуатационные запасы урана и повысить коэффициент извлечения до уровня 65%.

Выщелачивание забалансовых отвалов и бедно-балансовых руд ведется с 1974 г. в круглогодичном режиме с извлечением урана из некондиционного сырья 40-50%.

Бештаугорское и Быкогорское месторождения не отличались большими масштабами и запасами урана, а размещение их в курортной зоне осложняло разработку. После выработки балансовых здесь освоили технологию подземного и кучного выщелачивания нерентабельных для традиционного способа руд. Переход на новую технологию добычи позволил увеличить запасы урана в 3,5 раза, несмотря на уменьшение содержания урана в руде в разы.

На месторождении Чаркасар - II на одном из первых освоено подземное выщелачивание урана из руд забалансовых руд. На месторождении Киик-Тал уран выщелачивали без дробления забалансовых руд. На месторождении Чаркасар I забалансовые руды орошали через скважины. Добываемый уран имел себестоимость в 2 раза ниже, чем при отработке балансовых руд.

Выщелачивание из забалансовых руд месторождений Адатаньга, Каштасай и Джекиндек осуществляли в кучах объемом по 100 тыс. т.

Целинный горно-химический комбинат впервые в мировой практике выщелачивал балансовые руды с блоковым извлечением 70% и сквозным извлечением 87%, что превысило показатели традиционного подземного способа на 1,5%, выщелачивал в кучах забалансовые уран-молибденовые руды и хвосты суспензионного обогащения с использованием скважин руды месторождения Семизбай. Комбинат был единственным предприятием, где были освоены все способы выщелачивания металлов из урановых руд.

В урановой отрасли России созданы и реализованы в промышленном масштабе новые технические и технологические решения, направленные на совершенствование конструкций традиционных и новых технологий разработки, способов подготовки и нарезки блоков, интенсификации процессов выщелачивания и совершенствование схем подачи и улавливания растворов [4,6,9]. Запасы балансовых руд, выдаваемых на переработку, уменьшаются в 2-3 раза, качество руд повышается более чем в 2 раза, в 2,5 - 3,0 раза увеличивается выпуск готовой продукции, в 1,5 раза сокращается количество рабочих, на 30- 40% уменьшается себестоимость урана.

Основными запасами извлекаемых руд урана обладают Австралия, Казахстан, Россия, Канада и ЮАР. Российские запасы урана сегодня составляют около 9% общемировых. Добывая около 7% от мирового производства урана, Россия занимает 5 место. Перспективы увеличения объема производства связаны с добычей урана в Якутии на месторождениях Эльконского горно-металлургического комбината и Лунном, а также в Забайкальском крае. Эльконский *ураново-рудный* район с запасами в 319 тыс. т урана локализует 6 % от мировых извлекаемых запасов.

Обеспечение критерия получения прибыли с минимизацией ущерба окружающей среде и социуму достигается реализацией технологических решений:

1. Минимизация затрат на погашение пустот разделением рудных полей на геомеханически сбалансированные участки с закладкой экономичными твердеющими смесями.

2. Групповая подготовка блоков к очистной выемке наклонными съездами.

3. Интенсификация процессов добычи руд на основе высокопроизводительной горной техники.

4. Сохранение земной поверхности от разрушения путем размещения в выработанном пространстве отходов горного и смежных производств.

5. Извлечение урана из забалансовых руд и отходов горного, обогащенного и металлургического переделов способом выщелачивания.

6. Оптимизация параметров выщелачивания металлов для повышения полноты использования недр.

7. Комбинирование технологий разработки месторождений с закладкой твердеющими смесями и хвостами подземного выщелачивания.

Охрана окружающей среды и социума совершенствуется в направлениях:

1. Индивидуализации защиты работающего персонала.

2. Радиационная защита населения окрестностей предприятий.

3. Применение хвостов производства для приготовления твердеющих смесей.

4. Добыча металлов выщелачиванием с сокращением объемов выдачи на поверхность руд.

Основу совершенствования составляют комбинированные технологии, где ведущая роль принадлежит твердеющим смесям (рис.3).

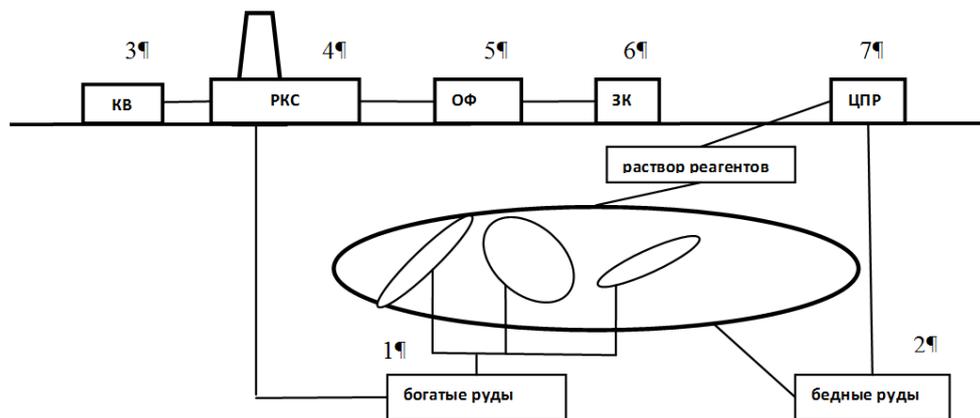


Рис.3. Комбинированная разработка месторождения: 1 - богатые руды; 2 - бедные руды; 3 – куча выщелачивания; 4 – рудоконтролирующая станция; 5 – обоганительная станция; 6 – закладочный комплекс; 7 – цех приготовления растворов реагентов

История развития технологий связана с работами Ветрова С.В., Мясникова К.В., Руденко В.В., Рычик Ф.Ф., Котенко Е.А., Голика В.И., Култышева В.И., Бронникова Д.М., Замесова Н.Ф., Цыгалова М.Н., Хомякова В.И. и др.

Наиболее рациональна схема: добыча богатых руд нисходящей слоевой системой с закладкой пустот твердеющей смесью и переработкой руд на гидрометаллургическом заводе; добыча рядовых руд системой подэтажных штреков и ее кучное выщелачивание; подземное выщелачивание бедных балансовых и забалансовых руд.

За счет вовлечения в переработку забалансовых руд появляется возможность эффективной отработки руд со сравнительно низким содержанием урана [10,14].

В недрах атомной науки родилась технология управления свойствами твердеющей смеси путем воздействия высокой энергией в дезинтеграторах, получившая развитие при выщелачивании в активаторах (рис.4) [5, 11-12].

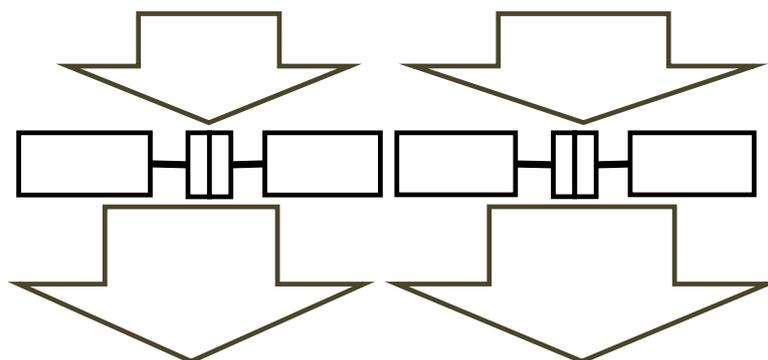


Рис.4. Функции дезинтеграторов: 1- повышение активности компонентов твердеющих смесей; 2- извлечение металлов и повышение активности компонентов

Заключение

Разработка и внедрение рациональных технологий добычи урана и сопутствующих ему металлов из сложно-структурных урановых месторождений предполагает коренное совершенствование подземных горных работ уранодобывающей отрасли. Перспективы развития технологий разработки месторождений определяются условиями образования руд, минерально-геохимическими особенностями урана, текстурными и физическими свойствами руд. Эффективность рациональных технологий, в том числе с выщелачиванием металлов из руд, обеспечивается теоретической обоснованностью и изученностью как физико-химических процессов, так и закономерностей подготовки руды к выщелачиванию.

Список литературы

1. Голик В.И., Полухин О.Н. Природоохранные геотехнологии в горном деле. Белгород, 2013. 284 с.
2. Дмитрак Ю.В. Камнев Е.Н. АО «Ведущий проектно-изыскательский и научно-исследовательский институт промышленной технологии» - Путь длиной в 65 лет // Горный журнал. 2016. №3. С. 6-12.
3. Емельяненко Е.А., Горбатова Е.А., Колпаков А.С. Ресурсосберегающие технологии обогащения отвальных окисленных медных руд Михеевского месторождения // Уральская горная школа - регионам: сборник докладов международной научно-практической конференции. Екатеринбург, 2016. С. 227-228.
4. Каплунов Д.Р., Мельник В.В., Рыльникова М.В. Комплексное освоение недр. Тула: Тульский государственный университет, 2016. 333 с.
5. Комащенко В.И., Васильев П.В., Масленников С.А. Технологиям подземной разработки месторождений КМА – надежную сырьевую основу // Известия Тул ГУ. Науки о Земле. 2016. Вып.2. С.95-101.
6. Разработка технологии закладочных работ на основе цементно-шлакового вяжущего на Орловском руднике / Крупник Л.А., Шапошник Ю.Н., Шапошник С.Н., Нуршайыкова Г.Т., Тунгушбаева З.К. // ФТПРМП. 2017. №1. С.58-64.
7. Ляшенко В.И. Природоохранные технологии освоения сложноструктурных месторождений полезных ископаемых // ФГУП «ГИПРОЦВЕТМЕТ». Маркшейдерский вестник. 2015. № 1. С.10-15.
8. Ляшенко В.И., Франчук В.П., Кислый Б.П. Модернизация технико-технологического комплекса уранодобывающего производства // Горный журнал. 2015. №1. С.26-32.

9. Секисов А.Г., Шевченко Ю.С., Лавров А.Ю. Перспективы использования шахтного выщелачивания при разработке золоторудных месторождений // ФТПРРМПИ. 2016. №1. С.110-116.
10. Стась Г.В., Мпеко Нсендо Арди. Общая характеристика месторождений урана // Известия Тульского государственного университета. Сер. Науки о Земле. 2014. Вып. 3. С. 122-129.
11. Уракаев Ф.Х., Юсупов Т.С. Численная оценка кинематических и динамических характеристик обработки минералов в дезинтеграторе // ФТПРРМПИ. 2017. №1. С.127-135.
12. Хашева З.М. Функции внутренней среды экономической системы региона // Стратегия устойчивого развития экономики России: от концепции к практической реализации: материалы международной юбилейной научно-практической конференции. 2012. С. 80-82.
13. Ghorbani Y., Franzidis J.-P., Petersen J. Heap Leaching Technology – Current State, Innovations, and Future Directions: A review // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. 2016. Vol. 37. No. 2. P. 73–119.
14. Golik V.I., Razorenov Yu.I., Ignatov V.N., Khasheva Z.M. The history of Russian Caucasus ore deposit development // The Social Sciences (Pakistan). 2016. Vol. 11. No. 15 P. 3742-3746.
15. Haifeng Wang, Yaqun He, Chenlong Duan, Yuemin Zhao, Youjun Tao, Cuiling Ye. Development of Mineral Processing Engineering Education in China University of Mining and Technology // Advances in Computer Science and Engineering. AISC 141. Springer-Verlag, Berlin Heidelberg, 2012. P. 77–83.
16. Sinclair L., Thompson J. In situ leaching of copper: Challenges and future prospects // Hydrometallurgy. 2015. Vol.157. P. 306–324.

Сведения об авторах

Голик Владимир Иванович, д-р техн. наук, проф., проф. кафедры «Горное дело», «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», Владикавказ, Россия. E-mail: v.i.golik@mail.ru.

Дмитрак Юрий Витальевич, д-р техн. наук, ректор, «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», Владикавказ, Россия. E-mail: dmitrak@yandex.ru.

Емельяненко Елена Алексеевна, канд. техн. наук, проф. кафедры геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», E-mail: emv31@mail.ru.

УДК 622.2:553.5

ОСНОВНЫЕ ПРОЕКТНЫЕ РЕШЕНИЯ РАЗРАБОТКИ КУРАГАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ СТРОИТЕЛЬНОГО КАМНЯ

Заляднов В.Ю., Юсупов М.Э, Биктеева Н.С.

Аннотация. В статье представлены проектные решения по системе разработки, способу вскрытия и подготовке пород к выемке, а также основные параметры и показатели освоения Кураганского месторождения строительного камня с учетом особенностей участка недр, разделенного на две части, разрабатываемые двумя разными недропользователями.

Ключевые слова: строительный камень, карьер, уступ.

Кураганское месторождение расположено в пределах Кувандыжского района Оренбургской области, 15 км севернее г. Медногорска – наиболее крупного промышленного центра.

Генетический тип рельефа района – низкие горы четвертичного возраста, представляющие собой сочетание низких плосковерхих хребтов (эрозионных зон) и межхребтовых понижений (аккумулятивных зон) – долин различных порядков.

Кураганское месторождение расположено в пределах небольшого водораздельного пространства, ограниченного с севера, северо-запада и запада долиной р. Кураган, с северо-востока и востока долиной р. Имелли (левого притока р. Кураган). Ближайшая наиболее крупная железнодорожная станция Медногорск железнодорожной линии Орск-Оренбург расположена в 15 км южнее месторождения. Гидросеть района относится к бассейну р. Сакмара. Наиболее крупная река – Кураган, протекает в 1 км севернее, северо-западнее и западнее месторождения.

Абсолютные отметки месторождения изменяются в пределах 380-440 м, рельеф отличается хорошо развитой сетью мелких оврагов, лощин, многие из которых залесены.

Обнаженность месторождения слабая, почвенный слой имеет небольшую мощность – 5-20 см.

Массив сложен в основном габбро-диабазами, в меньшей степени диабазами, ассоциирующими с плагиогранитами и гранодиоритами. Диабазовые порфириды и габбро встречаются редко и подсечены отдельными скважинами.

По данным технологических испытаний щебень габбро-диабазов и плагиогранитов, как затронутых выветриванием, так и неизменённых, отвечает требованиям ГОСТ 7392-2014 «Щебень из плотных горных пород для балластного слоя железнодорожного пути. Технические условия», ГОСТ 8267-93 «Щебень и гравий из плотных горных пород для строительных работ. Технические условия», ГОСТ 26633-2015 «Бетоны тяжелые и мелкозернистые. Технические условия».

По радиационно-гигиенической оценке согласно требованиям НРБ-99 щебень из габбро-диабазов и плагиогранитов Кураганского месторождения относится к 1 классу и применим для любых видов строительных работ.

Вскрышные породы месторождения представлены песчано-глинистыми отложениями, содержащими обломки выветрелых коренных пород и почвенным слоем с щебнем. Средняя мощность вскрышных пород составляет до 1,6 м. Рыхлые образования характеризуются объёмной массой 1,64- 1,95 г/см³, пористостью 26-47%, числом пластичности 2-20, углом внутреннего трения 18-33°, сцеплением 0,29-0,9 кгс/см², коэффициентом крепости 0,8-1,5.

Добываемое полезное ископаемое характеризуется физико-техническими показателями, представленными в табл. 1.

Таблица 1

Характеристика полезного ископаемого

№ п/п	Параметры	Значение
1	Плотность полезного ископаемого, г/см ³	2,84
2	Объемная масса, г/см ³	2,77
3	Водопоглощение, %	0,24
4	Пористость, %	0,96
5	Предел прочности при сжатии в воздушно-сухом состоянии, кг/см ²	540 - 2622
6	То же в водонасыщенном состоянии, кг/см ²	214 - 2691

По условиям геологического задания Министерства природных ресурсов, имущественных и земельных отношений Оренбургской области Кураганское месторождение условно разделено на Северный и Южный участки с запасами габбро-диабазов и плагиогранитов соответственно 8629 и 22623 тыс. м³ (по категориям А+В+С₁).

Для оценки перспективных запасов строительного камня Кураганского месторождения подсчитаны запасы категории С₂, составившие суммарно 22015 тыс. м³.

Кураганское месторождение, имеет ряд особенностей, которые учтены при проектировании карьера.

Лицензирующим органом отработка Северного и Южного участков предусмотрена двумя отдельными лицензиями на право пользования недрами, владельцами которых в последствии стали две организации. Таким образом, учитывая наличие двух недропользователей одного месторождения, а также сложный рельеф поверхности, при проектировании особое внимание требовалось при решении следующих задач:

- разработка схемы вскрытия, обеспечивающей отдельный независимый доступ к каждому из лицензионных участков;
- разработка технологии отработки общей границы между участками, которые планировалось обрабатывать с разной интенсивностью;
- разработка технологических параметров отвалообразования, обеспечивающих безопасное складирование вскрышных пород на наклонном основании, в условиях ограниченности площадей.

Общая площадь месторождения составляет более 53 га. Лицензионный участок Северной части 17 га, Южной части 36 га. Глубина подсчета запасов до 85 м.

Заданная производительность карьера по полезному ископаемому на момент проектирования составила 1,2 млн т/год (422,53 тыс. м³) как для Северной, так и для Южной частей месторождения.

Проектом предусмотрено проектирование и отработка всех запасов Южного и Северного участков месторождения за один этап.

Учитывая достаточно высокую крепость габбро-диабазов и плагио-гранитов (10-15 по Протодьяконову М.М.), разработка их планируется с предварительным рыхлением буровзрывным способом.

Учитывая горно-геологические условия, при отработке Кураганского месторождения принята транспортная система разработки, предусматривающая:

- рыхление горной массы;
- выемку и погрузку горной массы гидравлическим экскаватором;
- транспортировку строительного камня от забоя до ДСК на поверхности автосамосвалами;

- разделку негабарита, производимую мелкошпуровым способом, а также экскаватором с гидромолотом;
- разработку вскрышных пород бульдозером со сбором породы во временные навалы и последующей погрузкой погрузчиком и экскаватором в автотранспорт;
- транспортировку вскрышных пород автосамосвалами во внешние отвалы.

По мере отработки запасов строительного камня рабочие уступы карьера высотой 10 м ставятся в предельное положение, при этом они страиваются.

Отработку уступа в нормальных условиях предусматривается производить продольными тупиковыми заходками. Ширина рабочей площадки на добычных работах при этом принята не менее 40 м. На вскрышных при разработке рыхлых пород ширина рабочей площадки принята не менее 30 м.

В стесненных условиях, при отсутствии транспортной полосы, отработка уступа производится тупиковыми заходками с шириной рабочей площадки не менее 30 м [1, 5, 9].

Принятые элементы системы разработки карьеров приведены в табл. 2.

Таблица 2

Элементы и параметры системы разработки

№	Наименование	Ед.изм.	Параметры для Южн. и Северн. частей
1	Высота уступа: рабочего на погашение	м м	до 10 до 30
2	Ширина рабочей площадки минимальная на вскрыше и добыче	м	27 - 40
3	Берма безопасности	м	10
4	Ширина транспортной бермы	м	17,5
5	Угол откоса рабочего уступа	град.	до 75
6	Угол откоса нерабочего уступа: по полезному ископаемому по скальной вскрыше по рыхлой вскрыше	град.	70 70 45

Параметры карьера на конец отработки приведены в табл. 3.

Гористый рельеф поверхности месторождения предопределил возможность подъезда к общему карьерному полю только с одной стороны - с юга-востока. Проектом предусмотрено формирование одной общей внешней траншеи, которая предназначена для вскрытия Северной и Южной частей месторождения. Таким образом, траншея и автомобильная дорога, ведущая от карьера Южной части к объектам на поверхности, является общей для пользователей недр обоих участков. После формирования внешней въездной транши до горизонта 430 м (южная часть), создается система внутренних траншей, проходящих по восточному и северному бортам до гор. 340 м (дно карьера). Также по восточному и северному борту формируется транспортная берма для недропользователя Северной части месторождения. Частично транспортная берма северной части на гор.400 м проходит по отсыпанному участку из вскрышных пород (рис. 1) [2, 6-8].

Таблица 3

Параметры карьера на конец отработки

Наименование показателя	Ед. изм.	Значение по Южн. части	Значение по Север. части
Глубина карьера	м	48 - 96	46 - 90
Размеры карьера по поверхности:			
длина	м	до 914	до 530
ширина	м	до 525	до 475
периметр	м	2826	1625
площадь	м ²	362054	170300
Размеры карьера по дну:			
длина	м	до 744	до 438
ширина:	м	до 467	до 360
периметр	м	1908	1286
площадь	м ²	232465	103803
Углы откосов вскрышных уступов:			
<i>рыхлых</i>			
рабочий	град	50	50
нерабочий	град	45	45
<i>скальных</i>			
рабочий	град	75	75
нерабочий	град	70	70
Высота вскрышного уступа	м	до 7,5	до 7,5
Угол откоса добычного уступа			
рабочий	град	75	75
нерабочий	град	70	70
Высота добычного уступа	м	до 10	до 10
Угол откоса борта карьера на конец отработки	град.	50 - 55	50 - 55
Объем горной массы в контурах карьера:			
почвенный грунт	тыс. м ³	39,14	-
основная вскрыша	тыс. м ³	509,39	272,5
Всего вскрыши	тыс. м ³	548,53	272,5
извлекаемые запасы	тыс. м ³		
строительного камня	тыс. м ³	22334,9	8629,0
Средний коэффициент вскрыши	м ³ /м ³	0,022	0,03

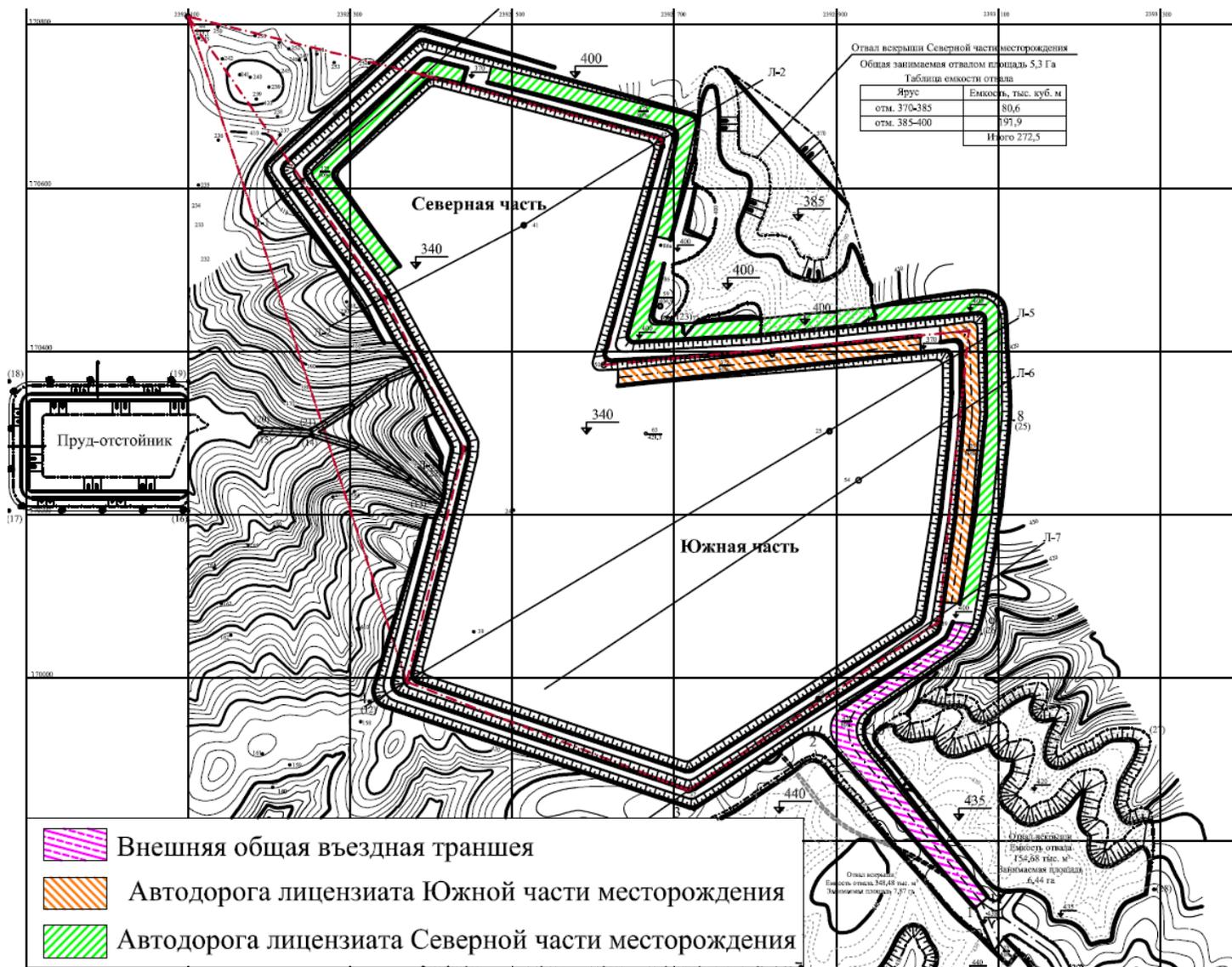


Рис. 1. План карьера на конец отработки Северной и Южной частей месторождения

Планы по годам отработки месторождения сделаны таким образом, чтобы карьерные воды в начальный период освоения месторождения уходили по специальной нагорной канаве в пруд-отстойник, который запроектирован у подножия горы с запада (рис. 2 и 3).

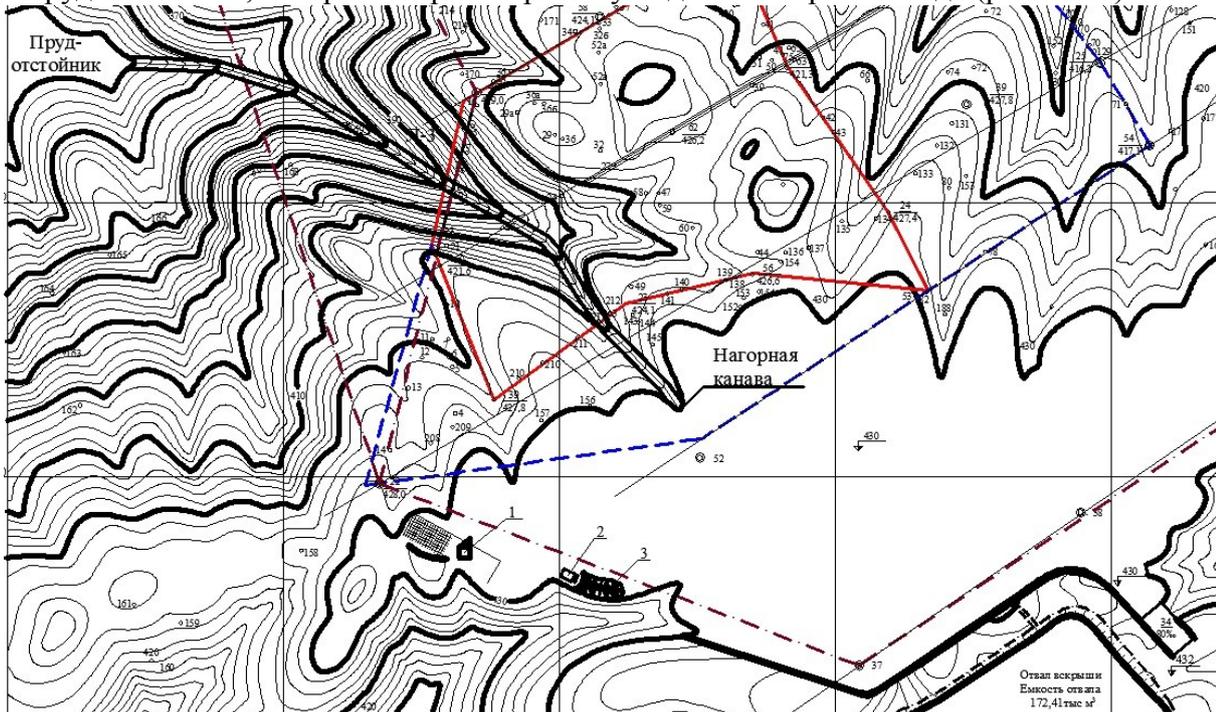


Рис.2. План первого года разработки Южной части Кураганского месторождения

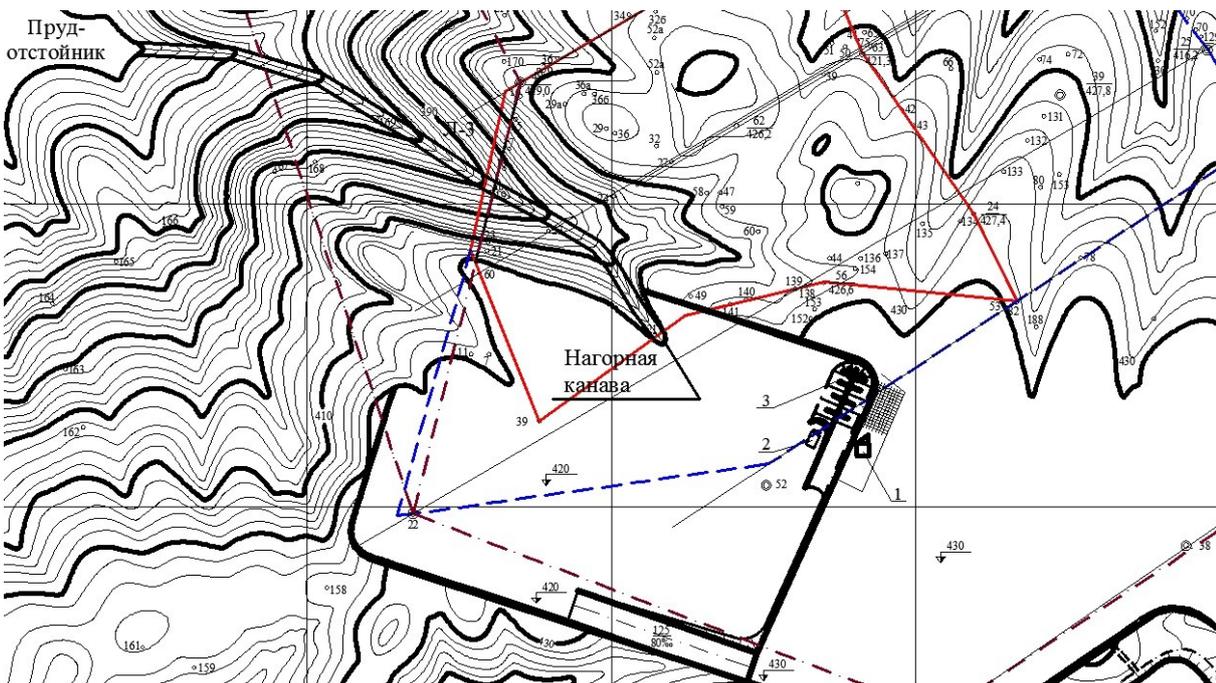


Рис.3. План второго года разработки Южной части Кураганского месторождения

Отработку горизонтов на границе Южной и Северной частей месторождения необходимо производить при согласовании планов горных работ недропользователей обеих частей месторождения. В случае невозможности одновременного понижения отметок горизонтов на участке совместной отработки частей месторождения недропользователями должны быть сформированы временно-нерабочие борта (ВНБ) [10]. Схема отработки горизонтов на границе Северной и Южной частей месторождения представлена на рис. 4.

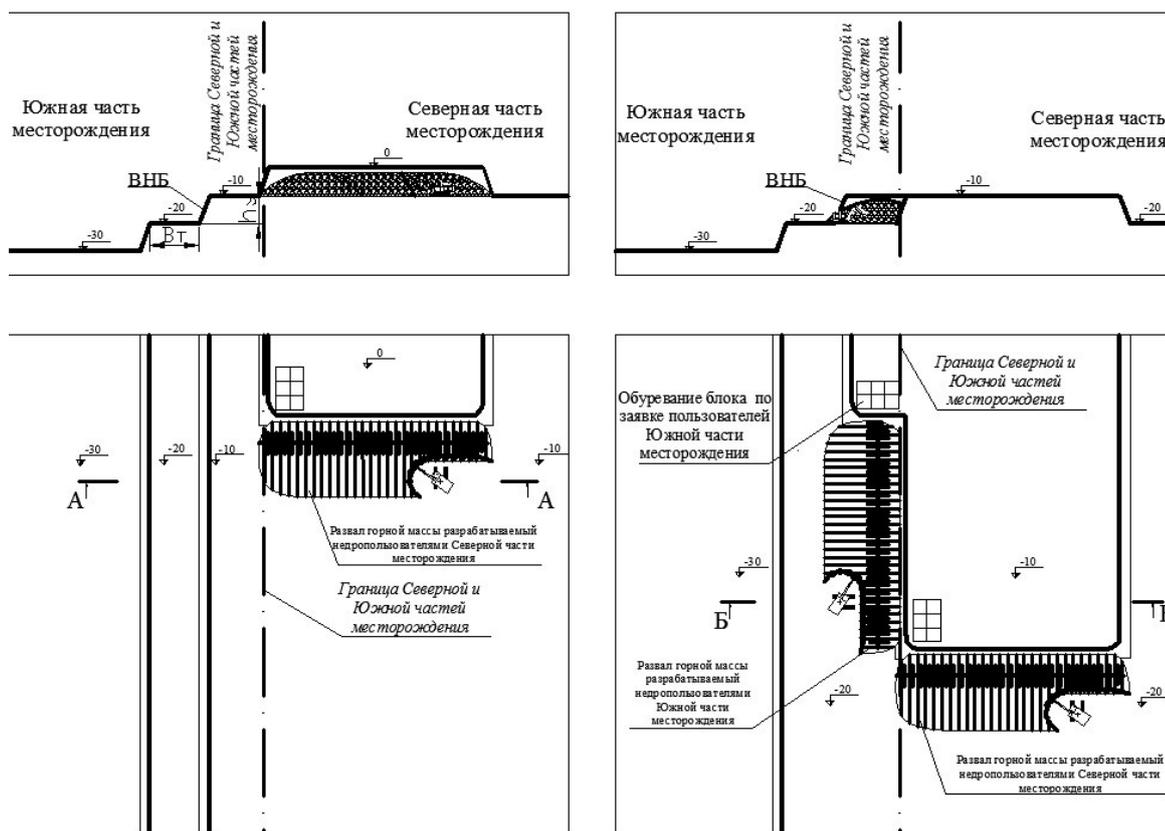


Рис.4. Последовательность отработки горизонтов на границе Северной и Южной частей месторождения

Во избежание разногласий между разными недропользователями одного месторождения разработка полезного ископаемого должна проводиться по согласованной технологической схеме, исключающей нерациональное использование недр. Координация действий пользователей недр возлагается по их решению на одно из предприятий, которому другие предприятия доверяют исполнение функций координатора. Указанное условие фиксируется в лицензиях на право разработки месторождения [3, п. 6.3].

При разработке Северной части предусмотрено транспортирование вскрышных пород во внешний отвал с восточной стороны от карьера, который формируется на наклонном основании (до 12 град) в два яруса высотой по 15 м. Формирование отвала предусмотрено снизу вверх, начиная с яруса гор. 370-385 м. Площадь отвала по основанию составит 5,3 га, емкость отвала - 272,5 тыс. м³. Угол устойчивого откоса отвалов принят до 35°. При разработке Южной части вскрышные породы транспортируются во внешние отвалы, располагающиеся с южной и юго-восточной стороны от карьера, которые также формируются на наклонном основании. Отвал с южной стороны формируется в один ярус высотой 10 м (гор. 430-440 м), емкость отвала составит 348,48 тыс. м³, занимаемая площадь по основанию - 7,87 га. Отвал с юго-восточной стороны формируется в два яруса. Высота нижнего яруса составит 10 м (гор.410-420 м), высота второго - до 15 м (гор. 420-435 м). Формирование отвала с юго-восточной стороны предусмотрено снизу вверх, начиная с яруса гор. 410-420 м. Площадь отвала по основанию составит 6,44 га, емкость отвала 154,68 тыс. м³.

Для обеспечения устойчивости отвалов проектом предусмотрены следующие мероприятия [4, 5]:

1. Создание выемок или снятие слоя низкопрочных пород основания отвала и заполнение их породами, имеющими более высокое сопротивление сдвигу (преимущественно скальными).
2. Отсыпка по всей площади основания отвала, скальных пород мощностью не менее 1-2 м.

3. Формирование каждого яруса отвала на отдельной площади наклонной поверхности земли.
4. Планировка поверхности отвала.
5. Организованный сток воды в сторону водосборников для предотвращения увлажнения разрыхленных пород (рис.5).

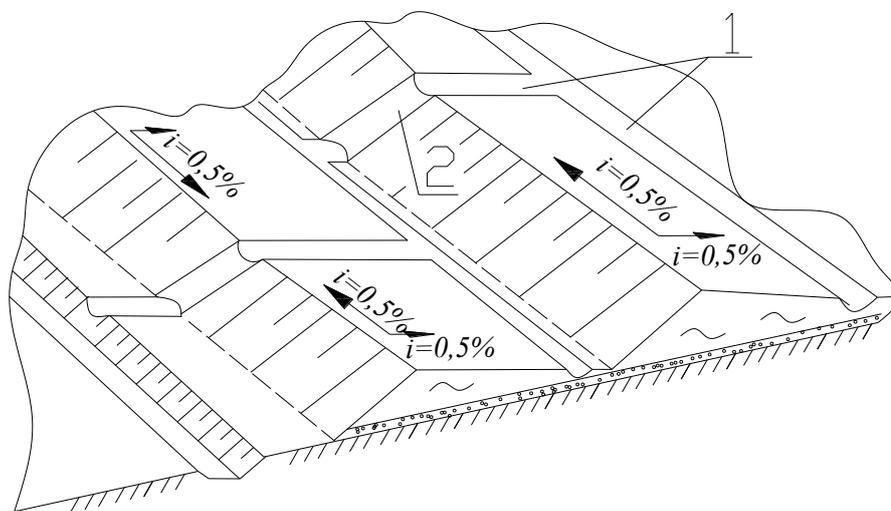


Рис.5. Схема организованного стока воды на отвале:
1- водосточные каналы; 2- армированные водоперепускные лотки

Выводы

Кураганское месторождение строительного камня имеет ряд особенностей. Одной из которых является то, что его разработка предусмотрена двумя отдельными лицензиями на право пользования недрами, владельцами которых в последствии стали две организации. Месторождение нагорное, и доступ к поверхности карьерного поля имеется только с южной стороны. Таким образом, вскрытие участков месторождения, разработка приграничной зоны участков, отвалообразование и другие задачи проектирования требовали разработки особых решений. Одними из основных принятых решений являются следующие:

1. Вскрытие месторождения осуществляется внешней общей траншеей, переходящей в систему внутренних траншей, обеспечивающих независимый доступ к каждому участку недр. Внешняя въездная траншея закладывается со стороны Южной части с формированием транспортных коммуникаций по восточному борту, в том числе и для вскрытия Северной участка месторождения. Часть транспортной бермы, обеспечивающей доступ к дальнему участку недр, с нагорной стороны отсыпается скальной вскрышей и является частью внешнего отвала.

2. Формирование каждого яруса проектируемых внешних отвалов предусматривается на отдельной площади наклонной поверхности рельефа. Для обеспечения устойчивости отвалов рекомендовано проведение специальных мероприятий, включающих укрепление основания и организованный сток воды.

3. Согласованность работы двух недропользователей на границе частей месторождения осуществляется по специально разработанной технологической схеме отработки горизонтов. Разработка приграничной зоны между Северной и Южной частями месторождения предусмотрена с оставлением участков временно-нерабочих бортов (ВНБ).

Список литературы

1. Формирование технологических схем безопасной работы карьеров / Цыганов А.В., Осинцев Н.А., Гавришев С.Е., Рахмангулов А.Н. Магнитогорск, 2014. 134 с.

2. Обоснование схемы вскрытия и направления развития горных работ при реконструкции карьеров по добыче строительного камня / Гавришев С.Е., Бурмистров К.В., Заляднов В.Ю., Михайлова Г.В. // Горный журнал. 2018. №1. С. 27-32.

3. Положение о порядке лицензирования пользования недрами. Утв. Постановлением Верховного Совета Российской Федерации N 3314-1 от 15 июля 1992 года (с изменениями на 28 декабря 2013). М., 2013.

4. Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю., Немчинова А.В. Влияние степени изученности геомеханического состояния массива на эффективность разработки месторождения // Актуальные проблемы горного дела. 2016. №2 (2). С. 14-21.

5. Оценка общей устойчивости бортов Сибайского карьера при отработке законтурных запасов руды подземным способом / Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю., Кравчук Т.С., Павлова Е.В., Погорелов А.Ю. // Маркшейдерское и геологическое обеспечение горных работ: Сб. науч. тр. по материалам международной научно-практической конференции. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2013. С. 155-163.

6. Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю., Пыталев И.А. Расширение области рационального использования техногенных георесурсов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2006. № 9. С. 252-258.

7. Заляднов В.Ю., Осинцев Н.А., Цыганов А.В. Управление «отходами» горного производства с целью снижения ресурсоемкости процессов открытой геотехнологии // Материалы 63 НТК по итогам НИР за 2003-2004 гг. Магнитогорск: МГТУ, 2004. С. 184-187.

8. Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю. Расширение границ открытой разработки при комплексном освоении участка недр земли // Актуальные проблемы горного дела. 2016. № 1. С. 11-15.

9. Обоснование способов комплексного использования мраморного сырья / Першин Г.Д., Караулов Г.А., Караулов Н.Г., Караулов А.Г. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 31-35.

10. Принципы управления безопасностью производства при совершенствовании технологических схем карьеров / Цыганов А.В., Осинцев Н.А., Бурмистров К.В., Колонюк А.А., Заляднов В.Ю. // Проблемы повышения экологической и промышленной безопасности производственно-технических комплексов промышленных регионов : сб. науч. тр. Магнитогорск : МГТУ, 2004. С. 66–68.

Сведения об авторах

Заляднов Вадим Юрьевич – ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный университет им. Г.И. Носова», доцент кафедры разработки месторождений полезных ископаемых, кандидат технических наук, 8(3519)298556, zalyadnov@mail.ru.

Юсупов Максим Эдгарович - студент института горного дела и транспорта ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный университет им. Г.И. Носова», e1em2010@yandex.ru.

Биктеева Наталия Сергеевна - студентка института горного дела и транспорта ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный университет им. Г.И. Носова», biknat997@mail.ru.

УДК 504.55.054:662 (470.6)

К ПЕРСПЕКТИВАМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СЕВЕРНОЙ ОСЕТИИ

Дмитрак Ю.В., Габараев О.З., Баликоев А.А., Дзеранов Б.В.

Аннотация. Обоснована возможность модернизации технологий разработки месторождений для обеспечения рентабельного производства металлов. Приведены результаты эксперимента по извлечению металлов из хвостов обогащения полиметаллических руд в дезинтеграторе. Сформулировано направление комбинирования технологий селективной добычи разнородных руд. Предложена технология безотходной утилизации хвостов первичной переработки руд. Показано, что цель модернизации производства металлов достигается при использовании инновационных ресурсо- и природосберегающих технологий. Обоснование возможности модернизации разработки полиметаллического месторождения для обеспечения рентабельного производства металлов и восстановления утраченного в результате реформирования экономики потенциала осуществлено на базе исследований: анализа показателей разработки Садонских рудников, лабораторного эксперимента и прогнозирования перспектив инновационных технологий на уровне экспертных решений. Приведены сведения, необходимые для принятия решений о реконструкции концепции развития рудников в условиях депрессии. Установлено, что одной из причин кризиса рудников Северной Осетии является несоответствие технологий разработки принципам ресурсосбережения, сопровождающееся повышенными потерями и удорожанием продукции. Обосновано, что возрождение потенциала рудников возможно при конверсии технологий разработки с выщелачиванием, в том числе, с активацией процессов извлечения металлов в дезинтеграторе. Сформулирован принцип комбинирования технологий селективной добычи разнородных руд и предложена технология утилизации хвостов первичной переработки добываемого сырья с извлечением из них металлов до уровня санитарных требований воздействием на минеральное сырье одновременно механической и химической энергией в дезинтеграторах. Предложенное направление при соответствующих условиях может обеспечить рентабельное производство металлов.

Ключевые слова: месторождение, разработка, дезинтегратор, инновационные технологии, некондиционные запасы, выщелачивание, металлы.

Введение

В результате изменения формы хозяйствования в России радикально изменилось экономическое положение многих предприятий горнодобывающих отраслей. В первую очередь перестали функционировать ранее дотационные предприятия, в том числе бывшие флагманы отрасли, например, Садонский свинцово-цинковый комбинат. Практически прекратились вложения в разведку новых запасов руд.

Такие предприятия были вынуждены искать резервы для выживания. Одним из направлений сохранения былого потенциала является использование техногенных месторождений, запасы которых отбиты от массива и подроблены для дальнейшей переработки. Отходы первичной добычи и переработки представлены некондиционными рудами под землей, поднятыми на поверхность убогими рудами и хвостами обогащения руд.

Проблемы упрочнения минерально-сырьевой базы предприятий и предотвращение деградации региона добычи руд являются весьма актуальными для горной отрасли Республики Северная Осетия – Алания. Актуальность проблем повышается тем, что при плановой экономике она была ведущей в регионе, как и в историческое время. Так,

обладание запасами стратегических руд способствовало вхождению Северной Осетии в Россию.

Имеющаяся литература на затронутую тему не содержит сведений о безотходном извлечении металлов из некондиционного сырья.

Целью исследований является обоснование возможности модернизации разработки месторождений Садонской группы для обеспечения рентабельного производства цветных металлов. Поставленная цель достигается решением ряда задач путем экспериментальных исследований и экспертных заключений.

Материал и методы исследования

Исследования осуществляются на материалах эксплуатации Садонских месторождений за почти 200-летнюю историю их разработки. Основу исследований составляет технико-экономический анализ показателей разработки месторождений, лабораторный эксперимент и инженерный прогноз на уровне экспертизы перспектив инновационных технологий выщелачивания цветных металлов из некондиционного сырья.

Результаты исследования и их обсуждение

Садонский рудный район вмещает в себя более 500 проявлений ранга месторождение, рудоуправление, поле рудной минерализации цветных, редких и благородных металлов, из которых сырьевую базу Садонского свинцово-цинкового комбината составляют запасы одиннадцати месторождений (рис.1).

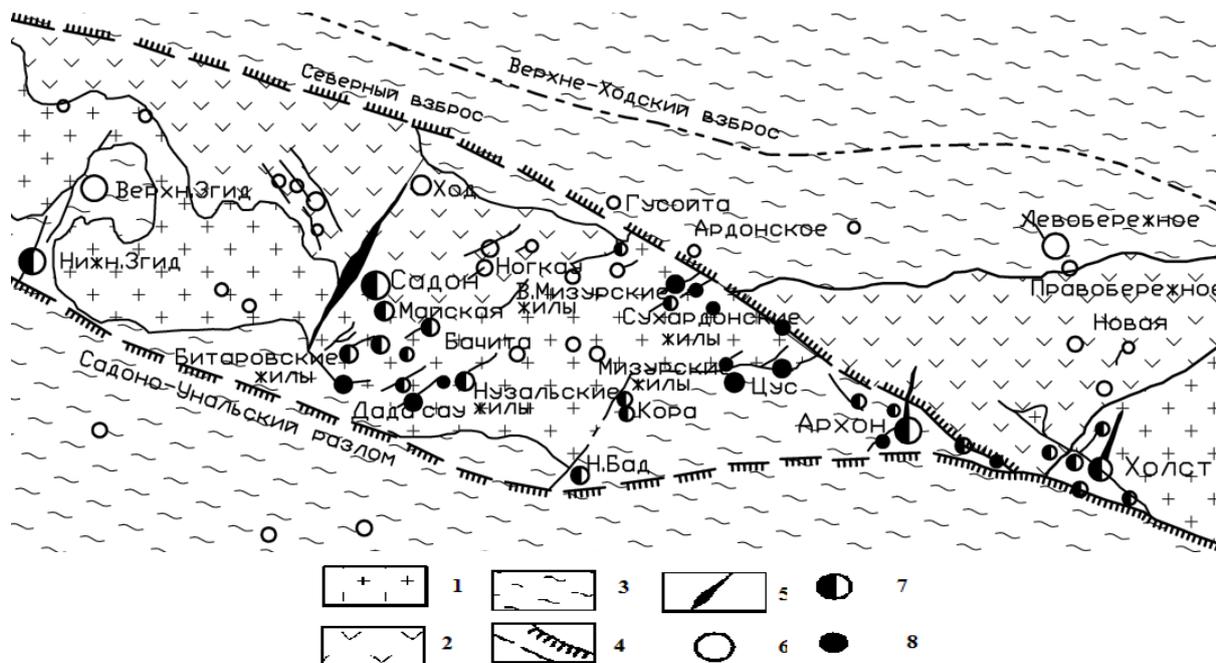


Рис.1. Месторождения Садонской группы: 1 - граниты; 2 - порфириды; 3 - песчаники и сланцы; 4 - тектонические нарушения; 5 - рудные тела; 6 - полиметаллы без пирротина; 7 - полиметаллы с пирротинном; 8 - пирротин

На основном этапе освоения запасов в состав комбината входили 5 рудников, 2 обогатительные фабрики, геологическая экспедиция и др. [1].

Минерально-сырьевую базу рудников составляли Садонское, Октябрьское, Згидское, Буронское, Холстинское, Кадат-Хампаладагское, Какадур-Ханикомское, Архонское, Левобережное и другие месторождения [2].

В настоящее время в недрах республики заключено около 2 % запасов свинца и около 5 % прогнозных ресурсов категории P₁ России в десяти мелких полиметаллических месторождений жильного типа с содержанием свинца в рудах от 1,2 до 3,9 % и до 1% цинка.

Руды полиметаллических месторождений Садона, наряду со свинцом и цинком, содержат медь, олово, благородные металлы, редкие металлы, а также серный колчедан.

За более чем 150 лет эксплуатации месторождения рудные запасы отработаны на площади около 1 км по глубине и более 2 км по простиранию.

На рудниках применяли системы разработки, преимущественно с открытым выработанным пространством: с магазинированием руды (55%), слоевое (25%) и подэтажное (15%) обрушение. Управление горным давлением осуществляли частичной закладкой пустот породами, полученными отбойкой в стенках выработок и от сортировки руд.

В 1958 г. начата повторная разработка ранее бывших некондиционными запасов вариантами с обрушением. В 1960-е годы была распространена система горизонтальных слоев с закладкой и креплением.

Преобладание жил малой мощности в сочетании со сложными горно-геологическими условиями увеличивали разубоживание руд до 50%.

До освоения технологии получения цинка добывали, преимущественно, штуфной галенит, а цинковую обманку оставляли в выработанном пространстве [3-4].

В выработанном пространстве оказались 1 млн т руд с содержанием, превышающим плановое содержание нового времени. С 1958 по 1972 гг. было добыто более 600 тыс. т потерянных руд с содержанием 1,4% свинца и 2,4% цинка. Динамика производственной мощности при снижении темпа работ дана в табл. 1.

За годы добычи потерянных ранее руд извлечено до 3000 тыс. т руды, 3000 тыс. т свинца и 4000 тыс. т цинка с содержанием свинца 0,9 % и цинка 1,5 % [5].

Таблица 1

Динамика добычи руд и металлоносной закладки

Годы	Добыто товарной руды					В том числе потерянные руды				
	Руда, тыс. т	Содержание, %		Металл, т		Руда, тыс. т	Содержание, %		Металл, т	
		свинец	цинк	свинец	цинк		свинец	цинк	свинец	цинк
1970	154,3	1,47	2,50	2272	3853	115,5	1,19	1,91	1376	2201
1980	149,4	0,58	0,89	867	1130	132,3	0,49	0,73	643	964
1990	100,2	0,46	1,25	461	1253	18,9	0,53	1,04	100	197
1995	16,9	0,61	2,08	103	351	8,5	0,78	1,47	66	125
1996	7,5	0,94	5,48	71	411	6,0	0,71	2,4	43	144
1997	9,1	0,96	5,37	87	489	4,3	0,8	2,3	34	99
1998	13,2	1,05	3,99	139	530	-	-	-	-	-
1999	22,7	0,89	2,48	204	562	-	-	-	-	-
2000	54,8	1,05	2,18	575	1195	-	-	-	-	-
2001	44,5	1,10	2,13	489	947	-	-	-	-	-
2002	35,6	1,02	2,05	363	730	-	-	-	-	-
2003	41,7	1,12	2,20	467	917	-	-	-	-	-

Количество потенциальных запасов руд представлено в табл. 2.

Таблица 2

Запасы некондиционных руд Садонского месторождения

Место локализации запасов	Руда, млн т	Металлы, тыс. т		Содержание, %	
		цинк	свинец	цинк	свинец
В боковых породах	34,0	243,0	128,0	0,68	0,49
Эксплуатационные потери	0,56	52,7	27,8	9,43	4,9
В потерянных рудах	0,31	4,5	2,3	1,10	1,72
Всего:	34,87	300,2	158,1	0,86	0,45

Особое место в истории комбината составляет освоение специальных технологий получения металлов. В границах Какадурского месторождения для выщелачивания было предназначено около 335 тыс. т руды с содержанием 2 % цинка и 1,3% свинца [6].

В процессе отработки богатых участков увеличивалось количество неактивных запасов, которые составляют около 50% всех запасов Садонской группы месторождений.

Попытки применения гидрохимических способов получения металлов предпринимались уже во второй половине прошлого века. На Фиагдонском руднике из рудничных стоков за 48 суток получено 32 т цинка в геле с влажностью 65-78 %. На Архонском руднике за 51 рабочий день получено 40 т цинка в геле влажностью 65-78%.

Причиной кризиса рудников Осетии является несоответствие технологий разработки принципам ресурсосбережения. Применяемые на Садонских рудниках технологии добычи с естественным управлением горным давлением не могли обеспечить высокого качества добываемых руд. В целиках теряли до 40% запасов руды блока, еще до 30 % металлов теряли при обогащении. Рудников не коснулись прорывные изменения технологии, в том числе управление массивом закладкой пустот твердеющими смесями.

Возрождение потенциала рудников возможно при конверсии технологий разработки, включающей подземное выщелачивание некондиционных руд, кучное выщелачивание добытых бедных руд и переработку хвостов обогащения с активацией процессов выщелачивания в дезинтеграторе.

Необходимость конверсии разработки месторождений Садона определяется тем, что без нее добыча руд не может быть рентабельной. Перспективы Садонских рудников вписываются в рамки положения в цветной металлургии России [7-9].

В обеспеченности базовых отраслей экономики разведанными запасами цветных металлов наметились проблемы [10-12].

Не обеспечен собственным сырьем ряд металлургических заводов, в том числе Электроцинк в РСО-Алания. По мере исчерпания запасов разрабатываемых месторождений источником минерального сырья могут стать техногенные объекты.

Хвосты обогащения руд содержат рентабельные для новых технологий переработки концентрации ценных и редких металлов.

В число крупных техногенных месторождений рудного минерального входят хвосты обогащения Садона и шлаки металлургического завода Электроцинк.

В России используются не более 10 % отходов переработки руд, в то время как за рубежом из них получают более 40 % годового объема меди, 35 % золота и другие металлы. Более того, в России появляются проекты захоронения хвостов обогащения в выработанном пространстве рудников, например КМА.

В России получает «права гражданства» новая технология выщелачивания в дезинтеграторах, которая в условиях Садона обеспечивает извлечение до 70% содержащихся в хвостах обогащения и металлургии металлов.

Минимизация объемов отходов горнорудного способствует решению экологических проблем [13-14].

Потеря природных ресурсов в хвостах переработки является следствием некорректности технологий и причиной деградации экосистем, поэтому прибыль предприятий должна уменьшаться для компенсации нанесенного окружающей среде ущерба.

Традиционные системы разработки исключают из сферы производства металлов составляющие большую часть месторождения забалансовые запасы.

Наиболее прогрессивная технология с закладкой пустот твердеющими смесями для управления напряжениями в массиве основана на замещении выданных руд материалами, для добычи которых разрушается верхний слой литосферы.

Технологии с выщелачиванием металлов из руд позволяют извлекать до 50 – 70 % металлов на месте залегания руд (рис.2).

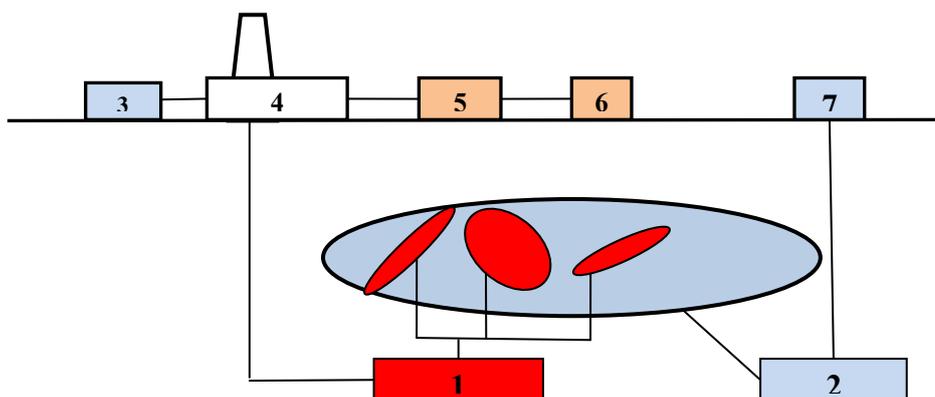


Рис. 2. Комбинированная разработка месторождения: 1 - богатые руды; 2 - бедные руды; 3 – куча выщелачивания; 4 – рудоконтролирующая станция; 5 – обогатительная станция; 6 – складочный комплекс; 7 – цех приготовления растворов реагентов

Конечной целью модернизации является полная утилизация хвостов первичной переработки руд после извлечения из них металлов до уровня санитарных требований, например, воздействием на минеральное сырье одновременно механической и химической энергией в дезинтеграторах (рис.3).

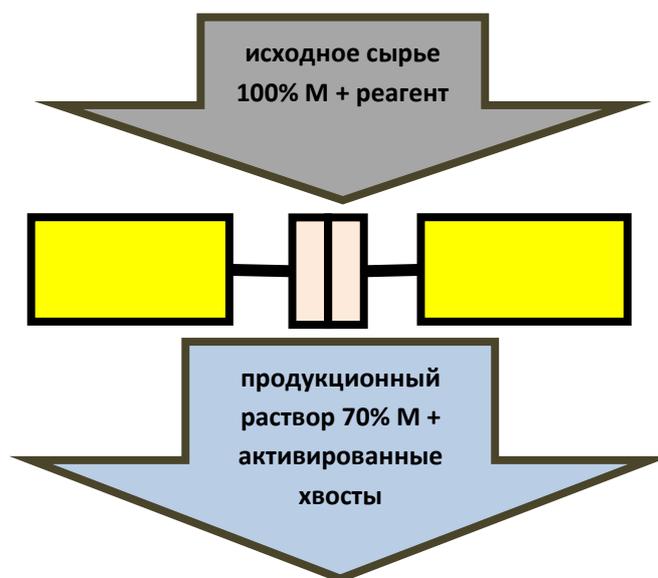


Рис. 3. Выщелачивание металлов из некондиционного сырья в дезинтеграторе с механохимической активацией

Экспериментальное обоснование этого феномена осуществлено нами на хвостах обогащения руд Садонских месторождений, характеризующихся составом, %: SiO_2 – 31.4; Fe – 4.4; CaO – 1.96; S – 1.88; Ag – 0.015; Cu – 0.18; Mn – 0.015; K_2O – 3.5; Al_2O_3 – 0,8; Ti O_2 – 0.03; Zn – 0.95; Pb – 0.84.

Методика выщелачивания включала режимы, различающиеся степенью использования дезинтегратора и местом выщелачивания. В эксперименте с использованием плана Венкена-Бокса независимые переменные изменялись в интервале:

- количество в растворе серной кислоты, 2–10 г/л;
- количество в растворе хлорида натрия, 20–160 г/л;
- соотношение массы раствора и твердых хвостов, 4:10;
- время выщелачивания, 0.15–1.0 ч.

Извлечение металлов в раствор характеризуется данными табл. 3.

Выщелачивание в дезинтеграторе увеличивает извлечение из хвостов обогащения свинца – в 1.4 раза, цинка – в 1.1 раза и сокращает продолжительность процесса с 15–60 минут до секунд, или на 2 порядка.

Таблица 3

Результаты извлечения металлов в раствор

Серия	Свинец, %	Цинк, %
1-я	24.8	39.2
2-я	33.9	44.4
3-я	35.7	46.1
4-я	13.2	10.3
5-я	21.5	21.6
6-я	21.6	21.9

Одним из результатов комбинирования является использование хвостов подземного выщелачивания, которые по окончании извлечения металлов на месте залегания естественными вяжущими веществами становятся аналогами твердеющих смесей.

Использование технологий с выщелачиванием металлов из некондиционных ресурсов становится реальным резервом экономики. В определенных условиях увеличение производственной мощности предприятий за счет привлечения некондиционных ресурсов обеспечивает прибыль.

Оптимальное значение показателей комбинирования достигается, когда меньшая часть руды выдается на поверхность, а большая часть руды выщелачивается под землей. Сквозной коэффициент извлечения при этом обеспечивает прибыль.

При сравнимых затратах из недр извлекается большее количество металла. Существенно, что при выщелачивании в раствор извлекаются все содержащиеся в хвостах металлы, что при развитии способов селективного извлечения металлов из коллективного раствора может радикально повысить извлекаемую ценность продуктов переработки [15-17].

Концепция конверсии горного производства включает в себя:

- повышение качества руд технологиями с закладкой твердеющими смесями;
- максимальное использование недр при переработке некондиционных руд;
- полное извлечение металлов из руд при заводской переработке.

Большая часть перерабатывающих предприятий недостаточно загружена местным сырьем, поэтому более полное использование мощностей рудников, фабрик, заводов позволяет получить экономический эффект. Конверсия горных предприятий на новые технологии и комплексное использование ресурсов эффективна при использовании имеющихся запасов и инфраструктуры.

Результаты исследования затронутой проблемы согласуются с выводами многих ученых [18-20].

Выводы

Рентабельное безотходное производство с полной утилизацией хвостов первичной переработки может функционировать при использовании новых технологий, например, с воздействием на минеральное сырье одновременно механической и химической энергией в дезинтеграторах. Конверсия технологий может обеспечить депрессивным предприятиям выживание в условиях рынка.

Список литературы

1. Управление качеством руд при освоении ресурсосберегающих технологий / Габараев О.З., Бадтиев Б.П., Лолаев А.Б., Хулелидзе К.К., Максимов Н.П. // Устойчивое развитие горных территорий. 2014. № 4. С.43-51.

2. Цирихова Э.М. Анализ сырьевой базы Садонского комбината // Сб. тр. к 150-летию Садонского ГОК. Владикавказ: Ир, 1993. С. 17-22.
3. Голик В.И., Дмитрак Ю.В., Хашева З.М., Шульгатый Л.П. Экономическая эффективность использования свойств массива при добыче руд: сборник научных статей. Краснодар: Изд-во Южного института менеджмента, 2018. С. 29-34.
4. Harris J.M., Roach B. Environmental and Natural Resource Economics. A Contemporary Approach. M. E. Sharpe, Inc., Armonk, New York. 2013. P.246.
5. Оценка коренных и техногенных месторождений РСО - Алания как возможных объектов применения технологии подземного и кучного выщелачивания / Хулелидзе К.К., Кондратьев Ю.И., Бетрозов З.С., Заалишвили В.Б. // Устойчивое развитие горных территорий. 2016. № 1 (Т.8). С. 56-64.
6. Выщелачивание полиметаллических руд серно-кислотно-хлоридными растворами на основе дегазированной воды с добавкой поверхностно-активного вещества / Кондратьев Ю.И., Дзеранова К.Б., Малиева З.В., Москвичева И.Ю. // Устойчивое развитие горных территорий. 2013. № 1. С.57-54.
7. Дмитрак Ю.В. Камнев Е.Н. АО «Ведущий проектно-изыскательский и научно-исследовательский институт промышленной технологии» - Путь длиной в 65 лет // Горный журнал. 2016. №3. С. 6-12.
8. Голик В.И., Комащенко В.И., Качурин Н.М. К проблеме подземной разработки рудных месторождений центрального федерального округа // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. № 4. С. 127-139.
9. Распоряжение Правительства РФ от 6 сентября 2010 г. N 1485-р «О Стратегии социально-экономического развития Северо-Кавказского федерального округа до 2025 г.» Москва, 2010.
10. Ермишина Е. Б. Анализ условий диверсификации в горнодобывающем комплексе РСО-Алания // Вестник Адыгейского государственного университета. Сер.: Экономика. 2011. Вып. 2. С. 80-85.
11. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Burdzieva O. Metal deposits combined development experience // Metallurgical and Mining Industry. 2015. Vol. 7. No 6. P. 591-594.
12. Golik V.I., Razorenov Y.I., Polukhin O.N. Metal extraction from ore beneficiation codas by means of lixiviation in a disintegrator // International Journal of Applied Engineering Research. 2015. Vol. 10. No 17. P. 38105-38109.
13. Голик В.И., Комащенко В.И., Качурин Н.М. К проблеме подземной разработки рудных месторождений центрального федерального округа // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. № 4. С. 127-139.
14. Голик В.И., Разоренов Ю.И., Лукьянов В.Г. К проблемам конверсии технологий разработки металлических месторождений // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. 2016. Т. 327. № 12. С. 54-61.
15. Bowman S. D. Interferometric Synthetic Aperture Radar (InSAR). Background and Application : guidelines for investigating geologic hazards and preparing engineeringgeology reports, with a suggested approach to geologic-hazard ordinances in Utah// Utah : The University of Utah. 2016. P. 198–203.
16. Голик В.И., Полухин О.Н. Природоохранные геотехнологии в горном деле. Белгород, 2013. 284 с.
17. Rachwa M., Magiera T., Wawer M. Coke industry and steel metallurgy as the source of soil contamination by technogenic magnetic particles, heavy metals and polycyclic aromatic hydrocarbons // Chemosphere. 2015. No. 138. P. 863–873.
18. Golik V.I., Razorenov Yu.I., Ignatov V.N., Khasheva Z.M. The history of Russian Caucasus ore deposit development // The Social Sciences (Pakistan). 2016. Vol. 11. No 15. P. 3742-3746.
19. Грязев М.В., Качурин Н.М., Захаров Е.И. Тульский государственный университет: 85 лет на службе отечеству // Горный журнал. 2016. № 2. С. 25-29.

20. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Радченко Д.Н. Реализация концепции устойчивого развития горных территорий - базис расширения минерально-сырьевого комплекса России // Устойчивое развитие горных территорий. 2015. № 3. С. 46-50.

Сведения об авторах

Дмитрак Юрий Витальевич, д-р техн. наук, ректор, ФГБОУ ВО «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», Владикавказ, Россия. E-mail: dmitrak@yandex.ru.

Габараев Олег Знаурович, д-р техн. наук, профессор, зав. кафедрой «Горное дело», ФГБОУ ВО «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», Владикавказ, Россия. E-mail: gabar@skgmi-gtu.ru

Баликоев Арсен Анатольевич, д-р эконом. наук, профессор, зав. кафедрой «Археология и дизайн», ФГБОУ ВО «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», Владикавказ, Россия.

Дзеранов Борис Витальевич, канд. геол.- мин. наук, доцент, заведующий отделом геологии, гидрогеологии и геоэкологии, Геофизический институт – ВНИИ ГРАИ. Владикавказ, Россия.

УДК 622.062

ВЫБОР ЭФФЕКТИВНОГО СПОСОБА РАЗРАБОТКИ РОССЫПНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ «СОЛУР-ВОСТОЧНАЯ» АК «АЛРОСА»**Гмызина Н.В., Андреева О.С., Естауова Ж.К., Янтурина Л.Н., Таскаранов А.С.**

Аннотация. В работе производится выбор наиболее эффективного способа разработки россыпного месторождения «Солур-Восточная», АК «Алроса».

Ключевые слова: россыпное месторождение, фрезерный комбайн, вечная мерзлота, алмазы, дражная установка.

В настоящее время минерально-сырьевая база России в области добычи алмазов требует обеспечения расширенного воспроизводства. Самой крупной российской компанией, занимающейся добычей алмазов, является АК «Алроса», которая ежегодно наращивает объемы добычи и реализации алмазов, имеет устойчивую прибыль, достигающую в отдельные годы 52,7-61,7 % объема продаж. Однако мировая и отечественная добыча алмазов падает, новые месторождения не открыты, а спрос на алмазы растет, что резко обостряет вопрос их добычи и эффективного использования. Поэтому обоснование технических решений отработки россыпных месторождений с учётом сложных горно-геологических и горнотехнических условий, сурового климата является весьма актуальной задачей.

Работа выполнялась в рамках международного инженерного конкурса «Case In». В задании была поставлена задача изыскания эффективного и инновационного решения отработки россыпного месторождения «Солур-Восточная» АК «Алроса». Основные горнотехнические характеристики месторождения представлены в табл. 1.

Таблица 1

Горнотехнические характеристики россыпного месторождения «Солур-Восточная»

Условия	Ед. измерения	Значения параметров
Протяженность россыпи	км	1,7
Запасы алмазов	т. кар	1 993,44
Среднее содержание алмазов в песках	кар/м ³	0,88 – 1,02
Мерзлость массива (средняя)	%	100
Ширина промышленных блоков	м	485 - 933

Продуктивный пласт россыпи неоднороден по составу и представлен следующими литологическими разностями пород:

- 1) галечники песчано-глинистые, алевритистые;
- 2) конгломераты плотные на сидерит-пиритовом цементе;
- 3) переслаивание галечников и алевролитов;
- 4) алевролиты, пески с включением гальки, гравия.

Рассмотрев горно-геологические и горнотехнические условия отработки россыпного месторождения «Солур-Восточная», принято решение вести разработку открытым способом. Разработка россыпей открытым способом производится различными выемочными и выемочно-транспортирующими машинами (экскаваторами, скреперами, бульдозерами), а также драгами и средствами гидромеханизации. В работе были рассмотрены 3 способа открытой разработки: дражный, экскаваторный, фрезерными комбайнами. Сменная

производительность оборудования и затраты на её приобретение по каждому способу представлены в табл. 2.

Таблица 2

Основные технико-экономические показатели способов открытой разработки

Показатели	Способы разработки		
	Дражный	Экскаваторный	Фрезерными комбайнами
Сменная производительность оборудования	800-4400 м ³	350-400 м ³	2-3 тыс. т/ч
Затраты на приобретение оборудования, \$	3-8 тыс	140-180 тыс	~5 млн

При дражном способе разработки россыпей выемка пород, промывка песков и удаление хвостов в отвал осуществляются с помощью драги (рис. 1).



Рис. 1. Дражная установка IGR-3000

Дражный способ отработки россыпи в благоприятных горно-геологических условиях, по сравнению с другими способами, предполагает наилучшие экономические показатели добычи. Основным преимуществом дражной разработки является возможность высокопроизводительной работы по поточной технологии, а недостатком - ограниченность применения способа в зоне многолетней мерзлоты. При применении бульдозерно-скреперного и экскаваторного метода разработка ведется послойно, путем снятия стружки пород толщиной 10-30 см и непосредственной доставки торфов в отвалы, а песков - к установленным на полигоне переносным промышленным приборам. Производительность добычи при данном способе составляет от 150 до 2000 тыс. м³/год.

Для обеспечения высоких темпов строительства и разработки месторождения предполагается внедрить в технологию отработки месторождения «Солур-Восточный» фрезерный комбайн Wirtgen 4200 SM (рис.2), который позволит вести добычу со скоростью 2-3 тыс. т/ч.



Рис. 2. Фрезерный комбайн Wirtgen 4200 SM

В процессе решения задач рассмотрены 2 модификации (рис.3) фрезерного комбайна Wirtgen 4200 SM:

- 1) для добычи мягких пород, с прочностью в одноосное сжатие 50 МПа при глубине фрезерования 830 мм;
- 2) для добычи пород в одноосное сжатие 80 МПа при глубине фрезерования 650 мм.

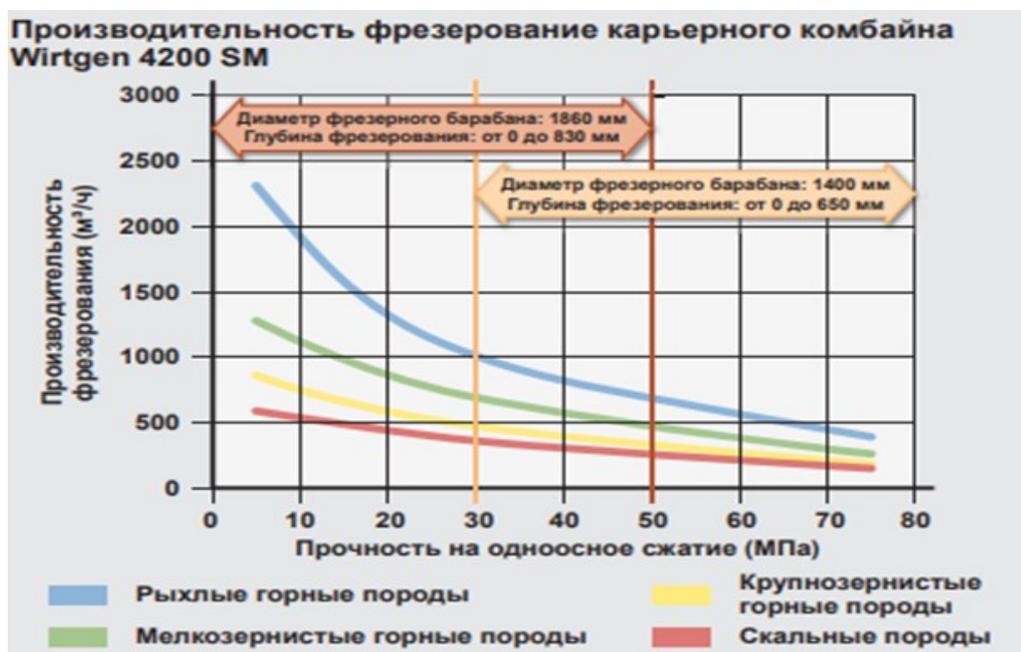


Рис. 3. График зависимости прочности разрабатываемых пород от производительности фрезерного комбайна Wirtgen 4200 SM

Для разработки месторождения «Солур-Восточная» целесообразно использовать вторую модификацию фрезерного комбайна Wirtgen 4200 SM, характеристики которого представлены в табл. 3.

Таблица 3

Основные характеристики фрезерного комбайна Wirtgen 4200 SM

Характеристики фрезерного комбайна Wirtgen 4200 SM	Значения
Ширина фрезерования, макс.	4200 мм
Глубина фрезерования	650 мм
Параметры разгрузочного конвейера (Д*Ш*В)	17650*3080*2020 мм
Расход топлива при полной нагрузке	284 л/ч

При разработки месторождения «Солур-Восточная» для перевозки извлеченной горной массы до склада необходимы транспортные самосвалы. Потребное количество оборудования представлено в табл. 4.

Таблица 4

Потребное количество оборудования

Необходимое оснащение	Стоимость	Производительность	Количество
Фрезерный комбайн Wirtgen 4200 SM	5 млн \$	2-3 тыс. т/ч	1
Самосвал Caterpillar 777D	0,7 млн \$	136 т/ч	5

Годовой объем добычи при использовании фрезерного комбайна составляет 12 млн т. Расход топлива при эксплуатации комбайна составит 142 л/ч, самосвала Caterpillar 777D - 47 л/ч.

По результатам работы можно сделать вывод, что самым эффективным способом разработки россыпного месторождения «Солур-Восточная», является применение комплекса оборудования, состоящего из фрезерного комбайна и 5 самосвалов, который потребует общих вложений 8,5 млн \$ (по курсу на февраль 2019 г.). Данный способ обеспечит высокопроизводительную выемку и позволит отработать запасы месторождения «Солур-Восточная» за 5-7 лет.

Список литературы

1. Калмыков В. Н., Волков П. В., Мещеряков Э. Ю. Разработка интегрированных технологических схем интенсивного освоения запасов приграничных зон карьеров // Комбинированная геотехнология: Комплексное освоение и сохранение недр Земли Екатеринбург: Материалы международной научно-технической конференции. Магнитогорск: МГТУ, 2009. С. 31-33.
2. Лешков В. Г. Разработка россыпных месторождений. М.: Недра, 1985. 568 с.
3. Калмыков В. Н., Мещеряков Э. Ю., Волков П. В. Обоснование параметров геотехнологического модуля «Очистные работы» при освоении запасов в приконтурных зонах карьеров // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. 2011. № 4. С. 5-8.
4. Калмыков В.Н., Григорьев В.В., Волков П.В. Изыскание вариантов систем разработки для выемки прибортовых запасов при комбинированной геотехнологии // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. 2010. № 1. С. 17-22.
5. Гибадуллин З. Р., Волков П. В. Методика оценки вариантов перемещения руды при отработке приконтурных запасов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. 2009. № 3. С. 11-13.

6. Мажитов А.М., Мещеряков Э. Ю. Определение параметров и показателей адаптивного варианта системы разработки с площадно-торцевым выпуском для условий отработки пологих залежей // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. 2013. № 2 (42). С. 5-8.
7. Ялтанец И.М. Проектирование открытых гидромеханизированных и дражных разработок месторождений: учеб. пособие для вузов. М.:Недра, 1985. 568 с.
8. Оценка устойчивости бортов карьера «Камаган» при подземной доработке месторождения / Мажитов А.М., Корнеев С. А., Пыталев И.А., Кравчук Т. С. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2015. № S4-2. С. 205-215.
9. Емельянов В. И. Открытая разработка россыпных месторождений. М.: Недра, 1985. 175 с.
10. Калмыков В.Н., Волков П.В., Мажитов А.М. Обоснование технологии выемки целиков, оставленных на границе карьера, при комбинированной разработке месторождений//II Международная научно-техническая конференция «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений»: сб. докл., г. Екатеринбург, 3-4 апреля 2013 г. (Уральская горнопромышленная декада, г. Екатеринбург, 1-10 апреля 2013 г.). Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2013. С. 48-50.

Сведения об авторах

Гмызина Наталья Викторовна, канд.техн.наук, доцент кафедры ГМДиОПИ ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова», г. Магнитогорск, Россия.

Андреева Оксана Сергеевна, студентка ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова», г. Магнитогорск, Россия.

Естауова Жансая Куанышевна, студентка ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова», г. Магнитогорск, Россия.

Янтурина Линара Нуршатовна, студентка ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова», г. Магнитогорск, Россия.

Таскаранов Алмат Серыкпаевич, студент ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова», г. Магнитогорск, Россия.

УДК 504.55.054:662 (470.6)

**РЕТРОСПЕКТИВНЫЙ АНАЛИЗ ОПЫТА РАЗРАБОТКИ
ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Габараев О.З., Дмитрак Ю.В., Баликоев А.А., Дзеранов Б.В.

Аннотация. Статья посвящена исследованию исторического опыта разработки месторождений Садона для творческого использования при восстановлении утраченного экономического потенциала. Сформулирована проблема повышения качества эксплуатации разведанных и вскрытых запасов, актуальность которой объясняется ростом потребности в металлах и уменьшением инвестиций в их добычу в пореформенной России. В качестве примера использования внутренних резервов приведена практика крупнейшего в прошлом Садонского свинцово-цинкового комбината. Показано, что Садон на годы многие обеспечен недоступными для отработки традиционными технологиями запасами металлов. Даны сведения о пионерном в мировой практике использовании вариантов выщелачивания металлов из руд. Разработан алгоритм добычи металлов комбинированным способом, сочетающим достоинства традиционной и инновационной технологии. Приведен расчет эффективности выщелачивания металлов в сопоставимых ценах. Описана история дискредитации первого в мировой практике проекта подземного выщелачивания полиметаллов. Доказано, что экономические возможности горнодобывающих предприятий могут быть существенно улучшены путем повышения качества добываемого сырья за счет рационального использования внутренних резервов при комбинировании традиционных и инновационных способов добычи руд. Предложено при поиске путей выживания горного производства в условиях кризиса учитывать накопленный на предприятиях опыт горняков.

Ключевые слова: месторождение, запасы, подземная разработка, технология, выщелачивание, металл, руда, экономика.

Введение

Горные предприятия России испытывают трудности, связанные с изменением экономической системы хозяйствования страны и последующим кризисом. Разведанные и промышленные запасы руд на действующих предприятиях уменьшаются, а содержание металлов в рудах снижается, увеличивая себестоимость производства металлов. Так, за последние 50 лет содержание металлов в товарных рудах Садонских месторождений уменьшилось по цинку в 19 раз, по свинцу в 12 раз при увеличении объема добычи в 8 раз [1].

Выборочная отработка наиболее богатых участков месторождений увеличивает потери руд и металлов при добыче и разубоживание руд породами, что удорожает процессы переработки.

Состояние запасов многих металлических полезных ископаемых диктует необходимость их добычи с высокой чистотой и полнотой, что предъявляет новые требования к применяемым технологиям разработки. Можно считать ошибочным представление о том, что валовая выемка руд в недрах может быть компенсирована совершенствованием процессов переработки на поверхности.

На рудниках цветной металлургии на стадии горного передела теряется до 60 % добываемого сырья, а разубоживание руды достигает 100 % и более [2-3, 11].

Для реализации природоохранного направления нужны новые критерии оценки эффективности. К применяемым в настоящее время критериям эффективности технологий - доход, окупаемость капитальных вложений, рентабельность и другие добавляется критерий качества добычи руды.

Для обеспечения конкурентной способности своей продукции на рынке горные предприятия ищут резервы повышения качества эксплуатации уже разведанных и вскрытых запасов.

Повышение качества эксплуатации разведанных и вскрытых запасов формирует проблему, актуальность которой повышается с ростом потребности в металлах и уменьшением инвестиций в их добычу.

При решении указанной проблемы трудно переоценить направление использования положительного опыта прошлых лет. Он важен потому, что горнодобывающая промышленность СССР во второй половине прошлого века характеризуется высоким научно-техническим уровнем, который еще не достигнут в России за последние 25 лет [4, 18].

Этому периоду посвящен целый ряд публикаций, объективным недостатком которых является поиск путей совершенствования только балансовых запасов с безвозвратной потерей забалансовых. Основное внимание уделялось интенсификации извлечения руд на поверхность для обогащения.

Обогатительная ветвь горного производства не справлялась с увеличившимся разубоживанием, что привело к потере металлов и увеличению объемов хвостов переработки.

После уменьшения инвестиций в горную промышленность и прекращения дотации в распоряжении горных предприятий остается изыскание путей улучшения технико-экономических показателей за счет мобилизации внутренних резервов. Освоение таких неиспользованных в полной мере технологий является крупным вкладом горняков Садона. Садон по праву является пионером подземной добычи полиметаллов в мире, потому что к выщелачиванию балансовых свинцово-цинковых руд в масштабах месторождения приступил еще в 1975 г., ранее других отраслей.

Целью настоящего исследования является анализ вклада горняков РСО-Алания в развитие горного производства для творческого использования при восстановлении утраченного экономического потенциала.

Результаты исследования и их обсуждение

Примером использования внутренних резервов является практика Садонского свинцово-цинкового комбината (Северная Осетия – Алания) [5, 12]. Геологоразведочные и горно-эксплуатационные работы на Садонском месторождении производятся с 1853 г.

С 1853 г. по 2004 гг. на его рудниках добыто более 500 тыс. т свинца и 830 тыс. т цинка. В 1927 г. он был единственным в России производителем цинка и 63 % свинца. В годы Великой Отечественной войны две пули из трех были отлиты из Садонского свинца.

Производственная мощность составила в 1936 г. 210 тыс. т, в 1943 г. - 20 тыс. т, а в 1970-е годы достигала 745 тыс. т руды в год.

При использовании технологии преимущественно с открытым выработанным пространством здесь принимали меры по улучшению качества добываемых руд.

В 1940-х годах для уменьшения разубоживания руд при выпуске использовали гибкие разделяющие дерево – канатные перекрытия конструкции проф. Остроушко И.А.

В 1980-х годах была применена технология с закладкой технологических пустот бетонобетонной смесью, отличающаяся от подобных ей технологий минимизацией потерь обогащенной рудной мелочи и разубоживания породами при выпуске руд.

Способ отработки с цементированием поверхности закладки освоен при отработке нижней части Згидского месторождения. Блоки в пределах жилы с крутым углом падения, вскрытой на глубину 300 м, готовили пройденными по руде восстающими. Очистные работы начали с кровли нижнего штрека без оставления надштрековых целиков. По окончании выемки первого слоя высотой 2,2 м, отбиваемого на откаточный горизонт, штрек крепили деревянными рамами и наращивали рудоспуск в середине блока. Горизонтальные слои

отрабатывали от середины камеры до флангов. Выработанное пространство заполняли слоем породы высотой 0,8 м и заливали цементным раствором (рис. 1).

После выемки слоя над рудоспуском отрабатывали половину слоя в направлении к одному из флангов блока. После выемки половины слоя его закладывали, покрывали заложенную часть песчано-цементным раствором и отбивали вторую половину блока в той же последовательности. Разновременная обработка слоев обеспечивала достаточное для твердения бетона время.

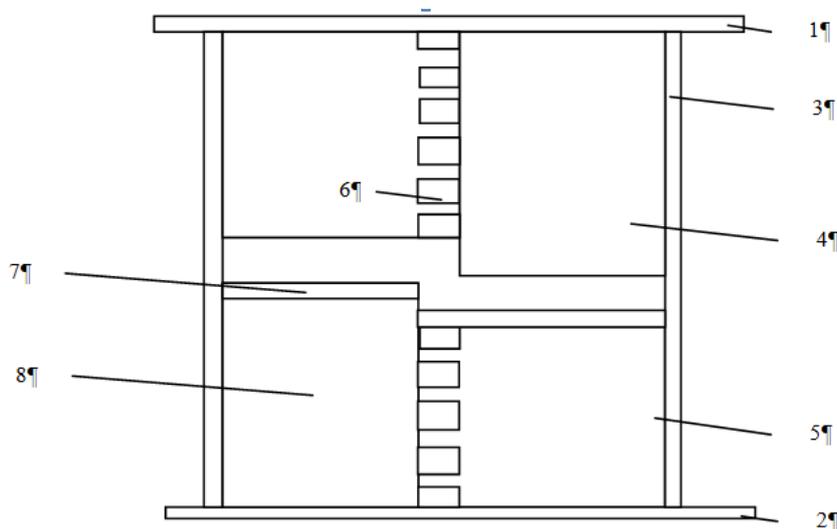


Рис. 1. Выемка горизонтальными слоями с бетонированием поверхности закладки:
 1 - вентиляционный штрек; 2 - откаточный штрек; 3 - подготовительный восстающий;
 4 - руда; 5 - закладочная смесь правой половины блока; 6 - наращиваемый рудоспуск;
 7 - бетонный настил; 8 - закладочная смесь левой половины блока

Цементный раствор приготавливали неподалеку от блока. Прочность бетона становилась достаточной для сохранности бетонного слоя от взрывов через 5 дней. Экономия от замены рудного целика искусственным массивом при отработке одного блока составила 1200000 долларов в ценах 1988 г. Отработку с закладкой выработанного пространства бетоном по восстанию применяли на участке рудного целика под рекой Садонка длиной 90 м на глубине 110 м. Мощность жилы 3-5 м, угол падения 80°, крепость руды и вмещающих пород 8-10 со средней устойчивостью. Блок длиной и высотой 50 м разделяли на две камеры. Целью эксперимента было обеспечение высокого извлечения руда при минимизации потерь богатой рудной мелочи в закладке.

Нисходящая отработка блоков горизонтальными слоями с закладкой осуществлена на участке с особо сложными условиями при глубине 1700 м от поверхности. Нарушенность массива системами трещин, температура до 42° и относительная влажность 80 % осложняли геомеханические условия разработки. Рудная жила имела угол падения 85° и непостоянную мощность: пережимы 0,6-0,8 м чередовались с раздувами 5-6 и более метров.

Нисходящая отработка руд с бутобетонной закладкой характеризуется показателями:

- бетон не разрушается уже в суточном возрасте из-за хорошей адгезии с ранее уложенным бетонным основанием и армирования;
- бока очистных выработок удерживаются анкерами и деревянными армирующими элементами;
- обогащенная рудная мелочь смывается с почвы лент водой и без потерь выдается из очистного пространства (табл. 1).

Таблица 1

Показатели добычи руд нисходящими слоями с бутобетонной крепью

Основные процессы	Показатели качества	
	Полнота выемки, м ³	Чистота выемки, м ³
Взрывная отбойка	4,0	7,0
Разборка крепи и выпуск	0,3	0
Смыв руды со стен и почвы слоя	0,5	1,2
Показатели на 1 ленту	4,8	8,6
Извлечение руды, %	97,6	-
Разубоживание руды, %	-	4,2

Созданная на Садонском руднике технология отработки с высоким качеством в условиях высокого горного давления и температуры положена в основу применяемых на рудниках России систем разработки, например, рудники Норильска, Печенганикель и др.

Садон и сейчас обеспечен запасами металлов на десятки лет, но эти запасы недоступны для отработки традиционными технологиями, потому что содержание металлов в них примерно на 40 % меньше, чем необходимо для рентабельной отработки (табл.2) [9, 17].

Таблица 2

Обеспеченность ССЦК запасами руд

Параметры	Запасы, %			Потери в недрах, % от балансовых
	Балансовые	Забалансовые	Прогнозные	
Запасы руды, % от балансовых	100	16	280	130
Содержание металлов, % от балансового	100	60	150	150
Обеспеченность запасами при достигнутой производительности, лет	16	16	27	30

Основные запасы металлов находятся в боковых породах выработанного пространства и в виде эксплуатационных потерь и закладок. Если запасы непригодны для технологий, то технологии заменяют такими, для которых имеющиеся руды были бы доступны. Такими технологиями являются варианты с выщелачиванием металлов из руд [6, 13].

Направление использования технологии подземного выщелачивания было реализовано на Садонских рудниках одними из первых в мировой практике.

На рудниках Садона выщелачивание металлов может осуществляться:

- из потерянных в выработанном пространстве руд;
- из боковых оруденелых пород;
- из горной массы, служившей закладочным материалом;
- как способ извлечения металлов из бедных руд на месте залегания;
- как способ извлечения металлов из промышленных стоков [7, 16].

На Садонском руднике образовано 1,6 млн м³ пустот, в которых потеряно много руд. Месторождение приурочено к мощной зоне разлома, что способствовало образованию ореолов рассеивания оруденения в боковых породах. Поэтому новая технология обеспечена солидной базой запасов.

Достижение экономической эффективности в таких условиях возможно при использовании дешевых и малотрудоемких технологий, исключая ряд сложных и дорогих процессов, например выщелачивание (рис.2) [8, 14-15].

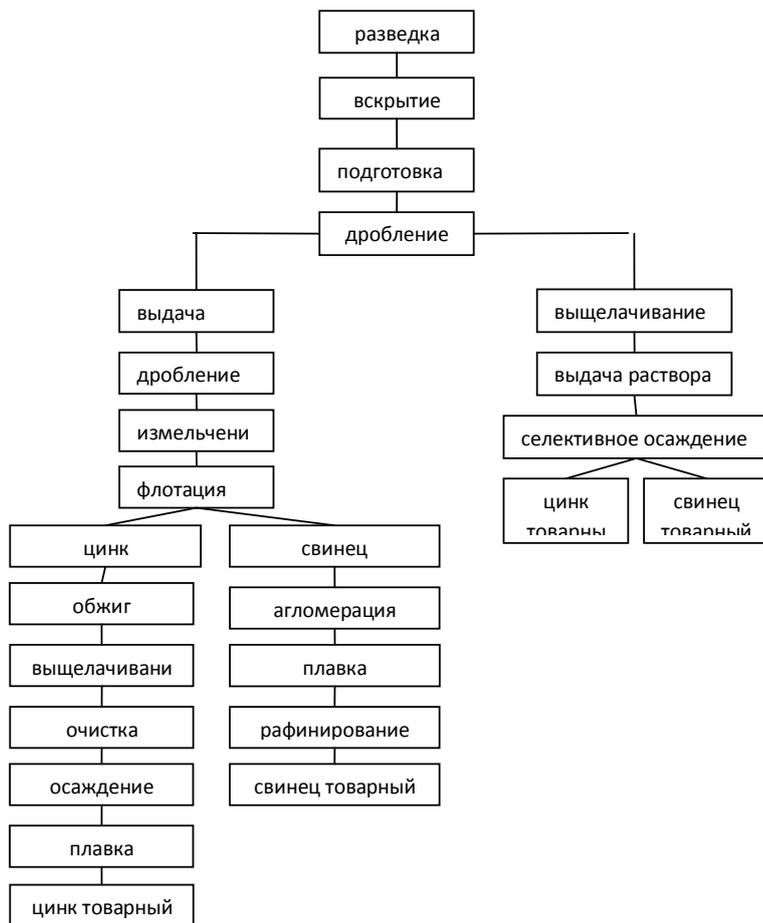


Рис. 2. Схема добычи металлов комбинированным способом

На Архонском месторождении за 51 рабочий день кальцинированной содой получено 40 т концентрата (рис.3).

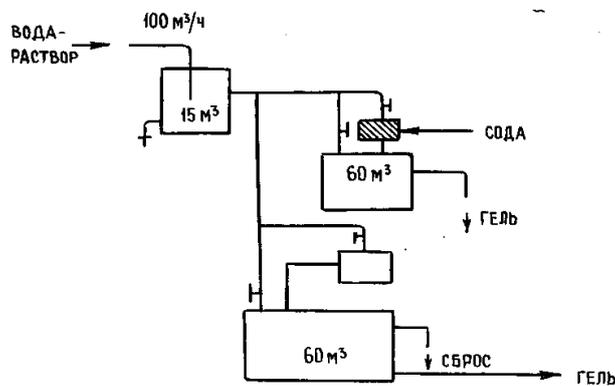


Рис. 3. Схема извлечения металлов из растворов природного выщелачивания

На Садонском месторождении из некондиционных отходов добычи с содержанием цинка 0,55% и свинца 0,15% извлечено: цинка 75% и свинца 21%.

На Фиагдонском месторождении за 48 суток получено 32 т концентрата.

Выполненными в 70-х годах прошлого столетия промышленными исследованиями установлено, что содержание металлов в отходах горного цикла может быть уменьшено до 0,15-0,2% суммы свинца и цинка. Доказано, что из окисленных руд выщелачивание цинка возможно слабокислой водой, хлорной водой и слабыми азотнокислыми растворами [9].

Для выявления возможности выщелачивания металлов из металлосодержащих пород были отобраны, усреднены и сокращены пробы. В осредненной пробе содержалось 0,55% цинка и 0,15% свинца. Пробы дробили в кусковой дробилке с шириной щели 15 мм, с прохождением через сито 15 меш 80% пробы.

Выщелачивание осуществлено хлорной водой, содержащей 0,8-1,2 г/м³ хлора. Скорость подачи растворов регулировалась так, чтобы на выходе рН имел величину 6,0-6,5. В ходе процесса делались перерывы длительностью до 5 сут., что способствовало увеличению концентрации металлов в растворах.

После пропуска через колонны растворов 20-25 л/кг извлечение составило: цинка 75% и свинца 18% от исходного количества. Содержание в растворе цинка изменялось в пределах 40-460 мг/л и свинца 4,5-6,0 мг/л. После того, как концентрация цинка в растворе выщелачивания установилась на уровне 30-40 мг/л, колонны были промыты раствором, содержащим 100 г/л соли (NaCl) из расчета 7-8 л/кг для выщелачивания свинца. При увеличении концентрации кислоты до 15 г/л содержание свинца в растворе достигло 75 мг/л при содержании цинка 200 мг/л и наличии в растворе свободной кислоты. При повторном пропускании раствора через колонну при сниженной скорости вдвое концентрация металлов в нём удвоилась.

В третьем цикле пропускания раствора через колонну содержание цинка уменьшилось с 430 до 380 мг/л и увеличилось свинца с 100 до 150 мг/л.

В конечном итоге было извлечено 76,2 % цинка и 20,6 % свинца.

Стоимость единицы полученных выщелачиванием металлов:

$$C = \frac{c_v + c_{пн} + c_o}{\gamma \varepsilon_1 \varepsilon_2} + (Z_p + Z_3)$$

где C - стоимость одной тонны полученных металлов, руб.;

c - стоимость вскрытия месторождения на единицу руды, руб.;

c_{пн} - стоимость подготовительных и нарезных работ на единицу руды, руб.;

c_o - стоимость отбойки на единицу руды, руб.;

γ - содержание металлов в руде, %;

ε₁ - коэффициент извлечения металлов из руды в раствор;

ε₂ - коэффициент извлечения металлов из раствора в товарные осадки;

Z_p - стоимость реагентов для выщелачивания на 1 т металла в товарных осадках, руб.;

Z₃ - расходы на выщелачивание 1 т металла, руб.

На основании накопленного опыта выщелачивания был разработан проект выщелачивания руд Какадурского участка Фиагдонского месторождения. Подача растворов реагентов должна была производиться с дневной поверхности через скважины. Насыщенные металлами растворы выдаются на поверхность для извлечения металлов. Реагент - хлорную воду получают растворением соли и серной кислоты так, чтобы кислотность была 2-3 г/л. Содержание металлов в растворах отвечает их соотношению в руде при концентрации соли 80-100 г/л. Для активизации процесса вместе с водой подается пиритный концентрат.

Осаждение цинка производится кальцинированной содой, свинца - содой или цинковой пылью. Запроектировано получать растворы, содержащие 210 г/м³ цинка и 200 г/м³ свинца. Производительность на первом этапе 150 м³/ч растворов. На поверхности оборудуется 3 траншеи емкостью по 300 м³.

Первая из них предназначена для освобождения растворов от твердых взвесей отстоем, две другие - для осаждения металлов. За ними размещается приёмный колодец насосов, которыми растворы закачиваются в питающие скважины. В этот же колодец поступают растворы соли и серной кислоты. Гель металлов направляется на завод. Производительность установки на первом этапе - 180 т цинка и такое же количество свинца в год. Эффективность выщелачивания определялась расчетом в ценах 1975 г.

При извлечении 60% металлов погашение капитальных затрат составит 20 руб. /т на 1 т извлеченного металла. Эксплуатационные расходы 325 руб. /т. Стоимость подачи геля на фабрику по трубопроводу на расстояние 15 км составит 20 руб. /т и обезвоживание 7 руб. /т.

Себестоимость 1 т металлов в продукте: 325+20+7=352 руб.

При товарной стоимости только основных металлов 410 руб. /т. Технология уже становится экономически эффективной, а при изготовлении хлорной воды в электролизных ваннах и осаждении металлов растворами едкого натрия, полученными попутно, эксплуатационные расходы снизятся почти вдвое:

$$410 - 176 = 234 \text{ руб./т.}$$

Эффект использования технологии увеличивался при расширении масштабов производства.

На Какадурском участке активная орошаемая площадь составит около 20000 м. С неё можно получать минимально 500 м³/ч растворов с содержанием металлов 600-700 г/м³. Производительность участка увеличивается до 8 т металлов в сутки. Активная орошаемая площадь Фиагдонского месторождения может быть доведена до 50000 - 60000 м².

В 1973 г. на Фиагдонском месторождении металлы добывали традиционными способами при себестоимости 900-1000 руб. за 1 т.

Стоимость выщелачивания металлов составляет: при выщелачивании руд, содержащих суммарно 0,85 % металлов, - 320 руб. /т, а из хвостов, содержащих в сумме 1,65 % металлов, - 250 руб. /т.

Для сравнения руда, содержащая 0,9 % свинца и 1,76 % цинка, перерабатывалась по традиционной технологии при извлечении 88 % с себестоимостью 1 т металлов в концентрате 631 руб.

После ввода в работу только трех запроектированных участков с них предполагалось получать до 2500 т цинка в год в товарных осадках стоимостью около 800 тыс. руб., исключив при этом расходы по очистке сбросовых рудничных вод на трех рудниках, которые он обязан обезвреживать с затратами 450-500 тыс. руб./г.

Первый в мировой истории горного производства проект подземного выщелачивания полиметаллов был дискредитирован тем, что на заводе «Электроцинк» не была освоена технология извлечения металлов из продукта выщелачивания - гелевого концентрата.

Развитие ресурсосберегающих технологий могло бы обеспечить комбинату экономическую безопасность при изменении экономической системы России.

Прорывные совершенствования технологии добычи руд В РСО-Алания представляют собой важный вклад в прогресс горнодобывающей отрасли экономики России [10].

Заключение

Экономические возможности горнодобывающих предприятий улучшаются путем повышения качества добываемого сырья за счет рационального использования внутренних резервов. В условиях становления рынка эффективность эксплуатации рудных месторождений повышается при комбинировании традиционных и инновационных способов добычи руд. При поиске путей возрождения былого потенциала целесообразно учитывать ценный опыт горняков РСО-Алания в реализации ресурсосберегающего производства.

Список литературы

1. Golik V.I., Razorenov Yu.I., Ignatov V.N., Khasheva Z.M. The history of Russian Caucasus ore deposit development // The Social Sciences (Pakistan). 2016. Vol. 11. No 15. P. 3742-3746.
2. Управление качеством руд при освоении ресурсосберегающих технологий / Габараев О.З., Бадтиев Б.П., Лолаев А.Б., Хулелидзе К.К., Максимов Н.П. // Устойчивое развитие горных территорий. 2014. № 4. С. 43-51.
3. Голик В.И., Дмитрак Ю.В., Хашева З.М., Шульгатый Л.П. Экономическая эффективность использования свойств массива при добыче руд: сборник научных статей. Краснодар: Изд-во Южного института менеджмента, 2018. С. 29-34..
4. Голик В.И., Разоренов Ю.И., Лукьянов В.Г. Эколого-экономические аспекты ресурсосбережения при разработке месторождений полезных ископаемых. Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. 2017. Т. 328. № 6. С. 18-27.

5. Голик В.И., Разоренов Ю.И., Каргинов К.Г. Основа устойчивого развития РСО-Алания – горнодобывающая отрасль // Устойчивое развитие горных территорий. 2017. №2(32). С. 163-172.
6. Оценка коренных и техногенных месторождений РСО-Алания как возможных объектов применения технологии подземного и кучного выщелачивания / Хулелидзе К.К., Кондратьев Ю.И., Бетров З.С., Заалишвили В.Б. // Устойчивое развитие горных территорий. 2016. №1(Т.8). С. 121-127.
7. Выщелачивание полиметаллических руд серноокислотно-хлоридными растворами на основе дегазированной воды / Кондратьев Ю.И., Хулелидзе К.К., Леонтьева Л.Г., Крамчанин Р.А. // Устойчивое развитие горных территорий. 2012. № 4 (14). С.45-51.
8. Дмитрак Ю.В. Камнев Е.Н. АО «Ведущий проектно-изыскательский и научно-исследовательский институт промышленной технологии» - Путь длиной в 65 лет // Горный журнал. 2016. №3. С. 6-12.
9. Комащенко В.И. Эколого-экономическая целесообразность утилизации горнопромышленных отходов с целью их переработки// Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2015. № 4. С. 23-30.
10. Голик В.И., Комащенко В.И., Качурин Н.М. К проблеме подземной разработки рудных месторождений центрального федерального округа //Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. № 4. С. 127-139.
11. Ермашина Е. Б. Анализ условий диверсификации в горнодобывающем комплексе РСО-Алания // Вестник Адыгейского государственного университета. Сер.: Экономика. 2011. Вып. 2. С. 80-85
12. . Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Burdzieva O. Metal deposits combined development experience // Metallurgical and Mining Industry. 2015. Vol. 7. No 6. P. 591-594.
13. Golik V.I., Razorenov Y.I., Polukhin O.N. Metal extraction from ore beneficiation codas by means of lixiviation in a disintegrator// International Journal of Applied Engineering Research. 2015. Vol. 10. No 17. P. 38105-38109.
14. Голик В.И., Разоренов Ю.И., Лукьянов В.Г. К проблемам конверсии технологий разработки металлических месторождений // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. 2016. Т. 327. № 12. С. 54-61.
15. Голик В.И., Полухин О.Н. Природоохранные геотехнологии в горном деле. Белгород, 2013. 284 с.
16. Golik V.I., Razorenov Yu.I., Ignatov V.N., Khasheva Z.M. The history of Russian Caucasus ore deposit development // The Social Sciences (Pakistan). 2016. Vol. 11. No 15. P. 3742-3746.
17. Грязев М.В., Качурин Н.М., Захаров Е.И. Тульский государственный университет: 85 лет на службе отечеству // Горный журнал. 2016. № 2. С. 25-29.
18. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Радченко Д.Н. Реализация концепции устойчивого развития горных территорий - базис расширения минерально-сырьевого комплекса России // Устойчивое развитие горных территорий. 2015. № 3. С. 46-50.

Сведения об авторах

Дмитрак Юрий Витальевич, д-р техн. наук, ректор, ФГБОУ ВО «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», Владикавказ, Россия. E-mail: dmitrak@yandex.ru.

Габараев Олег Знаурович, д-р техн. наук, профессор, зав. кафедрой «Горное дело», ФГБОУ ВО «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», Владикавказ, Россия. E-mail: gabar@skgmi-gtu.ru

Баликоев Арсен Анатольевич, д-р эконом. наук, профессор, зав. кафедрой «Археология и дизайн», ФГБОУ ВО «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)», Владикавказ, Россия.

Дзеранов Борис Витальевич, канд. геол.- мин. наук, доцент, заведующий отделом геологии, гидрогеологии и геоэкологии, Геофизический институт – ВНИЦ РАН. Владикавказ, Россия.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕНДЕНЦИЙ РАЗВИТИЯ ЩЕКОВЫХ ДРОБИЛОК НА ОСНОВАНИИ МАССИВА ОТОБРАННЫХ ПАТЕНТОВ И ИЗОБРЕТЕНИЙ И ГРАФА АНАЛОГОВ

Кольга А.Д., Першин Г.Д., Землякова В.Е.

Аннотация: В статье приведен обзор основных научных направлений в сфере дробления крупных кусков горных пород. Проведен патентный поиск среди щековых дробилок, в процессе рассмотрения которого были выявлены основные тенденции направления и темпы развития данного оборудования. Обозначены приоритетные направления исследований в данной области.

Ключевые слова: щековая дробилка, горная порода, тенденции развития, патент.

Операция дробления является одной из ключевых в процессе обогащения полезных ископаемых, которая относится к процессу рудоподготовки сырья к обогащению. На данный процесс приходится практически 2/3 общих капитальных и эксплуатационных расходов.

Совершенствование оборудования для данной операции является одной из важнейших задач в горной промышленности.

Известно, что разработка новых образцов техники, а также совершенствование уже существующих конструкций требует выработки инновационных технических решений, которые, в свою очередь, требуют изучения широкого круга источников научно-технической информации.

Одним из важных источников информации, позволяющим оценить достигнутый технический уровень и тенденции развития рассматриваемого объекта техники, является изучение патентного фонда.

Патентный поиск среди правоохранных документов России проводится по базам данных Федерального института промышленной собственности. Прежде чем приступить к определению тенденций, необходимо выполнить следующие этапы:

1. Определение классификационной рубрики по Международному патентному классификатору (МПК), к которой относится данный ТО и его элементы (узлы и механизмы) и построение соответствующего графа.

2. Поиск и выявление в соответствии с выбранным регламентом изобретений и патентов, близких по сути решаемой задачи и техническому содержанию создаваемого ТО и его элементам.

На основании массива отобранных патентов и изобретений и графа аналогов ТО были выделены наиболее часто встречающиеся цели изобретений.

Затем на основе анализа целей изобретений и массива отобранной патентной документации установлены наиболее перспективные (востребованные) потребительские свойства для данного вида ТО, которые и определяют основные тенденции в развитии объекта.

В результате поиска по классу МПК В02С 1/04 (2006.01) были изучены и отобраны авторские свидетельства и патенты России за последние 19 лет (с 2000 г.). Под критерии поиска попали 107 патентов. Использовались следующие ключевые слова: щековая дробилка, узлы щековой дробилки, конструкции щековой дробилки, динамическое дробление, ударное дробление.

В патентах отражены цель описываемого изобретения или технический результат, на достижение которого направлены предлагаемые мероприятия, то, каким образом эта цель достигается. Описано устройство предлагаемой конструкции и принцип ее действия. Благодаря такой структуре патентных документов их анализ позволяет оценить технический уровень развития рассматриваемого объекта техники и тенденции совершенствования его конструкции [2].

В процессе рассмотрения патентов были выявлены основные тенденции, которые характеризуются направлениями и темпами развития. Были приняты во внимание следующие направления:

- технологические возможности, определяют основные технологические параметры механического режима работы щековых дробилок: угол захвата, ход подвижной щеки, частота вращения рабочего вала, производительность, потребляемая мощность электродвигателя, степень дробления;
- надежность щековых дробилок, характеризует способность выполнять требуемые функции в заданных режимах и условиях работы, технического обслуживания, ремонтов, хранения и транспортировки;
- качество изделия, определяет точность и качество конструкционной сборки;
- КПД (коэффициент полезного действия), определяет эффективность работы щековых дробилок в отношении преобразования или передачи энергии;
- простота конструкции щековых дробилок, характеризует уменьшение деталей и узлов размольного оборудования;
- габариты и масса щековых дробилок, определяют стремление уменьшить в размерах и массе данное оборудование.

В таблице представлены тенденции развития щековых дробилок.

Тенденции развития щековых дробилок

Тенденция развития	Количество патентов
Технологические возможности	49
Надежность	41
Качество изделия	7
КПД	5
Простота конструкции	4
Габариты и масса	1
Итого	107

Данные таблицы наглядно изображены на диаграмме (см. рисунок):

Исходя из данных рисунка и анализируя просмотренные патенты, можно сделать вывод, что основными тенденциями развития щековых дробилок являются потребительские свойства: надежность и технологические возможности.

Патентный поиск установил, что большая часть технических решений направлена на повышение технологических возможностей работы дробилки, которые достигаются за счет устранения холостого (обратного) хода подвижной щеки, проектирования и установки двух камер дробления. К примеру, в полезной модели RU №185588 установлены две камеры дробления, за счет этого увеличивается производительность и повышается эффективность работы дробилки. Патент RU № 2015126392 – щековая дробилка, включающая корпус с камерой для пропуска раздробленных кусков кондиционной фракции дробимого материала, неподвижную щеку и связанную с приводом подвижную щеку с равномерно расположенными сквозными отверстиями, отличается тем, что с тыльной стороны неподвижной щеки параллельно ей установлена по меньшей мере одна подпружиненная плита с бойками, проходящими сквозь отверстия, выполненными в неподвижной щеке, причем подпружиненная плита снабжена виброударным приводом, а в корпусе установлена дополнительная камера для пропуска прошедших через сквозные отверстия в подвижной щеке мелких частиц некондиционной фракции дробимого материала.



Тенденции развития щековых дробилок

Качество дробления повышается за счет правильного выбора профиля футеровки щек, материала футеровки, траекторией движения щек и геометрических параметров камеры дробления. При совершенствовании щековых дробилок следует интенсифицировать взаимодействие щек, использовать футеровку и дополнительные элементы на щеках (такие как рифления), уменьшить подвижную массу щек, обеспечив их прочность на удар, сжатие и истирание, использовать виброударные механизмы на щеках. Патент RU № 2611175 – вибрационная щековая дробилка, содержит несущее основание, пассивная и активная щеки подвешены с возможностью качания на горизонтальных осях. Подвижная щека содержит дебалансный вибратор. Изобретение обеспечивает упрощение конструкции и высокую эффективность дробления. В патенте RU № 2016115884 дебалансные вибраторы установлены в наклонной стенке выступа корпуса, обеспечивая синхронное вращение в противоположных направлениях и совместное движение щек в противофазе. Дробление без подпрессовывания материала обеспечивает пропускную способность и повышение эффективности дробления.

А в патенте RU № 144640 повышается качество измельчаемых горных пород и материалов, за счет того что в известной щековой дробилки установлены рифления плит в виде выступов с криволинейной поверхностью, они выполнены в виде полусфер, контактирующих между собой основаниями, причем выступы расположены рядами по всей поверхности дробящих плит. При этом выступы в виде полусфер одного ряда смещены относительно выступов в виде полусфер смежного ряда на половину шага. Такое конструктивное выполнение устройства позволяет уменьшить контактную площадь выступов дробящих плит с дробимым материалом, что приводит к разрушению горных пород и материалов под действием растягивающих напряжений, возникающих одновременно в результате расклинивания и изгиба. В патенте RU №166956 щековая дробилка включает корпус с рабочей камерой, неподвижную щеку, подвижную щеку с расположенными на ней рабочими элементами и привод, отличающаяся тем, что на рабочей

поверхности подвижной щеки расположены дополнительные рабочие элементы корончатой формы.

Повышение надежности щековых дробилок достигается за счет снижения трудоемкости работ по техническому обслуживанию и проведению ремонтновосстановительных работ. Рабочие органы дробилки – щеки, подвержены воздействию больших нагрузок и истиранию, в результате этого требуется их частая замена. Повышение надежности может быть обеспечено за счет усовершенствования конструкции их крепления, позволяющей обеспечить простоту и легкость замены в случае выхода их из строя.

В большинстве конструкций щековых дробилок неподвижная щека, из-за большого ее веса состоит из нескольких частей. Между собой эти части скрепляются болтовыми соединениями. В режиме вибрации для исключения раскручивания болтового соединения между гайкой и корпусом части станины устанавливается косая шайба, обеспечивающая надежное соединение эквивалентное клепаному. Предлагаемая в патенте RU №53935 конструкция болтового соединения с косой шайбой частей станины позволит обеспечить его надежность и исключить остановки дробилки по причине раскручивания [5].

Повысить надежность дробилки в работе согласно патенту RU №2317854 можно за счет того, что рабочий орган для ворошения застревающих кусков дробимого материала расположен в вертикальных направляющих под днищем дробилки, связан с механизмом вертикального перемещения и выполнен в виде проходящей через паз в днище и прилегающей к плоскости станины со стороны камеры дробления плиты с рифленой рабочей частью и торцевым скосом.

Анализ показал, что патенты, повышающие надежность функционирования щековых дробилок для дезинтеграции горных пород в основном направлены на повышение прочности и надежности узлов конструкций; обеспечение рыхление продукта, забивающего выходную щель дробилок; повышение эффективности защиты рабочих органов от повреждения их не дробимыми телами; обеспечение принудительного проталкивания материала и в рабочей зоне дробления; упрощение конструкции; борьбу с воздействием вибраций на элементы привода, основание, конструктивные элементы [5].

Большое количество патентов посвящено совершенствованию конструкции привода и его кинематической связи с рабочими органами дробилок.

Патентный поиск в области совершенствования щековых дробилок позволил установить технический уровень конструкций дробилок, обозначить приоритетные направления исследований в данной области. Анализ показал, что предлагаемые технические решения инновационны.

Список литературы

1. Анализ патентов как фактор исследования технического уровня развития техники на примере щековых дробилок /А.С. Васильев, Н.С. Крупко; Петрозаводский государственный университет // Инженерный вестник Дона 2016. № 2.
2. Горностаев В.Н. Краткий обзор работ в области развития методологии анализа и синтеза патентоспособных объектов техники // Инженерный вестник Дона, 2013, № 4.
3. Потёмкин С.А. Совершенствование методов расчета и обоснование рациональных параметров щековых дробилок: дис. ... канд. техн. наук. М. 2000.
4. Шегельман И.Р., Васильев А.С., Щукин П.О. Анализ объектов интеллектуальной собственности, направленных на повышение производительности щековых дробилок // Актуальные направления научных исследований: от теории к практике: материалы III междунар. науч. практ. конф. Чебоксары, 2015 (29.01.2015).
5. Шегельман И.Р., Васильев А.С., Щукин П.О. К вопросу о повышении надежности функционирования щековых дробилок при дезинтеграции горных пород // Новое слово в науке: перспективы развития : материалы III междунар. науч.-практ. конф. (05.03.2015). Чебоксары: ЦНС «Интерактив плюс», 2015.

6. К разработке имитационной модели процесса функционирования дробильных технологических систем /Шегельман И.Р., Щукин П.О., Галактионов О.Н., Суханов Ю.В., Васильев А.С., Крупко А.М. // Материалы республиканской научно-практической конференции «Инновации в промышленности и социальной сфере». Петрозаводск, 2015.

7. Васильев А.С., Шегельман И.Р., Щукин П.О. Патентный поиск в области оборудования для дезинтеграции горных пород // Наука и бизнес: пути развития. 2015. №2. С. 24-26.

8. Айбашев Д.М., Кольга А.Д. Возможности снижения нагрузок в щековых дробилках // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. № 4. С. 77-80.

9. Землякова В.Е. Кольга А.Д., Утешев Е.Т. Современные тенденции развития оборудования для дробления крупных кусков горных пород // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2019. Вып.19. С. 98-101.

10. Kick F. Das Geserz der proportionalen wederstande und seine.Anwendung Dinglers, 1885.

11. Rittinger P.V. Lenbruch fur Aufbereitungakunde. Berlin, 1967.

Сведения об авторах

Кольга Анатолий Дмитриевич, д-р техн. наук, проф., заведующий кафедрой ГМиТТК ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова», Россия. Тел.: 8 (3519) 29-85-45. E-mail: kad-55@magtu.ru

Першин Геннадий Дальтонович, д-р техн. наук, проф., ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова», Россия.

Землякова В. Е. аспирант кафедры ГМиТТК ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова», Россия. E-mail: zemlyakova.ve@gmail.com

УДК 666.7:553.682

АНАЛИЗ ВОЗМОЖНОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ОТСЕВОВ МАГНЕЗИТА ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ВЫСОКОЧИСТОГО ОКСИДА МАГНИЯ

Масалимов А.В.

Аннотация: В настоящее время возрастают требования к качеству огнеупорной продукции. Это в первую очередь повышение содержания оксида магния и снижение содержания нежелательных примесей, таких как оксиды кальция и кремния. В то же время снижается качество сырья, что приводит к необходимости совершенствования технологии переработки добываемого сырья с учетом вышесказанного. Одним из путей повышения эффективности производства является поиск и вовлечение в технологический процесс новых материалов, ранее для этого не применявшихся.

Ключевые слова: магнезит, термический анализ, бикарбонатный способ.

В промышленных условиях удаление кусков доломита из горной массы, содержащей смесь магнезита с доломитом, производят обогащением в тяжелой водной суспензии ферросилиция. Сущность этого способа заключается в том, что плотность доломита ниже, чем у магнезита, и в процессе обогащения магнезит всплывает, а доломит тонет. Перед обогащением природный магнезит измельчают до фракции $-120,0+0,0$ мм, из которой отсевом удаляют фракцию $-8,0+0,0$ мм, а затем разделяют на фракции $-120,0+60,0$ и $-60,0+8,0$ мм. Обогащение в тяжелых суспензиях позволяет из сырья, содержащего до 15% примесей пустой породы, получить концентрат, содержащий 45-46 % MgO, 0,5-0,8 %, SiO₂ 0,8-1,2 % CaO, при степени извлечения магнезита (85-95) %. Полученный концентрат обжигают. Примеси SiO₂ и FeO при обогащении в тяжелых суспензиях не отделяются [1]. Расход суспензии составляет 300 г на тонну магнезитового концентрата, степень удаления CaO достигает 63,5 % [2].

Магнезит, добываемый в настоящее время в Саткинском месторождении, подвергается гравитационному тяжелосреднему обогащению. Однако данный вид обогащения применяется только для сырья крупностью не менее 8 мм [3,4]. В связи с чем фракция $-8,0+0,0$ мм направляется на хранение. Химический состав магнезита фракции $-8,0+0,0$ мм представлен в табл. 1

Таблица 1

Химический состав отсевок магнезита фракции $-8,0+0,0$ мм Саткинского месторождения

Массовая доля, %						ППП
MgO	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	S	
44,04	2,22	0,50	1,83	0,96	0,15	49,43
89,1	4,5	1,01	3,7	1,95	0,31	-

Установлено, что во фракции $-8,0+0,0$ мм содержится в значительное количество нежелательных примесей и относительно низкое содержание оксида магния до 90% в полностью прокаленном состоянии.

Для определения нахождения карбоната кальция в магнезите Саткинского месторождения в фазе доломита или в фазе кальцита был проведен термогравиметрический анализ процесса разложения. Термический анализ выполнен на синхронном термоаналитическом приборе STA (Jupiter 449 F3) фирмы «NETZSCH». Все исследования проводились в условиях непрерывного нагрева магнезита до температуры 900°C со скоростью 20° /мин в атмосфере инертного газа (аргон). Результаты термогравиметрического анализа (ТГ) сведены в табл. 2.

Таблица 2

Диссоциация минералов отсевок магнезита -8,0+0,0 мм Саткинского месторождения

Изменение массы, %		Диссоциация минерала (CO ₂ ,%)		
30-100°C	100-900°C	FeCO ₃	MgCO ₃	CaCO ₃
0,13	44,14	0,36	38,91	5,26

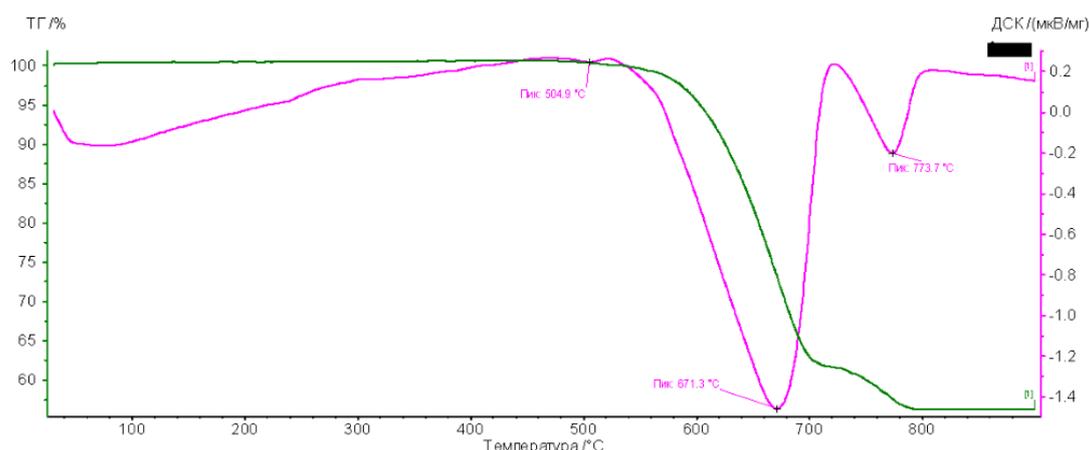
Фазовый состав отсевок магнезита фракции -8,0+0,0 мм определен расчетным методом по результатам термогравиметрического анализа и представлен в табл. 3, где для сравнения приведены результаты определения MgCO₃ с учетом коррекции на гравиметрический метод.

Таблица 3

Фазовый состав отсевок магнезита фракции -8,0+0,0 мм Саткинского месторождения

MgCO ₃		FeCO ₃	CaCO ₃	MgO		FeO	CaO
ТГ	Гравим.			ТГ	Гравим.		
74,3	80,8	0,95	11,9	35,4	38,5	0,6	6,7

На рисунке 1 представлены термограммы отсевок магнезита фракции -8,0+0,0 мм Саткинского месторождения.



Термограмма отсевок магнезита фракции -8,0+0,0 мм Саткинского месторождения

Согласно полученным результатам см. рисунок можно утверждать, что диссоциация всех минералов в образце полностью завершается при температуре 800°C, достигая уменьшения массы на 50%, и при дальнейшем нагревании не изменяется. Определены три основных пика разложения при следующих температурах: 504,9, 671,3 и 773,7°C. Установлено, что разложение образца начинается при температуре около 476°C и достигает максимума при 671,3°C. Разложение основного минерала – карбоната магния завершается к 711,2°C, при этом убыль массы образца составляет 38%. При дальнейшем подъеме температуры продолжают процессы диссоциации доломитов, представляющих собой непрерывный ряд твердых растворов состава MgCO₃·CaCO₃·FeCO₃.

В мировой практике оксид магния изготавливается по четырем основным технологическим процессам: первый – из растворов солей магния осаждением в виде карбоната или гидроксида магния с последующей термообработкой; второй – гидролитическим разложением концентрированных растворов хлорида магния; третий – сжигание расплава металлического магния, который распыляется кислородом в объем пламенного реактора, четвертый – получение бикарбоната магния методом карбонизации и выщелачивания суспензий оксида магния [5].

Магнезию высокой чистоты с высокой развитой поверхностью можно получать только посредством термического разложения кислородсодержащих соединений магния (карбонатов и гидрокарбонатов), поскольку возможно осуществлять контроль развития реакционной поверхности обжигаемого материала [6,7].

Отходы магнезии измельченные до фракции $-0,1+0,0$ мм направляются на первую стадию выщелачивания – получение карбоната магния. Использование двухстадийного способа получения обусловлено тем, что при одностадийном способе действуют два фактора, препятствующие росту концентрации бикарбоната магния в растворе. Во-первых, необходимо контролировать соотношение твердой фазы к жидкой, поскольку начинается обратный процесс выпадения бикарбоната магния в осадок. Во-вторых, в процессе перехода оксида магния в бикарбонат магния раствор в реакторе интенсивно разогревается вследствие экзотермичности реакции [8].

Первая стадия получения карбоната магния проводилась в деионизированной воде, что обусловлено необходимостью исключения влияния растворенных катионов (железа, кальция) и анионов (хлорид, сульфат) на химический состав получаемого продукта.

На второй стадии полученный карбонат магния подвергался карбонизации в реакторе с получением бикарбоната (гидрокарбоната) магния. Масса загружаемого материала составила 2 кг в виде карбоната магния и воды в количестве 100-120 л. На данной стадии осуществлялся контроль параметров процесса выщелачивания, а именно давления и степени извлечения.

Полученный раствор бикарбоната магния направлялся на фильтрование с целью удаления нерастворимых примесей, представленных частицами кремнезема, кальцита и др. Фильтрование осуществлялось в две стадии: на первой стадии удалялись механические примеси, а на второй стадии применялся катионит в магниевой форме для удаления ионов кальция из раствора по принципу ионного обмена. Химический состав осадка после выщелачивания представлен в табл. 4. Доля осадка от массы загружаемого материала составляет 20,5%. Оксид магния извлекается из материала на 87,2 %.

Таблица 4

Химический состав магнезии, полученной по карбонатному и полукарбонатному методам

Массовая доля, %	MgO	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	ППП	Йодное число
Продукт обогащения	99,23	0,12	0,41	0,19	0,06	0,2	17,45

Полученный фильтрат, содержащий бикарбонат магния, поступал на получение карбоната магния осаждением из раствора посредством нагревания до температуры 90-100°C и выдерживанием при этой температуре в течение 20 мин.

Далее полученный карбонат магния направлялся на сгущение и промывку осадка деионизированной водой и повторное сгущение. Промытый осадок карбоната магния подвергался сушке и прокаливанию до достижения постоянных значений убыли массы при температуре 750°C.

Таким образом, в ходе проведенных исследований, выявлено, что отсеvy магнетита фракции $-8,0+0,0$ мм могут обогащаться бикарбонатным способом. При этом они могут быть использованы для получения высокочистого MgO со степенью чистоты не менее 99% и высокой активностью, соответствующего требованиям для производства высококачественных огнеупоров.

Список литературы

1. Химическая технология огнеупоров: учеб. пособие / И.Д. Кашеев, К.К. Стрелов, П.С. Мамыкин. М.: Интермет Инжиниринг, 2007. 752 с.
2. Кайнарский И.С., Дегтярева Э.В. Основные огнеупоры. М.: Металлургия, 1974. 367 с.
3. Позин М.Е. Технология минеральных солей (удобрений, пестицидов, промышленных солей, окислов и кислот). Ч.1. 3-е изд. Л.: Химия, 1970. 792 с.

4. Пуха И.К. Технология переработки природных солей и рассолов. М.: Химия, 1964. 114 с.
5. Химические методы обогащения магнезита /Д.И. Гавриш, К.К. Стрелов, В.Л. Закутинский и др. // Огнеупоры. 1977. №2. С. 17-23.
6. Новый справочник химика и технолога. Основные свойства неорганических, органических и элементарноорганических соединений. С.Пб.: АНО НПО «Мир и Семья», 2002. 1280 с.
7. Минеральное сырье. Магнезит и брусит: Справочник. М., 1999. 33 с.
8. Клочковский С.П., Смирнов А.Н., Шабалина Ю.В. Исследование процесса выщелачивания оксида магния из магнезита саткинского месторождения с использованием угольной кислоты // Теория и технология металлургического производства. 2010. №1. С. 142-147.

Сведения об авторах

Масалимов Алексей Валерьевич, аспирант, ФГБОУ ВО «Магнитогорский Государственный Технический Университет им. Г.И. Носова» г. Магнитогорск, Россия. +79123150439, a.v.masalimov@yandex.ru

УДК 662.74:662.765

ИССЛЕДОВАНИЕ СОВОКУПНОГО ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ НА ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ УГЛЯ С ПОМОЩЬЮ РЕГРЕССИОННОГО АНАЛИЗА

Петухов В.Н., Свечникова Н.Ю., Алексеев Д.И., Куклина О.В., Юдина С.В., Пузина А.С., Ахметзянов Т.Н., Гаврюшина Я.В.

Аннотация. В статье приведены результаты моделирования флотационного обогащения угля. С помощью регрессионного анализа были построены математические модели для прогнозирования зольностей концентрата и отходов, а также выхода концентрата. Выявлены основные параметры, влияющие на показатели флотации угля, установлено, что на зольность концентрата и отходов в основном влияет расход собирателя. Сопоставимым по значимости с расходом собирателя параметром, влияющим на зольность концентрата и отходов, является плотность пульпы. С увеличением плотности пульпы при прочих равных условиях зольность концентрата и отходов повышается. Меньшее по значимости влияние на зольность концентрата и отходов оказывает расход вспенивателя. Увеличение расхода вспенивателя незначительно повышает зольность концентрата и зольность отходов. Незначительное влияние на зольность концентрата и отходов, а также выход концентрата оказывает расход воздуха.

Ключевые слова: математическое моделирование, флотация, уголь, расход собирателя, расход вспенивателя, плотность пульпы, расход воздуха, зольность концентрата, извлечение горючей массы в концентрат, селективность.

Введение

Улучшение качественно-количественных показателей флотации за счет управления процессом с использованием методов математического моделирования является актуальной научно-технической задачей.

В последние годы проведено значительное количество исследований по совершенствованию технологических режимов при флотации полезных ископаемых с использованием компьютерного моделирования [1-3].

Все исследования с использованием математического моделирования можно разделить на физические, химические, физико-химические, технологические.

Управление технологическим процессом флотации с использованием математического моделирования заключается в получении и обработке данных, по которым выявляют степень влияния таких параметров, как расход и плотность пульпы, расход воздуха на аэрацию в флотационной машине, расход воды в желоба флотационной машины, расход реагентов, уровни промышленного продукта в камерах флотационной машины и технологических зумпфах, степень открытия технологических клапанов, объем промышленных продуктов перечисток, рН и температура пульпы [4-13].

Исследование совокупного влияния параметров на показатели флотации угля с помощью регрессионного анализа

Для определения совокупного влияния основных факторов, влияющих на эффективность и селективность процесса флотации угольной мелочи, нами проведены лабораторные исследования с помощью регрессионного анализа при варьировании параметров в пределах: расход собирателя от 1,0 до 2,5 кг/т, расход вспенивателя от 0,2 до 0,6 кг/т, плотность пульпы от 80 до 250 г/л, расход воздуха от 0,01 до 0,05 м³/ч.

В табл. 1 и 2 приведены результаты флотации согласно плану регрессионного анализа. Анализ полученных результатов показал, что при значительно низких расходах собирателя в пределах 1,0-1,5 кг/т, плотности исходного питания 80-90 кг/т, расходе вспенивателя в пределах 0,15-0,25 кг/т, а также расходе воздуха 0,02 м³/ч получены низкие показатели

флотации. Выход концентрата составил в пределах 26,1-28,9% при его зольности 9,4-9,9%, а зольности отходов флотации - 25,2-26,6%. Это указывает на недостаточный расход реагентов и воздуха. Повышение расхода как реагентов, так и воздуха привело к увеличению показателей флотации. Так, при увеличении расхода собирателя до 2,0 кг/т и вспенивателя до 0,28 кг/т при одновременном увеличении расхода воздуха до 0,04 м³/ч выход концентрата увеличивается до 51,9% при его зольности 8,4%, коэффициент селективности повысился с 0,546 до 0,693 (см. табл. 1).

Несмотря на улучшение показателей флотации при повышении расходов реагентов и воздуха, по зольности отходов не были достигнуты требуемые значения, так как зольность отходов составляла ниже 70% (см. табл. 2).

Увеличение плотности питания до 170 кг/т привело к значительному улучшению показателей флотации. Так, выход концентрата увеличивается до 78,3% при его зольности 8,6%, а зольности отходов 68,6%, коэффициент селективности увеличился до 0,793 (см. табл. 2).

Увеличение плотности исходного питания при прочих равных условиях до 160 кг/м³ увеличивает выход концентрата до 77,7%, извлечение горючей массы в концентрат до 90,7%, зольность концентрата до 8,5%, а отходов до 67,2%, что удовлетворяет требованиям к концентратам, поступающим на коксование.

При одновременном увеличении всех параметров до максимальных значений варьирования - расхода собирателя до 2,5 кг/т, вспенивателя до 0,6 кг/т, воздуха до 0,05 м³/ч, а плотности исходного питания до 250 кг/т было установлено увеличение выхода концентрата до 83,3%, извлечение горючей массы в концентрат до 94,0%, однако зольность концентрата составила 11,5%, что не удовлетворяет требованиям к концентратам (см. табл.2).

По данным табл. 1 и 2 с помощью регрессионного анализа были построены следующие математические модели для прогнозирования зольностей концентрата и отходов, а также выхода концентрата:

$$A_k^d = 11,71 - 21,09 * X_{C_{\text{соб}}} - 11,41 * X_{C_{\text{вспен}}} - 1,10 * X_{C_{\text{возд}}} - 18,92 * X_{\rho_{\text{пульп}}} + 7,70 * X_{\gamma_1} + 17,78 * X_{C_{\text{соб}}}^2 + 5,55 * X_{C_{\text{вспен}}}^2 + 5,98 * X_{C_{\text{возд}}}^2 + 9,69 * X_{\rho_{\text{пульп}}}^2 + 6,10 * X_{\gamma_k}^2 \quad (1)$$

$$A_{\text{отх}}^d = 22,95 + 25,61 * X_{C_{\text{соб}}} + 9,71 * X_{C_{\text{вспен}}} + 2,57 * X_{C_{\text{возд}}} + 20,48 * X_{\rho_{\text{пульп}}} - 14,25 * X_{\gamma_k} - 21,53 * X_{C_{\text{соб}}}^2 - 7,1 * X_{C_{\text{вспен}}}^2 - 5,26 * X_{C_{\text{возд}}}^2 - 13,55 * X_{\rho_{\text{пульп}}}^2 + 53,37 * X_{\gamma_k}^2 \quad (2)$$

$$\gamma_k = 33,48 + 25,62 * X_{C_{\text{соб}}} + 47,31 * X_{C_{\text{вспен}}} + 1,05 * X_{C_{\text{возд}}} + 87,66 * X_{\rho_{\text{пульп}}} - 15,81 * X_{C_{\text{соб}}}^2 - 30,98 * X_{C_{\text{вспен}}}^2 - 13,28 * X_{C_{\text{возд}}}^2 - 51,98 * X_{\rho_{\text{пульп}}}^2 \quad (3)$$

$$X_{C_{\text{соб}}} = \frac{C_{\text{соб}} - C_0^{\text{соб}}}{\lambda_{\text{соб}}}; \quad (4)$$

$$X_{C_{\text{вспен}}} = \frac{C_{\text{вспен}} - C_0^{\text{вспен}}}{\lambda_{\text{вспен}}}; \quad (5)$$

$$X_{C_{\text{возд}}} = \frac{C_{\text{возд}} - C_0^{\text{возд}}}{\lambda_{\text{возд}}}; \quad (6)$$

$$X_{\rho_{\text{пульп}}} = \frac{\rho_{\text{пульп}} - C_0^{\text{пульп}}}{\lambda_{\rho}}; \quad (7)$$

Результаты флотации угольной мелочи зольностью 21,5% при одновременном варьировании параметров

Расход реагентов, кг/т			Показатели флотации							
Собиратель	Вспениватель	Общий	Продукты	Выход, %	Зольность, %	ξ г.м. в конц, %	ξ м.ч. в отх., %	Коэффициент селективности	Расход воздуха, м ³ /ч	Плотность питания, кг/м ³
1,50	0,20	1,70	концентрат	28,5	9,4	32,9	87,6	0,370	0,02	90
			отходы	71,5	26,4					
1,00	0,20	1,70	концентрат	26,1	9,9	30,0	88,0	0,140	0,02	90
			отходы	73,9	25,6					
1,20	0,20	1,40	концентрат	26,5	9,6	30,5	88,2	0,190	0,02	90
			отходы	73,5	25,8					
1,10	0,20	1,30	концентрат	24,1	9,9	27,7	88,9	0,496	0,02	80
			отходы	75,9	25,2					
1,20	0,20	1,40	концентрат	30,2	9,7	34,7	86,3	0,470	0,01	90
			отходы	69,8	26,6					
1,20	0,20	1,40	концентрат	28,9	9,4	33,4	87,4	0,400	0,02	90
			отходы	71,1	26,5					
2,00	0,30	2,30	концентрат	51,9	8,4	60,4	79,5	0,693	0,04	110
			отходы	48,1	35,1					
1,60	0,20	1,80	концентрат	35,2	9,2	40,6	84,8	0,584	0,04	110
			отходы	64,8	27,8					
1,60	0,25	1,85	концентрат	44,6	9,4	51,3	80,3	0,420	0,04	90
			отходы	55,4	30,8					
1,60	0,25	1,88	концентрат	49,1	8,8	56,8	79,7	0,673	0,03	110
			отходы	50,9	33,3					
1,70	0,30	2,00	концентрат	67,9	7,3	80,2	77,0	0,786	0,03	130
			отходы	32,1	51,7					

Результаты флотации угольной мелочи зольностью 21,5% при одновременном варьировании параметров

Расход реагентов, кг/т			Показатели флотации																																																																																																															
Собиратель	Вспениватель	Общий	Продукты	Выход, %	Зольность, %	ξ Г.М. в конц, %	ξ м.ч. в отх., %	Коэффициент селективности	Расход воздуха, м ³ /ч	Плотность питания, кг/м ³																																																																																																								
1,70	0,40	2,10	концентрат	59,8	7,1	70,9	80,4	0,755	0,03	110																																																																																																								
			отходы	40,2	43,2						1,80	0,40	2,20	концентрат	67,1	7,6	79,1	76,5	0,778	0,02	130	отходы	32,9	50,2	1,80	0,40	2,20	концентрат	76,4	7,7	89,9	72,6	0,808	0,03	160	отходы	23,6	66,5	1,80	0,40	2,20	концентрат	76,4	8,1	89,5	71,4	0,870	0,04	180	отходы	23,6	65,2	1,80	0,50	2,30	концентрат	78,7	8,6	91,8	68,8	0,795	0,03	180	отходы	21,3	69,8	2,20	0,40	2,60	концентрат	70,4	7,3	83,2	76,1	0,796	0,03	140	отходы	29,6	55,4	2,30	0,40	2,70	концентрат	77,7	8,5	90,7	69,5	0,940	0,03	165	отходы	22,3	67,2	2,00	0,50	2,50	концентрат	78,3	8,6	91,3	68,8	0,793	0,04	170	отходы	21,7	68,6	2,50	0,60	3,10	концентрат	83,3	11,5
1,80	0,40	2,20	концентрат	67,1	7,6	79,1	76,5	0,778	0,02	130																																																																																																								
			отходы	32,9	50,2						1,80	0,40	2,20	концентрат	76,4	7,7	89,9	72,6	0,808	0,03	160	отходы	23,6	66,5	1,80	0,40	2,20	концентрат	76,4	8,1	89,5	71,4	0,870	0,04	180	отходы	23,6	65,2	1,80	0,50	2,30	концентрат	78,7	8,6	91,8	68,8	0,795	0,03	180	отходы	21,3	69,8	2,20	0,40	2,60	концентрат	70,4	7,3	83,2	76,1	0,796	0,03	140	отходы	29,6	55,4	2,30	0,40	2,70	концентрат	77,7	8,5	90,7	69,5	0,940	0,03	165	отходы	22,3	67,2	2,00	0,50	2,50	концентрат	78,3	8,6	91,3	68,8	0,793	0,04	170	отходы	21,7	68,6	2,50	0,60	3,10	концентрат	83,3	11,5	94,0	55,8	0,724	0,05	250	отходы	16,7	72,1						
1,80	0,40	2,20	концентрат	76,4	7,7	89,9	72,6	0,808	0,03	160																																																																																																								
			отходы	23,6	66,5						1,80	0,40	2,20	концентрат	76,4	8,1	89,5	71,4	0,870	0,04	180	отходы	23,6	65,2	1,80	0,50	2,30	концентрат	78,7	8,6	91,8	68,8	0,795	0,03	180	отходы	21,3	69,8	2,20	0,40	2,60	концентрат	70,4	7,3	83,2	76,1	0,796	0,03	140	отходы	29,6	55,4	2,30	0,40	2,70	концентрат	77,7	8,5	90,7	69,5	0,940	0,03	165	отходы	22,3	67,2	2,00	0,50	2,50	концентрат	78,3	8,6	91,3	68,8	0,793	0,04	170	отходы	21,7	68,6	2,50	0,60	3,10	концентрат	83,3	11,5	94,0	55,8	0,724	0,05	250	отходы	16,7	72,1																				
1,80	0,40	2,20	концентрат	76,4	8,1	89,5	71,4	0,870	0,04	180																																																																																																								
			отходы	23,6	65,2						1,80	0,50	2,30	концентрат	78,7	8,6	91,8	68,8	0,795	0,03	180	отходы	21,3	69,8	2,20	0,40	2,60	концентрат	70,4	7,3	83,2	76,1	0,796	0,03	140	отходы	29,6	55,4	2,30	0,40	2,70	концентрат	77,7	8,5	90,7	69,5	0,940	0,03	165	отходы	22,3	67,2	2,00	0,50	2,50	концентрат	78,3	8,6	91,3	68,8	0,793	0,04	170	отходы	21,7	68,6	2,50	0,60	3,10	концентрат	83,3	11,5	94,0	55,8	0,724	0,05	250	отходы	16,7	72,1																																		
1,80	0,50	2,30	концентрат	78,7	8,6	91,8	68,8	0,795	0,03	180																																																																																																								
			отходы	21,3	69,8						2,20	0,40	2,60	концентрат	70,4	7,3	83,2	76,1	0,796	0,03	140	отходы	29,6	55,4	2,30	0,40	2,70	концентрат	77,7	8,5	90,7	69,5	0,940	0,03	165	отходы	22,3	67,2	2,00	0,50	2,50	концентрат	78,3	8,6	91,3	68,8	0,793	0,04	170	отходы	21,7	68,6	2,50	0,60	3,10	концентрат	83,3	11,5	94,0	55,8	0,724	0,05	250	отходы	16,7	72,1																																																
2,20	0,40	2,60	концентрат	70,4	7,3	83,2	76,1	0,796	0,03	140																																																																																																								
			отходы	29,6	55,4						2,30	0,40	2,70	концентрат	77,7	8,5	90,7	69,5	0,940	0,03	165	отходы	22,3	67,2	2,00	0,50	2,50	концентрат	78,3	8,6	91,3	68,8	0,793	0,04	170	отходы	21,7	68,6	2,50	0,60	3,10	концентрат	83,3	11,5	94,0	55,8	0,724	0,05	250	отходы	16,7	72,1																																																														
2,30	0,40	2,70	концентрат	77,7	8,5	90,7	69,5	0,940	0,03	165																																																																																																								
			отходы	22,3	67,2						2,00	0,50	2,50	концентрат	78,3	8,6	91,3	68,8	0,793	0,04	170	отходы	21,7	68,6	2,50	0,60	3,10	концентрат	83,3	11,5	94,0	55,8	0,724	0,05	250	отходы	16,7	72,1																																																																												
2,00	0,50	2,50	концентрат	78,3	8,6	91,3	68,8	0,793	0,04	170																																																																																																								
			отходы	21,7	68,6						2,50	0,60	3,10	концентрат	83,3	11,5	94,0	55,8	0,724	0,05	250	отходы	16,7	72,1																																																																																										
2,50	0,60	3,10	концентрат	83,3	11,5	94,0	55,8	0,724	0,05	250																																																																																																								
			отходы	16,7	72,1																																																																																																													

$$X_{Y_k} = \frac{Y_k - C_0 Y_k}{\lambda_{Y_k}}; \quad (8)$$

$$C_0^{соб} = \frac{C_{соб\max} - C_{соб\min}}{2}; \quad (9)$$

$$\lambda_{соб} = C_{соб\max} - C_0^{соб}; \quad (10)$$

$$C_0^Z = \frac{Z_{\max} - Z_{\min}}{2}; Z - C_{вспен}, C_{возд}, \rho_{пульп}, Y_k; \quad (11)$$

$$\lambda_Z = Z_{\max} - C_0^Z; Z - C_{вспен}, C_{возд}, \rho_{пульп}, Y_k; \quad (12)$$

где $C_{соб}$ – расход собирателя, кг/т;

$C_{вспен}$ – расход вспенивателя, кг/т;

$C_{возд}$ – расход воздуха, *10 м³/ч;

$\rho_{пульп}$ – плотность пульпы, г/л;

Y_k – выход концентрата, %;

$C_0^{соб}, C_0^Z, \lambda_{соб}, \lambda_Z (Z - C_{вспен}, C_{возд}, \rho_{пульп}, Y_k)$ – вспомогательные переменные;

$C_{соб\max}$ – максимальный расход собирателя, который был опробован в экспериментах, кг/т;

$C_{соб\min}$ – минимальный расход собирателя, который был опробован в экспериментах, кг/т;

Z_{\max} (под Z понимается любое $C_{вспен}, C_{возд}, \rho_{пульп}$) – максимальный расход Z , который был опробован в экспериментах;

Z_{\min} (под Z понимается любое $C_{вспен}, C_{возд}, \rho_{пульп}$) – минимальный расход Z , который был опробован в экспериментах.

Таблица 3

Значения C_0 и λ для моделей (1) – (3)

$C_0^{соб}$	$C_0^{вспен}$	$C_0^{возд}$	$C_0^{пульп}$	$C_0^{Y_k}$
0,773	0,230	0,0205	104,955	20,950
$\lambda_{соб}$	$\lambda_{вспен}$	$\lambda_{возд}$	$\lambda_{пульп}$	λ_{Y_k}
1,747	0,401	0,0323	188,755	54,05

В уравнения (1) – (3) для расчёта $A_k^d, A_{отх}^d, Y_k$ входят масштабированные переменные $X_{C_{соб}}, X_{C_{вспен}}, X_{C_{возд}}, X_{\rho_{пульп}}, X_{Y_k}$, значения которых находятся в интервале [-1;1]. Переход от обычных переменных $C_{соб}, C_{вспен}, C_{возд}, \rho_{пульп}, Y_k$ с привычными размерностями (кг/т, м³/ч и т.д.) к масштабированным $X_{C_{соб}}, X_{C_{вспен}}, X_{C_{возд}}, X_{\rho_{пульп}}, X_{Y_k}$ осуществляется по формулам (4) – (12). Коэффициенты перед линейными членами в уравнениях (1) – (3) показывают основной вклад каждой из переменных $C_{соб}, C_{вспен}, C_{возд}, \rho_{пульп}, Y_k$ в формирование конечного значения.

Пример расчётов по формулам (1) – (11)

Пусть необходимо спрогнозировать выход концентрата при расходе собирателя $C_{соб} = 1,5$ кг/т, расходе вспенивателя $C_{вспен} = 0,44$ кг/т, расходе воздуха $C_{возд} = 0,02$ м³/ч, плотности пульпы $\rho_{пульп} = 160$ кг/м³. Необходимо по формулам (4) – (6) привести переменные $C_{соб}, C_{вспен}, C_{возд}, \rho_{пульп}, Y_k$ к масштабированным переменным $X_{C_{соб}}, X_{C_{вспен}}, X_{C_{возд}}, X_{\rho_{пульп}}, X_{Y_k}$. Данные C_0 и λ приведены в табл. 3.

$$X_{C_{соб}} = \frac{C_{соб} - C_0^{соб}}{\lambda_{соб}} = \frac{1,5 - 0,773}{1,747} = 0,416; \quad (13)$$

$$X_{\text{вспен}} = \frac{C_{\text{вспен}} - C_0^{\text{вспен}}}{\lambda_{\text{вспен}}} = \frac{0,44 - 0,230}{0,401} = 0,524; \quad (14)$$

$$X_{\text{возд}} = \frac{C_{\text{возд}} - C_0^{\text{возд}}}{\lambda_{\text{возд}}} = \frac{0,02 - 0,0205}{0,0323} = -0,015; \quad (15)$$

$$X_{\text{пульп}} = \frac{\rho_{\text{пульп}} - C_0^{\text{пульп}}}{\lambda_{\text{пульп}}} = \frac{160 - 104,955}{188,755} = 0,292; \quad (16)$$

Таким образом, значения входных параметров масштабированы и находятся в интервале [-1;1], что свидетельствует о попадании точки, для которой производится прогнозирование в исследованную область, а значит, можно ожидать корректности прогнозирования. Масштабированные значения подставляются в итоговое уравнение для γ_k :

$$\gamma_k = 33,48 + 25,62 * 0,416 + 47,31 * 0,524 + 1,05 * (-0,015) + 87,66 * 0,292 - 15,8 - 30,98 * 0,524^2 - 13,28 * (-0,015)^2 - 51,98 * (0,292)^2 = 78,8\%$$

Из анализа значений коэффициентов в уравнениях (1) – (3) можно качественно сделать вывод о степени влияния того или иного входного параметра на выходное значение (табл. 4).

Таблица 4

Качественная оценка вклада независимых параметров на зольность концентрата и отходов и выход концентрата

Выходной параметр	Входные параметры					
	Собиратель	Вспениватель	Расход воздуха	Плотность пульпы	Выход концентрата	Сумма, %
A_k^d	35,9 (-)	18,7 (-)	1,8 (-)	31,0 (-)	12,6 (+)	100
$A_{\text{отх}}^d$	35,3 (+)	13,4 (+)	3,5 (+)	28,2 (+)	19,6 (-)	100
γ_k	15,9 (+)	29,3 (+)	0,6 (+)	54,2 (+)	-	100

Примечание. Знак в скобках означает суммирующее действие на выходной параметр при возрастании входного параметра. Например, увеличение расхода вспенивателя приводит к увеличению (знак (+)) выхода концентрат γ_k ; увеличение выхода концентрата приводит к снижению (знак (-)) зольности отходов $A_{\text{отх}}^d$

Так, например, в прогнозируемое значение зольности концентрата A_k^d основной вклад вносит расход собирателя, так как его вклад в формирование A_k^d составляет 35,9 %, что больше, чем у остальных параметров (18,7; 1,8; 31,0; 12,6). Знак «-» в скобках означает, что увеличение расхода собирателя приводит к снижению зольности концентрата при прочих равных условиях (см. табл. 4).

Таким образом, анализ полученных данных показал:

- на зольность концентрата и отходов в основном влияет расход собирателя;
- сопоставимым по значимости с расходом собирателя параметром, влияющим на зольность концентрата и отходов, является плотность пульпы. С увеличением плотности пульпы при прочих равных условиях зольность концентрата и отходов повышается;
- меньшее по значимости влияние на зольность концентрата и отходов оказывает расход вспенивателя. Увеличение расхода вспенивателя незначительно повышает зольность концентрата и зольность отходов;
- незначительное влияние на зольность концентрата и отходов, а также выход концентрата оказывает расход воздуха.

Использование полученных зависимостей дает возможность прогнозировать результаты флотационного процесса и позволит воздействовать на ход процесса с конечной целью улучшения качества угольного концентрата, поступающего на коксохимическое производство.

Список литературы

1. Абрамов А.А. Собрание сочинений: Т.6: Флотация. Физико-химическое моделирование процессов: учеб. пособие. М.: Изд-во Московского государственного горного университета: Горная книга, 2010. 607 с.
2. Совершенствование систем автоматического регулирования флотационного процесса с применением методов компьютерного моделирования. / Морозов В.В., Юшина Т. И., Столяров В. Ф., Дэлгэрбат Л. // Горный журнал. 2007. №6. С. 22-23.
3. Математическое моделирование процессов флотационного разделения суспензий / Рудобашта С.П., Дудаков В.П., Арзамасцев А.А. // Вестник ТГУ. 1999. С. 96-100.
4. Support vector regression modeling of coal flotation based on variable importance measurements by mutual information method / Chehreh Chelgania S., Shahbazib B., Hadavandi E. // Measurement. 2018. P.102-108.
5. Flotation process diagnostics and modelling by coal grain analysis / O'Brien, G.B. Firth, V.A. Jenkins // Australasian Institute of Mining and Metallurgy Publication Series. 2005. P. 769-774.
6. Петухов В.Н., Свечникова Н.Ю., Кубак Д.А. Основы квантово-химического моделирования взаимодействия флотационных реагентов с угольной поверхностью: монография. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2014. 183 с.
7. Свечникова Н.Ю. Исследование влияния химического состава аполярных реагентов на флотируемость углей // Теория и технология металлургического производства / под ред. В.М. Колокольцева. Магнитогорск: МГТУ им Г.И. Носова, 2004. Вып.4. С. 71-73.
8. Петухов В.Н., Свечникова Н.Ю. Исследование и разработка нового реагентного режима флотации углей на основе изучения термодинамических параметров адсорбции углеводородов на угольной поверхности // VI Конгресс обогатителей стран СНГ: материалы конгресса, Т.1. М.: Альтекс, 2007. С.149-150.
9. Разработка нового реагентного режима флотации углей на основе результатов изучения термодинамических параметров адсорбции углеводородов на угольной поверхности/ Петухов В.Н., Свечникова Н.Ю., Юнаш А.А., Саблин А.В. // Кокс и химия. 2007. №9. С.6-9.
10. Исследование и разработка нового реагентного режима флотации углей на основе термодинамических параметров адсорбции углеводородов на угольной поверхности /В.Н. Петухов, Н.Ю. Осина, А.А. Юнаш, А.В. Саблин // Башкирский химический журнал. 2007. Т.14. №3. С.69-71.
11. Свечникова Н.Ю. Обоснование выбора собирателей из группы алкенов изомерного строения для интенсификации флотации угля: автореф. дис. ... канд. техн. наук. М., 2008. 21с.
12. Изучение влияния технологических параметров процесса флотации на качественно-количественные показатели продуктов флотации угля / Свечникова Н.Ю., Петухов В.Н., Смирнов А.Н., Алексеев Д.И. // VII международный российско-казахстанский симпозиум «УГЛЕХИМИЯ И ЭКОЛОГИЯ КУЗБАССА»: сб. тез. докл. Кемерово: ФИЦУиУ СО РАН 2018. С. 84-85.
13. Факторный эксперимент при флотации угольной мелочи / Свечникова Н.Ю., Юдина С.В., Кухаренко О.Г., Куклина О.В., Хасанзянова А.И. // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: тезисы докладов 76-й международной научно-технической конференции. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова. 2018. С. 9-10.

Сведения об авторах

Петухов Василий Николаевич – д-р техн. наук, проф., ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. E-mail: chief.petuhov2013@yandex.ru

Свечникова Наталья Юрьевна – канд. техн. наук, доц., ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. E-mail: natasha-svechnikova@yandex.ru

Алексеев Данил Игоревич – аспирант, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. E-mail: alekseev41047@mail.ru

Юдина Светлана Владимировна – ст. преп., ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. E-mail: yudinasv1478@mail.ru

Куклина Ольга Валерьевна – студент, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. E-mail: lady.cuclina2013@yandex.ru

Пузина Арина Сергеевна – студент, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. E-mail: arina_puzina@mail.ru

Ахметзянов Тимур Наилевич – студент, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. E-mail: ahmetzyanovtimur3@gmail.com

Гаврюшина Яна Витальевна – студент, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. E-mail: manadona83@yandex.ru