

АКТУАЛЬНЫЕ ПРОБЛЕМЫ ГОРНОГО ДЕЛА

№3 (3) май 2017 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»);

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 (ФГУП «ВИМС»);

Калмыков Вячеслав Николаевич - проф., д-р техн. наук (ФГБОУ ВО «МГТУ»);

Чижевский Владимир Брониславович - проф., д-р техн. наук (ФГБОУ ВО «МГТУ»).

Контакты

Главный редактор:

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

Заместитель главного редактора:

Романько Елена Александровна - доц., канд. техн. наук (ФГБОУ ВО «МГТУ»),
тел (3519) 29-85-40

Адрес редакции:

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

Отпечатан на полиграфическом участке МГТУ им. Г.И. Носова

Подписано к печати

Заказ . Тираж 50 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

Ожогина Е.Г., Горбатова Е.А.

Система управления качеством минералогических работ 3

Романько Е.А., Бортновская Л.Н.

Оценка результатов маркшейдерского мониторинга за состоянием крепи
автодорожного тоннеля в г. Уфа 8

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ (ПОДЗЕМНАЯ, ОТКРЫТАЯ И СТРОИТЕЛЬНАЯ)

Мажитов А.М., Мосунов И.А.

Текущее состояние и перспективы внедрения ПО MINEFRAME в систему
управления горнодобывающего предприятия на примере АО «Сафьяновская медь» 14

Маннанов А.Ш., Котенков А.В., Калмыков В.Н., Волков П.В., Бардин О.М.

Определение параметров тросового крепления подготовительных, нарезных и
очистных выработок в условиях подземных рудников АО «Учалинский ГОК» 18

ГОРНЫЕ МАШИНЫ

Олизаренко В.В.

Мероприятия по осветлению шахтной воды для глубоких подземных рудников 23

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Аглюков Х.И., Цыгалов А.М.

Перспективы переработки шлаковых отвалов Медногорского
медно-серного комбината 29

Гришин И.А., Бибулатова Н.К.

Анализ исследования обогатимости хромовых руд России 36

Ерошин К.Н., Немчинова А.В.

Опытно-промышленная технологическая линия по переработке магнетитсодержащих
отходов (хвостов) обогащения ГОП ОАО «Комбинат Магnezит» 40

УДК 549.09

СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ МИНЕРАЛОГИЧЕСКИХ РАБОТ

Ожогина Е.Г., Горбатова Е.А.

Аннотация: В статье рассмотрены вопросы обеспечения достоверности и сопоставимости результатов минералогических исследований твердых полезных ископаемых и продуктов их технологической переработки путем соблюдения требований отраслевой системы управления качеством минералогических работ, регламентирующей лабораторные исследования и пробоподготовительные операции, внешний и внутренний контроль качества выполняемых исследований.

Ключевые слова: система управления качеством минералогических работ, достоверность, сопоставимость, внешний и внутренний контроль, пробоподготовка, стандартные образцы.

Геологоразведочные и технологические работы всегда сопровождаются минералогическими исследованиями. Качество выполняемых работ непосредственно влияет на их эффективность и достоверность. Главными требованиями к лабораторным минералогическим исследованиям является получение полной, достоверной, метрологически оцененной и имеющей юридическую силу информации о строении и минеральном составе горных пород, руд и продуктов обогащения [1-3].

Разработанная в ФГБУ «ВИМС» Система управления качеством минералогических работ (УКАРМ) координирует лабораторные исследования минерального вещества и пробоподготовительные операции, а также контролирует качество выполняемых исследований. Научно-методическое обеспечение функционирования системы УКАРМ осуществляет Научный совет по минералогическим методам исследования (НСОММИ) [4].

Система управления качеством минералогических работ включает в себя:

- нормативные документы;
- методики анализа;
- стандартные образцы;
- требования к объектам исследования;
- требования к лабораториям;
- внутренний и внешний лабораторный контроль.

Нормативные и отраслевые документы системы УКАРМ регламентируют требования к [5]:

- нормам погрешности (МУ НСОММИ №36 «Классификация по категориям точности методов фазового анализа минерального сырья и допустимые погрешности (допуски) при их реализации»);

- разработке, аттестации и утверждению методики количественного фазового анализа горных пород, руд и техногенных образований (ОСТ 41-08-266-04 «Методики количественного фазового анализа горных пород, руд и техногенных образований. Разработка, аттестация, утверждение»);

- разработке, аттестации, утверждению, регистрации, выпуску и применению стандартных образцов фазового состава и свойств минералов твердых негорючих полезных ископаемых и горных пород (ОСТ 41-08-269-03 «Отраслевые стандартные образцы фазового состава и свойств минералов твердых негорючих полезных ископаемых и горных пород. Разработка, аттестация, утверждение (признание), регистрация, выпуск, применение»);

- разработке, изготовлению и применению аттестованных смесей для фазового анализа минерального сырья (ОСТ 41-08-267-04 «Аттестованные смеси для фазового анализа минерального сырья. Разработка, изготовление, применение»);

- проведению всех видов контроля качества результатов анализа (МУ НСОММИ №37 «Внутренний и внешний лабораторный контроль воспроизводимости и правильности массового полуколичественного минералогического анализа», МУ НСОММИ №38 «Управление качеством минералогических работ. Организация контрольно-диспетчерской службы по минералогическим анализам», РД «Организация и проведение межлабораторных сравнительных испытаний в лабораторной службе МПР России»);

- объектам минералогических работ (МУ НСОММИ №41 «Управление качеством минералогических работ. Подготовка проб к минералогическим анализам»).

Система УКАРМ дополняет требования национальных стандартов ГОСТ Р ИСО/МЭК 17025 «Общие требования к компетентности испытательных и калибровочных лабораторий», ГОСТ Р 8.563 «Государственная система обеспечения единства измерений. Методики (методы) измерений», ГОСТ 8.315 «Государственная система обеспечения единства измерений. Стандартные образцы состава и свойств веществ и материалов. Основные положения» применительно к лабораторным исследованиям минерального сырья.

Методики анализа, применяемые при минералогическом обеспечении геологоразведочных работ (ГРР) на твердые полезные ископаемые (ТПИ) и технологических работ, включают нормативно-методических документы, разработанные в соответствии с требованиями Научного совета по минералогическим методам исследования.

В период работы с 1989 по 2016 гг. НСОММИ было рассмотрено и утверждено 287 отраслевых нормативно-методических документа, из них 54 инструкции, 43 методических указания и 190 методических рекомендаций, регламентирующие приемы и методы, необходимые при минералогическом анализе, включая широко распространенный минералогический анализ шлифов, микроскопию, термический, магнитометрический, люминесцентный и рентгенографический анализы, ИКС, ЯГРС, ЭПР, электронную микроскопию и другие современные методы анализа (рис. 1).

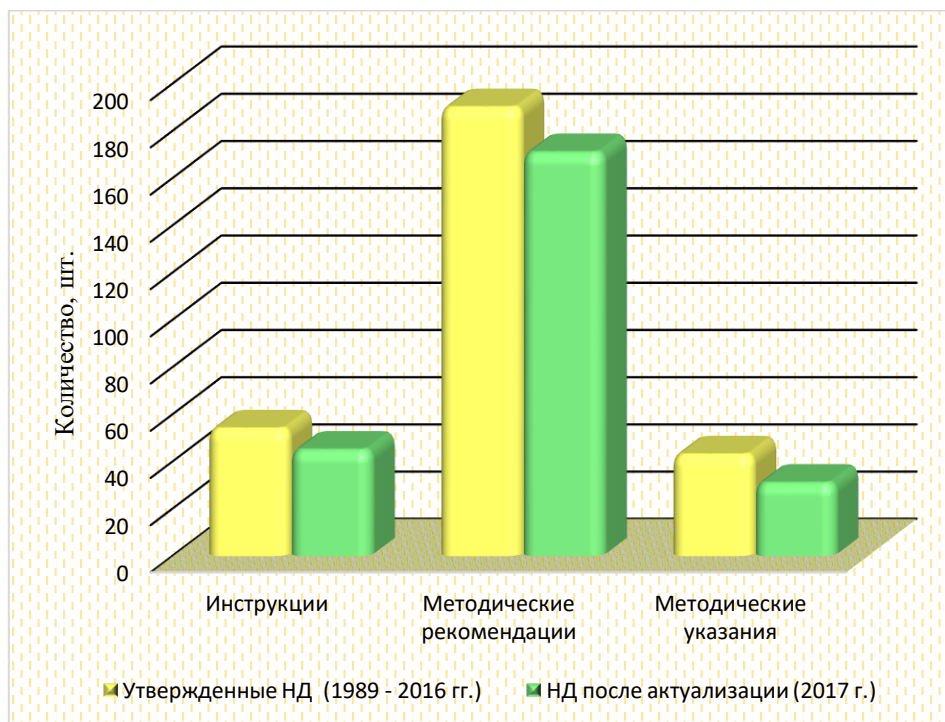


Рис. 1. Утвержденная НД НСОММИ

К 2017 г. после актуализации НМД – своевременного пересмотра или их отмены в отраслевой реестр методик анализа входят 247 НМД (45 инструкций, 31 методическое указание и 171 методическая рекомендация).

Для оптимизации минералогических работ все используемые методики минералогического анализа классифицированы по методам исследований ТПИ на оптические и физические (рис. 2). К оптическим методам относятся оптико-минералогический, оптико-петрографический, минераграфический, оптико-геометрический. Физические методы представлены рентгенографическим, люминесцентно-спектральным, термическим, термогравиметрическим, фотометрическим, ЭПР, ЯГР-спектроскопией, электронно-микроскопический и микрорентгеноспектральным.

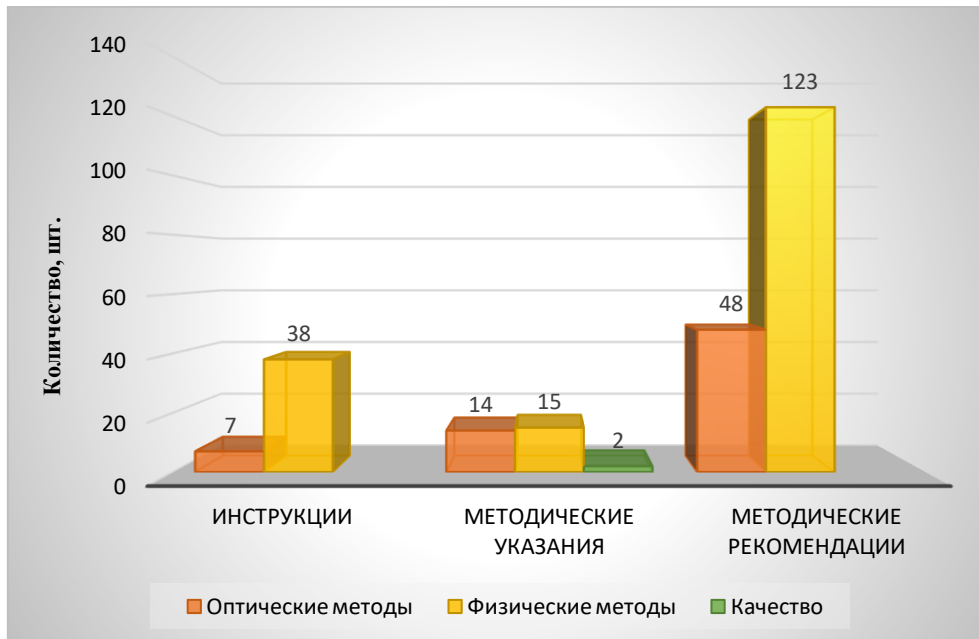


Рис. 2. Соотношение физических и оптических методов исследования

Следует отметить, НМД разработана как для нерудных полезных ископаемых (керамического сырья, цеолитсодержащих пород, карбонатных пород, палыгорскита, кварца, кремнезема, камнецветного сырья, вермикулита, волластонитсодержащих пород, талька, боратов, алмаза, хризотил-асбеста, фосфорного сырья, графита, каменных солей и др.), так и для рудных (железных, хромовых, алюминиевых, редкоземельных и редкометалльных, оловянных, марганцевых, вольфрамовых, благородных и др.).

Стандартный образец фазового состава и свойств минералов (СОФС) – это природный материал или идентичная ему модель руды или горной породы определенного формационного типа месторождения со строго определенным минеральным составом, измельченный до оптимальной крупности зерен, гомогенизированный и аттестованный как по количественному содержанию фаз, так и по значениям параметров свойств минералов, используемых при фазовом анализе [6].

СОФС предназначаются для:

- аттестации, апробации, освоения, внедрения методик количественного фазового (минералогического) анализа;
- оценки применимости методик количественного фазового анализа к новому типу минерального сырья;
- обеспечения правильности и надежности количественного фазового анализа минералогическими методами исследования;
- градуировки приборов, контроля работы аппаратуры, оценки погрешности измерения.

Комплект СОФС состоит из исходной руды, иногда продуктов ее технологической переработки, в обязательном порядке мономинеральных фракций главных минералов с информацией об их гомогенности-гетерогенности, элементном составе, с аттестованными значениями свойств: оптических (показатель преломления, отражение), физических

(плотность, микротвердость), рентгенометрических (межплоскостные расстояния, параметры элементарной ячейки), магнитостатических (точка Кюри, удельная намагниченность насыщения) и пр. В прошлом веке было изготовлено более 70 стандартных образцов фазового состава и свойств минералов руд различных формационных типов: железные руды кремнисто-железистой формации, контактово-метасоматического генезиса, скарнового типа, оловянные руды касситерит-силикатной и касситерит-сульфидной формаций, сульфидные и колчеданно-полиметаллические, вольфрамовые и топазовые руды грейзенового типа. Созданы стандартные образцы фазового состава и свойств минералов апатит-нефелиновых руд, каолина, монтмориллонита, цеолитизированных туфов, кальцита и пр.

Требования к объектам исследования Подготовка проб к минералогическому анализу является чрезвычайно ответственной процедурой, поскольку от качества пробоподготовки зависит достоверность и полнота получаемых результатов. Главное требование к пробам, предназначенным для минералогического исследования, - это их представительность по массе относительно исходных геологических и технологических проб [7].

Для анализа руд и горных пород разными минералогическими методами необходим материал различной крупности (см. таблицу). Оптимальное количество шлифов, обеспечивающее возможность получения достоверной и полной информации о строении и минеральном составе руды, определяется на основе результатов визуального минералого-петрографического обследования каменного материала.

Требования к крупности материала, исследуемого методами количественного минералогического анализа

Методы анализа	Интервал определения, %	Оптимальная крупность, мм	Нормативно-методический документ
Оптико-минералогический	0,1 - 100	- 1 + 0,01	МР №162 НСОММИ
Оптико-геометрический	1 - 100	-2 + 0,005	МУ №49 НСОММИ
Оптико-петрографический, минераграфический	1 - 100	-2 + 0,005	МР №111 НСОММИ, МР №163 НСОММИ
Рентгенографический, фазовый	0,5 - 100	-0,044 + 0,005	МР №161 НСОММИ

Минералогические работы выполняются в организациях разной ведомственной принадлежности, поэтому полученные результаты исследований должны быть достоверны и сопоставимы. Согласно нормативным документам системы УКАРМ основными **требованиями к лабораториям** являются:

- 1) техническая оснащенность на современном уровне (приборная база), поверенные приборы;
- 2) совершенство методического и метрологического обеспечения лабораторий;
- 3) профессионализм и опыт кадрового состава;
- 4) система менеджмента (управления) лаборатории;
- 5) надежное функционирование Системы управления качеством минералогических работ (УКАРМ);
- 6) официальное подтверждение технической компетентности лаборатории в выполнении лабораторных исследований минерального сырья (аккредитация или отраслевая сертификация).

Внутренний и внешний контроль минералогических работ дает возможность оценить качество проводимых измерений в лабораториях и провести корректирующие действия для обеспечения единства измерений.

Выделяют следующие виды контроля:

1. Внутренний контроль воспроизводимости результатов анализа.
2. Внутренний контроль правильности результатов анализа (с применением коллекций искусственных смесей или минералов контрольных образцов).
3. Внешний лабораторный контроль правильности.

Объектами внутреннего и внешнего контроля являются партии проб, отобранных с одного геологического объекта или обладающих сходным минеральным составом.

Лаборатории, соблюдающие нормы системы управления качеством минералогических работ, могут получать достоверные и сопоставимые результаты исследований твердых полезных ископаемых и продуктов их переработки при выполнении минералогического сопровождения геологоразведочных и технологических работ.

Список литературы

1. Ожогин Д.О., Ожогина Е.Г. Перспективы развития количественных методов минералогического анализа //Разведка и охрана недр. 2017. № 4. С.33-36.
2. Гинзбург А.И., Викулова Л.П., Сидоренко Г.А. О некоторых типовых ошибках, допускаемых при минералогических исследованиях //ЗВМО.1985. № 3. С.324-333.
3. Ожогина Е.Г., Якушина О.А., Мошкова М.В. Метрологическое обеспечение минералогических исследований полезных ископаемых: состояние и проблемы // Разведка и охрана недр.2012. № 1. С. 49-53.
4. Мошкова М.В. Обеспечение качества лабораторно-аналитических исследований твердых полезных ископаемых // Недропользование XXI век. 2001. № 3 (78). С.68-71.
5. Состояние и основные задачи по совершенствованию нормативно-методического обеспечения аналитических работ /Г.В. Остроумов, Н.С. Масалович, С.С. Гусев и др. //Анализ химического состава геологических и техногенных объектов. Минеральное сырье. 2000. № 8. С.6-10.
6. Викулова Л.П., Ожогина Е.Г., Пугачев В.С. Стандартные образцы фазового состава и свойств минералов // Компетентность. 2005. № 2. С.26-30.
7. Викулова Л.П., Урова З.И. Стандартизация условий подготовки проб при количественном фазовом анализе //Разведка и охрана недр. 1985. № 10. С.37-41.
8. Ожогина Е.Г. Специфика минералогического изучения техногенного сырья // Маркшейдерское и геологическое обеспечение горных работ : сб. науч. тр. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2015. С. 74-81.

Сведения об авторах

Ожогина Елена Германовна, д-р геол.-минерал. наук, проф., зав. минералогическим отделом ФГБУ «Всероссийский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Москва, Россия, E-mail: yims-ozhogina@mail.ru

Горбатова Елена Александровна, д-р геол.-минерал. наук, доц., зам. зав. минералогического отдела ФГБУ «Всероссийский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Москва, Россия, E-mail: lena_gorbatova@mail.ru

УДК 624.191:528.486.4

ОЦЕНКА РЕЗУЛЬТАТОВ МАРКШЕЙДЕРСКОГО МОНИТОРИНГА ЗА СОСТОЯНИЕМ КРЕПИ АВТОДОРОЖНОГО ТОННЕЛЯ В Г. УФА

Романько Е.А., Бортновская Л.Н.

Аннотация. Автодорожный тоннель в г. Уфа – один из долгостроя советского времени. С 2008 года находился в стадии консервации, в конце 2016 строительство его продолжилось. Производство маркшейдерского мониторинга осуществлялось на этапах строительства и консервации тоннеля. В статье приведены основные результаты мониторинга, возможные причины и рекомендации по дальнейшему строительству тоннеля и проведению маркшейдерских наблюдений.

Ключевые слова: маркшейдерский мониторинг, тоннель, постоянная и временная крепь, маркировочный репер, смещения и оседания, деформации.

Производство маркшейдерского или геотехнического мониторинга за состоянием постоянной или временной крепи горнотехнических сооружений является одной из важных задач маркшейдерских служб предприятий, по результатам которого выявляются наиболее вероятные места возникновения деформаций, фиксируются параметры смещения крепи. При установлении критических значений смещений необходимо выявление причин деформаций, разработка и организация противодеформационных мероприятий для обеспечения устойчивого состояния сооружения.

Автодорожный тоннель является составной частью мостового перехода через реку Уфа. Его строительство заморожено в 2008 году со следующими параметрами сооружения: общая проектная длина тоннеля – 1249 м, из них строительство открытым способом осуществлено на Западном портале длиной 250 м, на Восточном портале - 50 м. Ширина проезжей части одного тоннеля – 8,5 м, высота тоннеля (габарит) – 5 м, сечение тоннеля – 66,4 м², количество полос движения – 2*2, ширина проезжей части одного тоннеля – 8,5 м.

Строительство горнотехнического сооружения ведется в сложных горно-геологических условиях: тоннель пересекает красноцветные известковые глины, жирные глины, глинистые мергели, белые гипсы (рис. 1). Массив относится к категории грунтов со слабыми структурными связями и обладает низкими прочностными характеристиками. Сочетание благоприятных геолого-гидрогеологических условий обуславливает развитие на участке строительства тоннеля карстово-суффозионных и оползневых процессов.

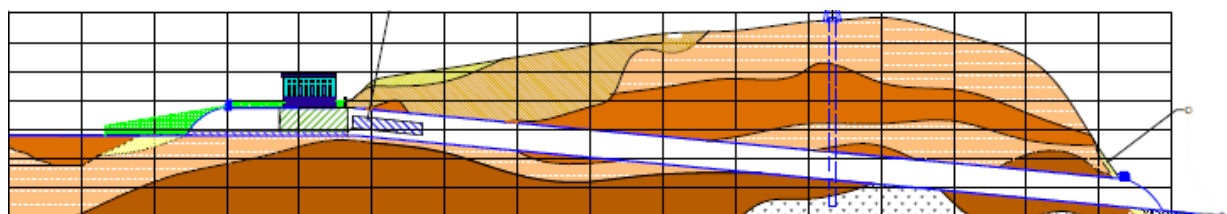


Рис. 1. Геологическое строение массива тоннеля

	светло-коричневые и коричневые жирные глины		темно-серые, серые, белые гипсы
	красноцветные известняковые глины		зеленовато-серые глинистые мергели
	терригенно-карбонатные породы – мергели		песчано-гравийные отложения
			тонкослоистые гипсы

Сооружение тоннеля горным способом ведется под опережающим защитным сводом, который создается рядом скважин с установкой в них перфорированных труб, заполненных цементно-песчаной смесью. По мере разработки породы устанавливается временное крепление. Возведение постоянной обделки производится из армометаллоблоков с заполнением бетоном. Монтаж армометаллоблоков и бетонирование осуществляется при помощи монтажных устройств.

Рассматриваемая часть сооружения представляет собой три штольни: северную, среднюю и южную. При проходке средней и северной штолен от ПК75 до ПК72+25,00 выделены зоны увлажненных грунтов и пластических деформаций (рис.2).

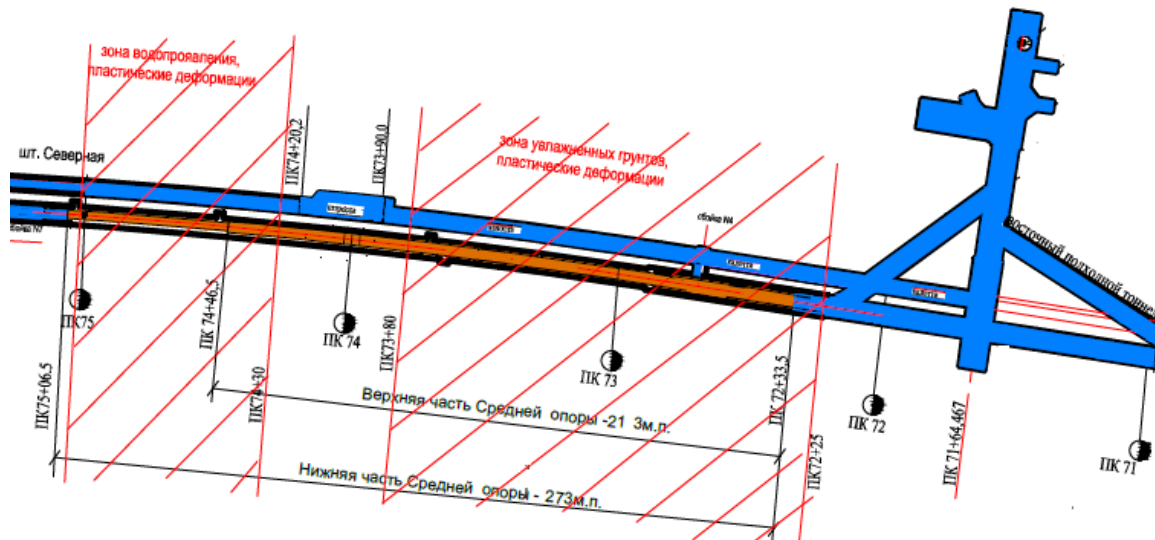


Рис. 2. Схема сооружения

Для наблюдения за смещениями крепи создана наблюдательная станция, состоящая из маркировочных реперов, закрепленных в постоянной (ПК74+95,2; ПК74+55,1) и временной (ПК72+91,1; ПК73+10,1; ПК73+55,1) крепи тоннеля. Схема расположения маркировочных знаков представлена на рис. 3.

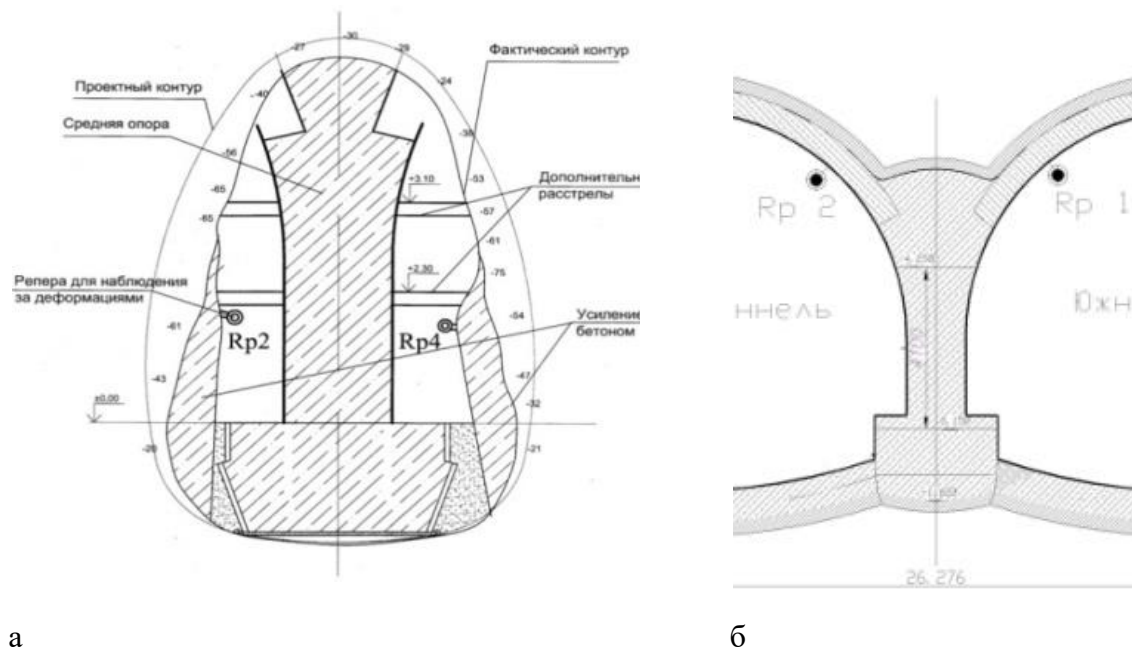


Рис. 3. Расположение маркировочных реперов наблюдательной станции тоннеля во временном (а) и постоянном (б) креплении

Плано-высотные смещения определяются при помощи электронного тахеометра ТС-1700 Leica Geosystems, обеспечивающего точности измерения углов 1,5" и расстояний 2 мм.

Наблюдения производились 1 раз в 2 недели в течение 6 месяцев. Все маркшейдерские работы выполнялись в соответствии с инструкцией по производству маркшейдерских работ РД 07-603-03.

На основе полученных результатов измерений рассчитаны оседания, горизонтальные смещения, полный вектор оседаний и скорость смещения маркировочных реперов по следующим формулам.

Вертикальные смещения (оседания), мм:

$$\eta = H - H_0, \quad (1)$$

где H_0 - начальная вертикальная отметка репера, мм;

H - отметка репера на момент наблюдения, мм.

Горизонтальные смещения, мм:

$$\xi = \sum d - \sum d_0, \quad (2)$$

где $\sum d_0$ - расстояние от опорного до данного репера на момент начального наблюдения, м;

$\sum d$ - расстояние от опорного до данного репера на момент последнего наблюдения, м.

$$\text{Полный вектор смещения } B = \eta^2 - \xi^2. \quad (3)$$

$$\text{Скорость смещения репера } v_g = \frac{B}{\Delta T}. \quad (4)$$

Результаты расчетов по приведенным выше формулам приведены в табл.1-3 и на рис. 4-5.

Таблица 1

Горизонтальные смещения маркировочных реперов

Дата	Значения горизонтальных смещений маркировочных реперов, мм				
	ПК72+91,1	ПК73+10,1	ПК73+55,1	ПК74+55,1	ПК74+95,2
07.10.2015	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
22.10.2015	1,204	1,772	0,539	0,860	2,121
07.11.2015	2,193	2,818	1,432	1,304	3,253
22.11.2015	1,803	1,603	0,671	8,621	1,456
07.12.2015	3,536	2,550	0,707	7,778	2,121
22.12.2015	0,849	0,849	0,849	0,849	0,849
07.01.2016	2,546	2,546	2,546	2,546	2,546
22.01.2016	1,342	2,062	2,040	1,921	2,102
07.02.2016	0,990	0,990	0,990	0,990	0,990
22.02.2016	1,697	1,697	1,697	1,697	1,697
07.03.2016	0,566	0,566	0,566	0,566	0,566
22.03.2016	1,456	2,184	1,811	1,640	2,371

Согласно результатам расчетов максимальные величины горизонтальных смещений наблюдаются на ПК74+55,1 в постоянной крепи тоннеля по состоянию на 22 ноября и 07 декабря 2015 г.: соответственно 8,621 и 7,778 мм. Для данного периода также характерны

максимальные величины оседаний на ПК73+10,1, установленном во временной крепи тоннеля, что, по-видимому, связано с промерзанием водонасыщенных глин (см. рис. 4).

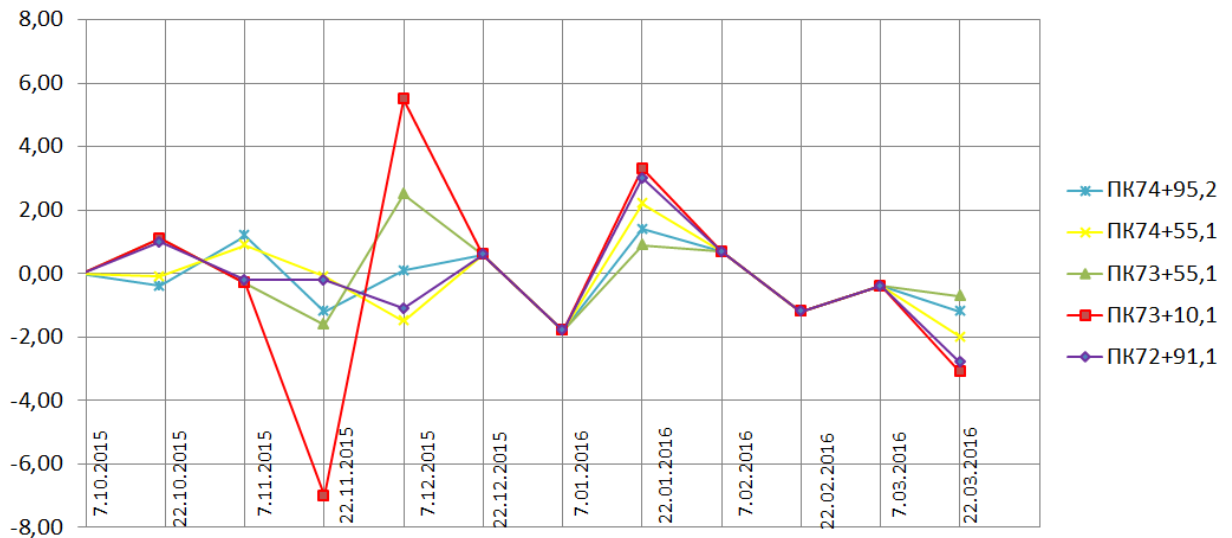


Рис.4. Оседания маркировочных знаков во времени

Анализируя результаты, представленные на рис. 4, можно отметить, что диапазон оседаний марок, установленных во временном креплении на ПК72+91,1; ПК73+10,1; ПК73+55,1, значительно превышает аналогичные значения смещений постоянной крепи на ПК74+95,2; ПК74+55,1. Вместе с тем подвижки временного крепления незначительные, составляют не более 10 мм, что не превышает критических значений. Очевидна более качественная защита постоянной крепи по сравнению со временной, в связи с чем рекомендуется возведение постоянной крепи тоннеля по всей его оси.

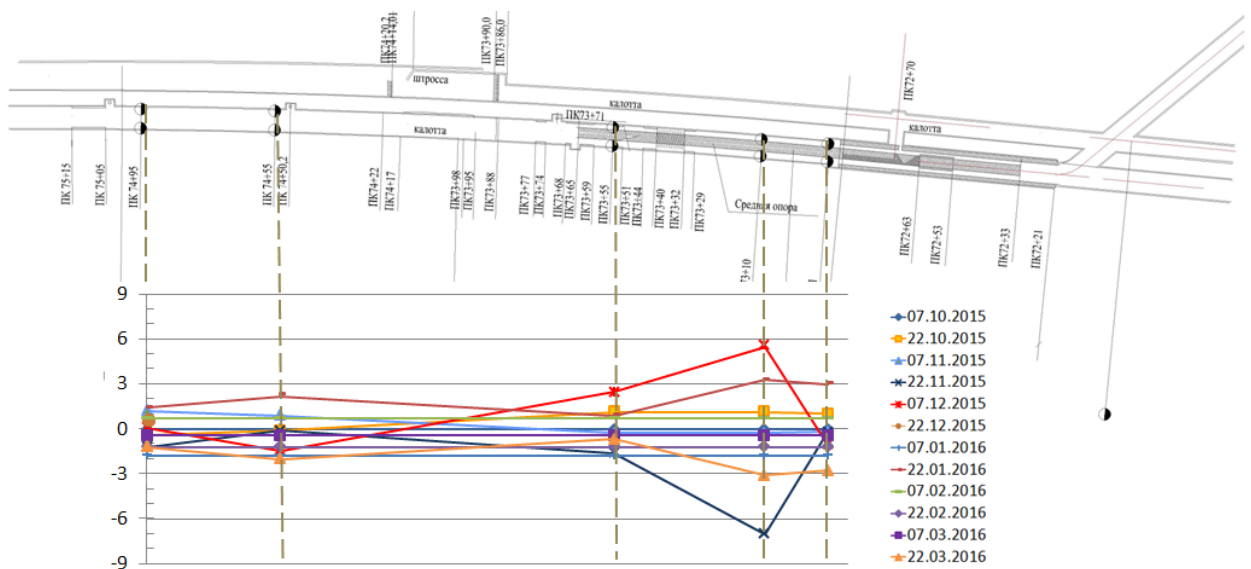


Рис.5. Оседания маркировочных реперов по оси тоннеля

Оседания рассматриваемых реперов по оси тоннеля (см. рис. 5) носят одинаковый характер, что свидетельствует о единой причине деформации – водонасыщении глин. Исключение составляет ПК 73+10, на котором оседания имеют максимальные значения на конец ноября - начало декабря 2015 г. Причем маркировочный репер находится на контакте двух пород: красноцветных известняковых глин и тонкослоистых гипсов, что и

обуславливает такие величины оседаний. По всей видимости, при дальнейшем строительстве тоннеля вблизи контактов пород также будут наблюдаться максимальные значения оседаний.

Анализируя значения скорости смещения реперов, представленные в табл.2, можно отметить невысокие значения показателей, не превышающих критические значения.

Таблица 2

Скорости смещения маркировочных реперов

Дата	Значения скорости смещения маркировочных реперов, мм/сут				
	ПК72+91,1	ПК73+10,1	ПК73+55,1	ПК74+55,1	ПК74+95,2
07.10.2015	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
22.10.2015	0,156	0,093	0,082	0,118	0,085
07.11.2015	0,217	0,089	0,098	0,197	0,167
22.11.2015	0,098	0,740	0,116	0,107	0,144
07.12.2015	0,159	0,635	0,173	0,197	0,236
22.12.2015	0,069	0,069	0,069	0,069	0,069
07.01.2016	0,208	0,208	0,208	0,208	0,208
22.01.2016	0,244	0,255	0,149	0,201	0,129
07.02.2016	0,081	0,081	0,081	0,081	0,081
22.02.2016	0,139	0,139	0,139	0,139	0,139
07.03.2016	0,046	0,046	0,046	0,046	0,046
22.03.2016	0,245	0,234	0,129	0,197	0,126

В табл. 3 представлены результаты расчета величины полного смещения реперов за рассматриваемый период, из которых максимальными являются ПК73+10,1 на 22.11.2015 и 07.12.2015, что подтверждает предыдущие расчеты и полученные выводы.

Таблица 3

Изменение величины полного смещения реперов во времени

Дата	Значения величины полного смещения реперов, мм				
	ПК74+95,2	ПК74+55,1	ПК73+55,1	ПК73+10,1	ПК72+91,1
07.10.2015	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
22.10.2015	1,269	1,775	1,225	1,396	2,345
07.11.2015	2,500	2,958	1,463	1,338	3,259
22.11.2015	2,166	1,606	1,735	11,105	1,470
07.12.2015	3,537	2,958	2,598	9,526	2,390
22.12.2015	1,039	1,039	1,039	1,039	1,039
07.01.2016	3,118	3,118	3,118	3,118	3,118
22.01.2016	1,939	3,015	2,229	3,818	3,663
07.02.2016	1,212	1,212	1,212	1,212	1,212
22.02.2016	2,078	2,078	2,078	2,078	2,078
07.03.2016	0,693	0,693	0,693	0,693	0,693
22.03.2016	1,887	2,961	1,942	3,507	3,669

В заключение можно сделать следующие выводы:

1. Деформационные процессы рассматриваемого периода не значительные, поскольку величины горизонтальных смещений и оседаний, скорости смещения не превышают критических значений.

2. Причиной, определяющими установленные значения оседаний и смещений, являются сложные геологические условия - массив сложен водонасыщенными глинами, сезонные колебания уровня грунтовых вод, отсутствие постоянной крепи на некоторых участках тоннеля.

3. В качестве мероприятий при строительстве тоннеля рекомендуется усиление бортов штольни дополнительным креплением, возведение средней опоры с постоянным креплением вслед за уходкой, большее количество наблюдательных станций в наиболее сложных участках массива.

Список литературы

1. Слободянюк Е.А., Бузенко Н.Г. Геотехнический мониторинг состояния временной обделки строящегося автодорожного тоннеля в г.Уфе // Маркшейдерское и геологическое обеспечение горных работ : сб. науч. тр. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2013. С.84-91.

2. Литвиненко Н.В., Шекунова А.А. Наблюдения за деформациями на объекте строительства наклонного конвейерного ствола // Маркшейдерское и геологическое обеспечение горных работ : сб. науч. тр. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2013. С. 91-97.

3. Хафизов Р.С. Геотехнический мониторинг состояния постоянной крепи НКС шахта «Заполярная» ОАО «ВОРКУТАУГОЛЬ» // Маркшейдерское и геологическое обеспечение горных работ : сб. науч. тр. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2015. С. 94-99.

4. Картунова С.О. Определение деформаций на карьерах с применением современных технологий // Актуальные проблемы горного дела. 2016. № 2 (2). С. 9-13.

Сведения об авторах

Романько Елена Александровна, канд. техн. наук., доцент кафедры геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. E-mail: Romanko_H@mail.ru

Бортновская Любовь Николаевна, студент группы ГМ-12 ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. E-mail: bortnovskajaljuba@gmail.com

УДК 622.1:004.428.4

ТЕКУЩЕЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ВНЕДРЕНИЯ ПО MINEFRAME В СИСТЕМУ УПРАВЛЕНИЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ НА ПРИМЕРЕ АО «САФЬЯНОВСКАЯ МЕДЬ»

Мажитов А.М., Мосунов И.А.

Аннотация. Для планирования горных работ и управления процессами в 2013 году АО «Сафьяновская медь» приобретено программное обеспечение (ПО) Mineframe (разработка Горного института КНЦ РАН). Первоначально сформированы геологическая и маркшейдерская базы данных, построены геологические скважины с поверхности и каркас рудных тел Сафьяновского месторождения.

При внедрении ПО на объектах АО «Сафьяновская медь» предприятие столкнулось с рядом трудностей по адаптации программного обеспечения, разработке специализированных программных средств и обучению инженерного персонала, в результате чего работы по внедрению ПО прекратились. Возобновление внедрения ПО Mineframe продолжилось в 2016 году.

Внедрение геоинформационных систем (ГИС) в АО «Сафьяновская медь» позволит совершенствовать систему управления производственными и проектными работами, автоматизировать их, в результате чего сохранит конкурентоспособность предприятия на рынке.

Ключевые слова: планирование горных работ, управление технологическими процессами, программное обеспечение, автоматизация производства.

Сафьяновское медно-колчеданное месторождение находится на восточном склоне Уральских гор, на территории Режевского городского округа Свердловской области, в 95 км к северо-востоку от г. Екатеринбург, в 9 км к востоку от г. Реж.

Месторождение открыто в 1985 г. Исетской геолого-съемочной партией Среднеуральской геологоразведочной экспедиции; основные виды полезных компонентов в медной руде – медь, цинк и драгметаллы. Предприятие зарегистрировано в 1992 г., а в 1994г. – реорганизовано в АО «Сафьяновская медь». В 1997 г. завершена 1-я очередь строительства карьера с выходом на мощность по добыче 700 тыс. т руды в год. Предприятие вышло на проектную производственную мощность в 2001 г. С 1999 г. АО «Сафьяновская медь» находится в составе УГМК-Холдинг.

В состав предприятия входит:

- Подземный рудник (проектная мощность – 500 тыс. т в год).
- Сафьяновский карьер (1220 тыс. т руды в год).
- Хвощевский карьер (300 тыс. т флюсового известняка в год).
- Лаборатория.

Доля предприятия в общероссийской добыче медьсодержащих руд составляет 3%. Оставаясь перспективным для УГМК-Холдинга горнодобывающим предприятием, АО «Сафьяновская медь» продолжает совершенствовать системы управления добычей руды Сафьяновского медноколчеданного месторождения.

В настоящее время отработка Сафьяновского месторождения ведется комбинированным способом. Отработать карьер до проектной глубины 265 м и полностью перейти на подземный способ добычи планируется к 2020 году.

Проектными решениями в качестве основной системы разработки для отработки Сафьяновского месторождения подземным способом принята поэтажно-камерная система разработки с закладкой выработанного пространства и применением самоходного оборудования.

В качестве инструмента для планирования горных работ и управления производственными процессами в 2013 году приобретено программное обеспечение Mineframe (разработка Горного института КНЦ РАН). Система Mineframe предназначена для комплексного решения широкого круга геологических, маркшейдерских и технологических задач, встречающихся в практике работы горнодобывающих предприятий, научных и проектных организаций. Система содержит набор инструментов, позволяющих работать с трехмерными моделями объектов горной технологии. Среди них геологические пробы, рудные тела и пласты, маркшейдерские точки, горные выработки, выемочные единицы, конструктивные элементы и узлы системы разработки, естественные и технологические поверхности (включая карьеры и отвалы), склады (штабели) и развалы горной массы.

Система Mineframe находит всё более широкое применение на горнодобывающих предприятиях России. Масштабы внедрения – от единичных лицензий на карьерах строительного сырья до нескольких десятков на гигантах и лидерах черной и цветной металлургии, горно-химической отрасли. Система успешно внедрена и используется в ОАО «Апатит», ОАО «Оренбургские минералы», ОАО «Боксит Тимана», ОАО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение», ОАО «Горнозаводскцемент», ОАО «СЗФК», ОАО «Айхальский ГОК», ОАО «Учалинский ГОК», на других горных предприятиях, в проектных и консалтинговых бюро, учреждениях высшего и среднего образования.

При внедрении ПО на объектах АО «Сафьяновская медь» предприятие столкнулось с рядом трудностей по адаптации программного обеспечения, разработке специализированных программных средств и обучению инженерного персонала, после чего прекратились какие-либо попытки по его внедрению.

Возобновилось внедрение программного обеспечения Mineframe в 2016 году. На начальном этапе сформированы геологическая и маркшейдерская базы данных. На основе геологической базы данных отстроены скважины с интервалами опробования и содержанием полезного ископаемого (рис. 1). В конечном итоге удалось построить только каркасную модель рудных тел Сафьяновского месторождения (рис. 2).

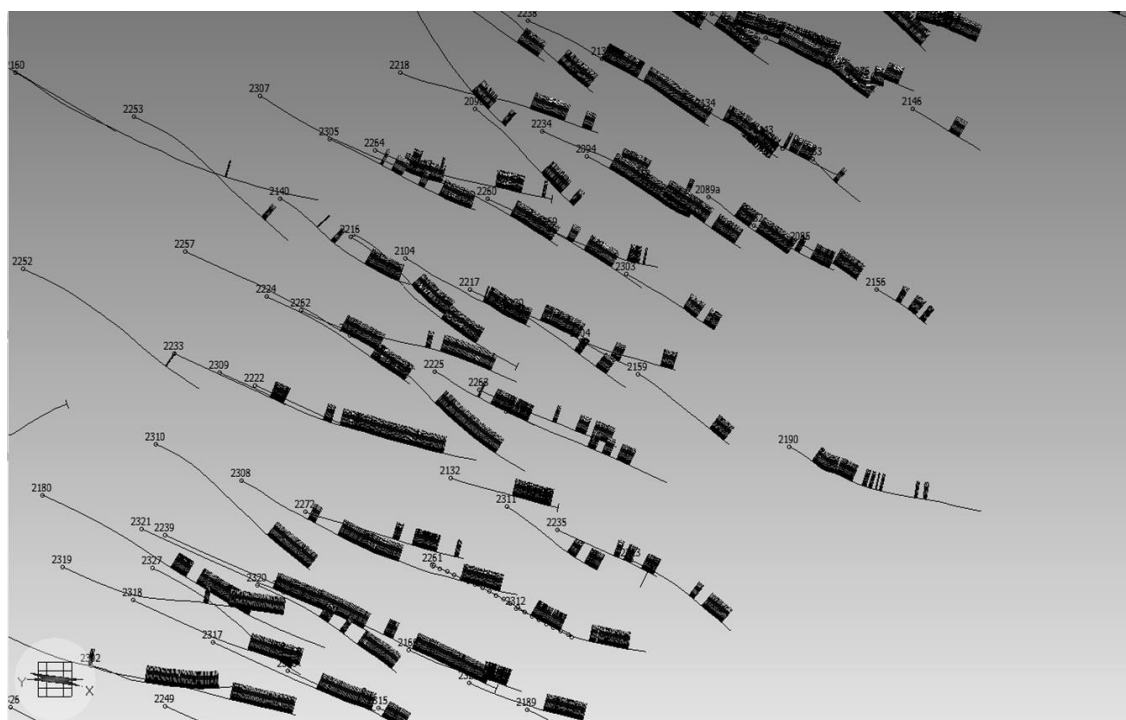


Рис. 1. Построение геологических скважин

Большой практический успех получил маркшейдерский модуль, который, в свою очередь, освоен в полном объеме (рис. 3). В данном модуле ведется подсчет объемов

пройденных выработок, выемочных единиц (камер), построение разрезов для разработки проектов на подготовительные работы, отработку и закладку камер.

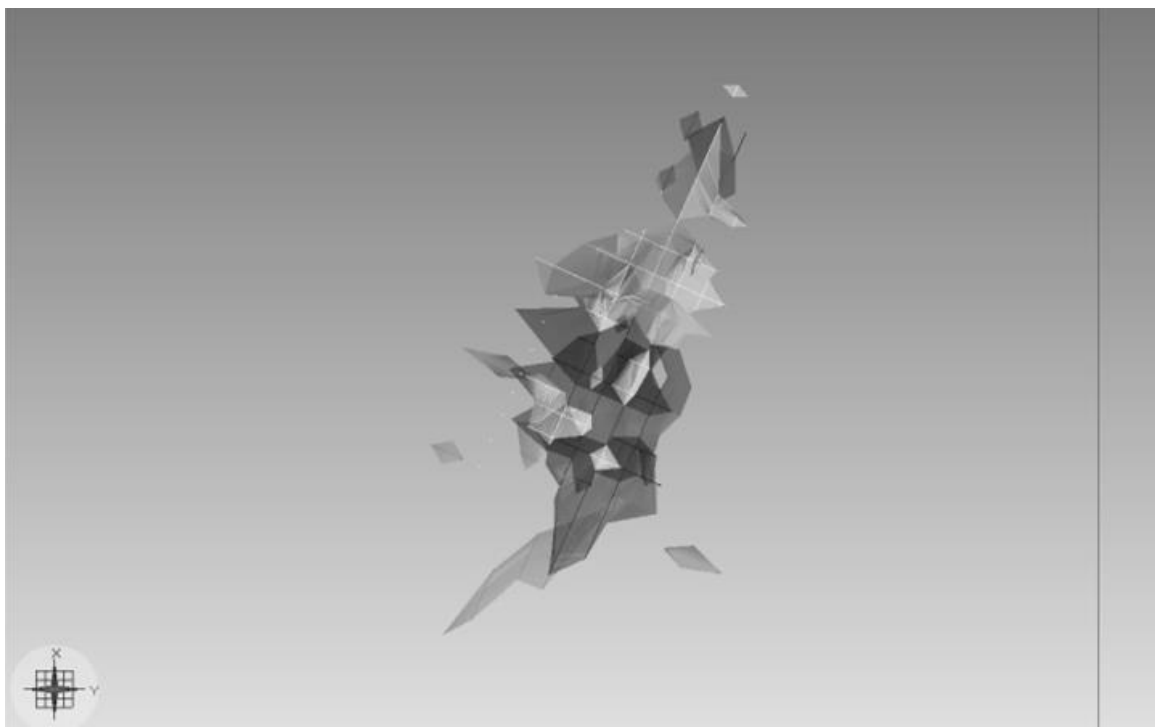


Рис. 2. Каркасная модель рудных тел Сафьяновского месторождения

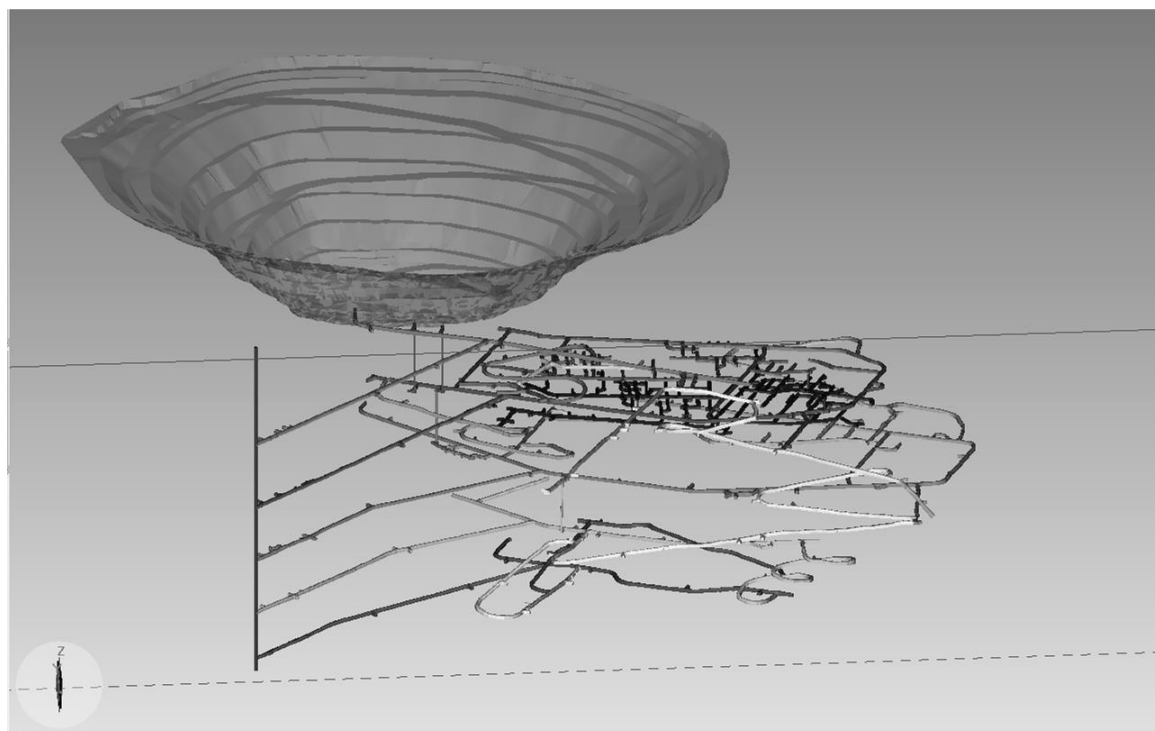


Рис. 3. Маркшейдерская модель Сафьяновского рудника

В настоящее время перед предприятием стоит задача освоить модуль буровзрывных работ и провести ряд исследований на опытном участке, для определения параметров отрыва горной массы от массива при проектировании в ПО Mineframe по сравнению с проектированием в существующих программных продуктах, а также провести оценку параметров буровзрывных работ.

Сложившиеся трудности по внедрению ПО связаны с рядом субъективных факторов по некомпетентности персонала и их консервативной настроенности в отношении автоматизированного управления производством и проектирования горных работ. Поэтому дальнейшее внедрение ПО невозможно без документов, регламентирующих организационную структуру отделов и систему связей между ними в процессе решения технологических задач, а также инструкции, определяющие функции, обязанности и права всех пользователей ПО.

Внедрение геоинформационных систем (ГИС) в АО «Сафьяновская медь» позволит совершенствовать систему управления производственными и проектными работами, автоматизировать их, в результате чего сохранит конкурентоспособность предприятия на рынке.

Список литературы

1. Проект «Вскрытие и отработка глубоких горизонтов Сафьяновского месторождения» / ОАО Институт «Уралгипроруда». Екатеринбург, 2013.
2. Вскрытие и отработка глубоких горизонтов Сафьяновского месторождения (Дополнение к проекту с учетом совместной работы подземного и открытого рудников) / ОАО Институт «Уралгипроруда». Екатеринбург, 2012.
3. Гурин К.П., Целищев С.П. Создание инструментальных средств автоматизированного проектирования подземных массовых взрывов на платформе системы Mineframe // Проблемы и тенденции рационального и безопасного освоения георесурсов: сб. докл. Всерос. науч.-техн. конф. с междунар. участием, посвященной 50-летию Горного ин-та КНЦ РАН. Апатиты; СПб; Реноме, 2011. С. 240-245.
4. Наговицын О.В., Лукичев С.В. Развитие методов моделирования горно-геологических объектов в системе MINEFRAME // Информационные технологии в горном деле: доклады Всерос. науч. конф. с междунар. участием, 12-14 октября 2011 г. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. С. 142-147.
5. Наговицын О.В., Алисов А.Ю. Средства автоматизированного планирования открытых горных работ в системе Mineframe [Электронный ресурс]: Режим доступа: <http://cyberleninka.ru/article/n/sredstva-avtomatizirovannogo-planirovaniya-otkrytyh-gornyh-rabot-v-sisteme-mineframe>.
6. Тулубаева М.Ф., Мажитов А.М. Применение SURPAC в компьютерном моделировании рудных месторождений // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. 2014. Т. 1. С. 47-50.
7. Горбатова Е.А., Колесатова О.С., Тулубаева М.Ф. Создание цифровой модели месторождения // Актуальные проблемы горного дела. 2016. № 2 (2). С. 3-8.

Сведения об авторах

Мосунов Иван Александрович, горный инженер, магистрант кафедры управления процессами, НЧОУ ВО «Технический университет УГМК», Екатеринбург, Россия. E-mail: i.mosunov@elem.ru

Мажитов Артур Маратович, канд. техн. наук., доцент кафедры разработки месторождений полезных ископаемых, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. E-mail: artur.mazhitov@yandex.ru

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТРОСОВОГО КРЕПЛЕНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ, НАРЕЗНЫХ И ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК В УСЛОВИЯХ ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКОВ АО «УЧАЛИНСКИЙ ГОК»

Маннанов А.Ш., Котенков А.В., Калмыков В.Н., Волков П.В., Бардин О.М.

Аннотация. В работе производится определение параметров тросового крепления подготовительных, нарезных и очистных выработок в условиях подземных рудников АО «Учалинский ГОК» – длины устанавливаемых анкеров и расстояния между анкерами. Рассмотрен пример определения параметров тросового крепления для условий месторождения «Озерное».

Ключевые слова: тросовое крепление, несущая способность, сетка штангования, расчетная схема, длина троса, классификация Бартонна.

К параметрам тросового крепления подготовительных, нарезных и очистных выработок относят длину устанавливаемых анкеров и расстояние между анкерами (сетка установки анкеров).

Для определения длины устанавливаемых тросов при креплении выработок следует пользоваться номограммой, представленной на рис. 1. Данная номограмма на основе классификации Бартонна – Q рейтинга была специально модифицирована для тросового крепления.

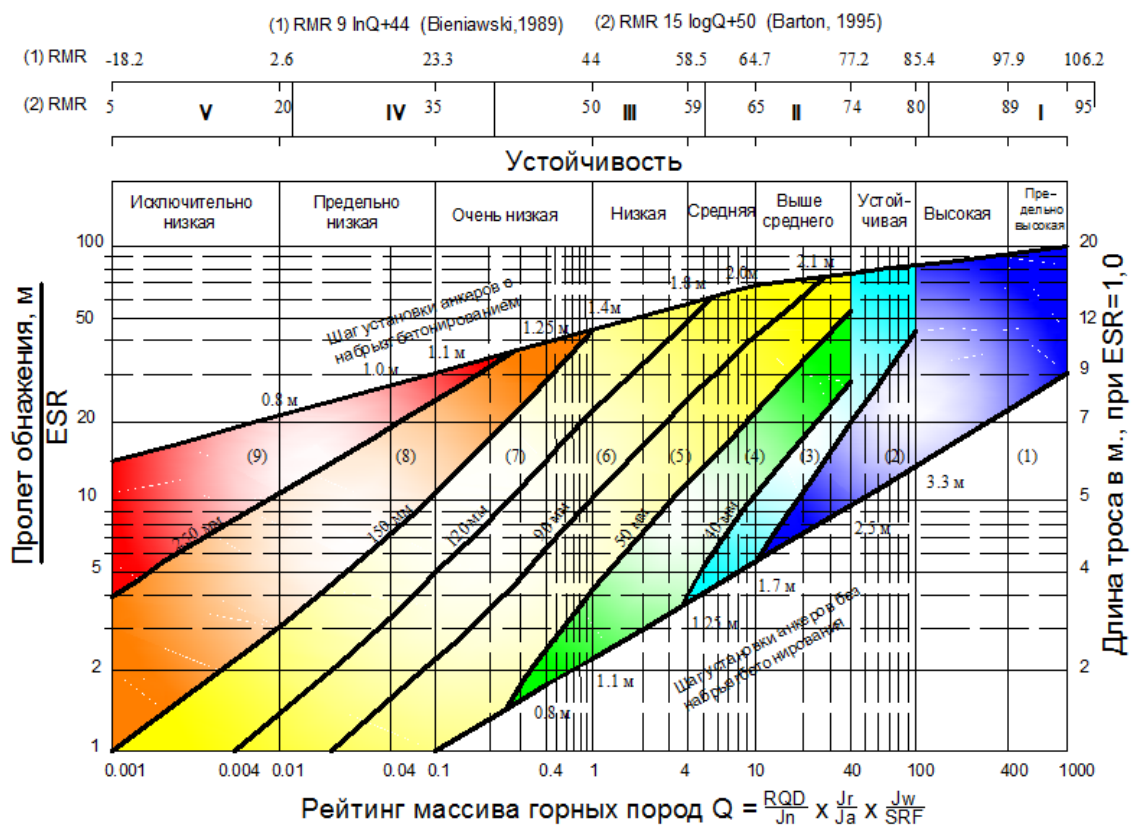


Рис. 1. Номограмма определения типа крепления и длины тросов: 1 – без крепления; 2 – выборочное крепление анкерами; 3 – систематическое крепление анкерами; 4 – систематическое крепление анкерами + набрызг-бетон 4-10 см; 5 – анкера + металлическая сетка + набрызг-бетон 5-9 см; 6 - анкера + металлическая сетка + набрызг-бетон 9-12 см; 7 - анкера + металлическая сетка + набрызг-бетон 12-15 см; 8 - анкера + металлическая сетка + набрызг-бетон >15 см или металлические арки; 9 – бетонная крепь

Номограмма представляет собой график, построенный в координатах «Рейтинг устойчивости массива горных пород RMR (Q)» (ось X) – «отношение пролета обнажения выработки к коэффициенту ESR» (ось Y), разделенный на секторы, соответствующие определенному типу крепи. Бартон, Лиен и Люнд предложили использовать отношение пролета выработки (диаметр, м) к коэффициенту необходимого времени устойчивости крепления ESR. Этот показатель получил название «эквивалентный размер» (De).

Для выбора длины троса соответствующего пролета выработки проводится прямая по оси X от получившегося значения пролета с учетом поправки на коэффициент ESR.

ESR – коэффициент, относящийся к характеру использования выработки и времени, необходимому для обеспечения устойчивости обнажения. В табл. 1 приведены значения показателя ESR по категориям выработок.

Таблица 1

Показатель ESR по категориям выработок

ESR	Категория выработок
3÷5	Временные выработки
1,6	Подготовительные, нарезные, разведочные и иные выработки долгого времени существования. Водосборные выработки (исключая высоконапорные хранилища)
1,3	Вскрывающие выработки, основные транспортные выработки, камеры околоствольного двора, камеры-хранилища
1,0	Электростанции, откаточные выработки, порталы, сопряжения

Показатель ESR большинства подготовительно-нарезных выработок на месторождениях АО «УГОК» составляет 1,6.

Длина троса, представленная на правой стороне номограммы, действительна для ESR=1. Для больших значений ESR эти длины должны быть увеличены в соответствии с фактическим пролетом. Для определения величины длины троса необходимо длину, полученную по номограмме, умножить на коэффициент, равный $(ESR)^{0.5}$.

При установке тросового крепления существует ряд дополнительных условий. Минимальная длина троса равна 2 м. В случае возникновения необходимости в установке тросов для повышения устойчивости выработки следует убедиться, что их длина будет как минимум на 3 м больше максимальной высоты участка деформированных пород или за пределами вершины максимально ожидаемого породного вывала. Поэтому если длина троса, определенная по номограмме, представленной на рис. 1, окажется меньше требуемой, данную длину необходимо откорректировать в сторону увеличения.

При установке тросов на сопряжениях длина троса определяется по номограмме с учетом увеличения пролета в 1,75-2 раза.

Расстояние между устанавливаемыми тросами определяется по графику, разработанному Бартоном и представленному на рис. 2.

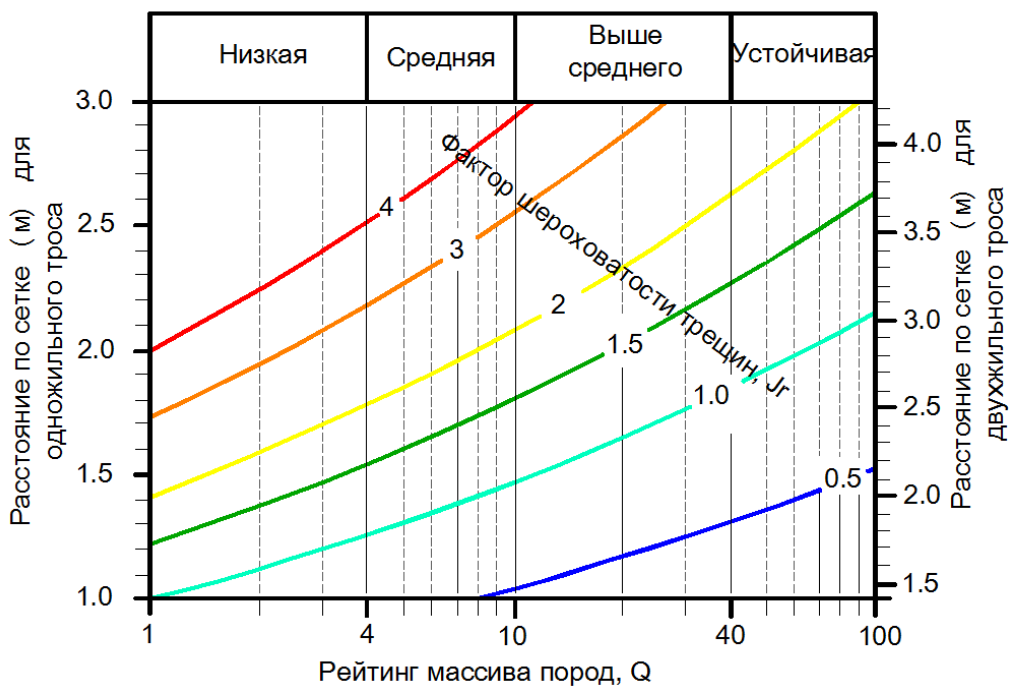


Рис. 2. Номограмма определения сетки установки тросов

Фактор шероховатости трещин J_r согласно классификации горных пород по Бартону описывает состояние текстуры поверхности основной системы трещин и находится в диапазоне от 0,5 (неблагоприятные условия) до 4,0 (благоприятные условия).

Трение трещин зависит от состояния поверхностей их стенок (волнистые, плоские, грубые или гладкие). Фактор шероховатости трещин J_r описывает эти условия и оценивается по табл. 2.

Таблица 2

Определение фактора J_r

	Большой масштаб	Плоские	Волнообразные	Прерывистые
Маленький масштаб				
Зеркала скольжения		0.5	1.5	2.0
Гладкие стенки		1.0	2.0	3.0
Шероховатые стенки		1.5	3.0	4.0
Заполненные глиной трения, без контакта стенок		1.0	1.0	1.5

Примечание. Если расстояние между плоскостями трещиноватости превышает 3 м, фактор J_r увеличивается на 1 ед.

Описание системы трещин основано на шероховатости и производится в двух масштабах:

1) Термины «шероховатые», «гладкие» и «зеркала скольжения» относятся к малым структурам в масштабе сантиметров или миллиметров. Определение состояния стенок трещин в таком масштабе может быть выполнено при проведении пальцем вдоль системы стенок трещин.

2) Крупномасштабная шероховатость определяется в масштабе от дециметров до метров и измеряется укладкой линейки длиной не менее 1 м на поверхность трещины для определения амплитуды крупномасштабной шероховатости. Термины: «прерывистые», «волнистые» и «плоские» используются для больших масштабов шероховатости. Крупномасштабная шероховатость должна быть рассмотрена по отношению к размеру блока, а также вероятном направлении скольжения.

В качестве примера произведем выбор параметров тросового крепления выработки для следующих исходных данных: вид выработки – доставочный штрек; выработка пройдена во вмещающих породах; ширина выработки – 4,7 м; предел прочности на сжатие в образце – 59 МПа; угол внутреннего трения руды – 35°; в массиве прослеживаются три системы трещиноватости с расстоянием между трещинами соответственно: В = 0,45 м, С = 0,5 м и D = 1 м; расстояние между видимыми нарушениями (трещинами) в выработке – 1,5 м; общие условия обводнения – мокрые; характеристика трещиноватости массива – шероховатые, ширина раскрытия трещин – менее 1 мм, слегка выветрелые; характер залегания трещин – плоские; ориентация выработки относительно основной системы трещиноватости – благоприятная.

Расчетное значение критерия RMR для вмещающих руд данной выработки составило $RMR_k = 69$ баллов.

По номограмме, представленной на рис. 1, длина тросов для крепления доставочного штрека определяется следующим образом:

1. Проводится горизонтальная линия от значения 3 - отношение пролета обнажения выработки к коэффициенту ESR ($4,7/1,6=3$).

2. На правой стороне номограммы определяется значение длины троса при ESR=1. Получается значение, равное 2,8 м.

3. Полученная длина троса умножается на коэффициент $(ESR)^{0,5}=(1,6)^{0,5}=1,265$. Длина троса составила $L=3,6$ м.

4. Определяем значение фактора шероховатости трещин J_r по табл. 2. Согласно описанию системы трещин $J_r=1.5$.

5. По номограмме, представленной на рис. 2 определяется размер сетки. Для этого необходимо перейти от значения критерия RMR к критерию Q по формуле

$$Q = e^{\frac{(RMR-44)}{9}}; \quad (1)$$

$$Q = e^{\frac{(69-44)}{9}} = e^{1,555} = 14,8.$$

По номограмме от значения $Q=14,8$ поднимается вертикальная линия до пересечения со значением $J_r=1.5$ и затем от пересечения проводится горизонтальная линия. Получается значение сетки установки тросов, равное 1,8x1,8 м при применении одножильного троса и 2,7x2,7 м при применении двухжильного троса.

Необходимая несущая способность одножильного троса составит

$$N_{\min}=2,8*1,8^2=9,072 \text{ тс.}$$

Согласно ГОСТ 3064-80 в данном случае выбирается трос с пределом прочности не менее 150 кгс/мм² и диаметром 11.5 мм. У данного троса по ГОСТу предел прочности на разрыв составляет 93000 Н.

Список литературы

1. Изыскание технологии крепления подготовительно – нарезных выработок с использованием композитных материалов / В.Н. Калмыков, С.С. Неугомонов, М.В. Котик, А.А. Зубков, Е.И. Пушкарев, П.В. Волков // Комплексное освоение месторождений полезных ископаемых: сб. науч. трудов. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2012. С.193-
2. Технологии механизированного крепления горных выработок усиленной комбинированной крепью с использованием самозакрепляющихся анкеров и набрызгбетона, наносимого способом «мокрого» набрызгбетонирования на подземных рудниках Урала / Калмыков В.Н., Зубков А.А., Волков П.В., Пушкарев Е.И., Латкин В.В. // Сборник научных трудов SWorld. Материалы международной научно-практической конференции «Современные направления теоретических и прикладных исследований 2013». Вып. 1. Т.3. Одесса: КУПРИЕНКО, 2013. ЦИТ: 113-0042. С. 88-90.
3. Мажитов А.М. Оценка влияния подземных горных работ на напряженно-деформированное состояние прикарьерного массива месторождения Камаганское (научная статья) // Актуальные проблемы горного дела. 2016. № 1 (1). С. 29-35.
4. Мажитов А.М., Корнеев С.А., Корнилов С.Н. Влияние высоты камеры на устойчивость массива при отработке прикарьерных запасов Камаганского месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2015. № S4-2. С. 198-204. (Перечень 2010, № 721).
5. Калмыков В.Н. Мажитов А.М., Волков П.В. 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», г. Екатеринбург, 3-4 апреля 2013 г. (Уральская горнопромышленная декада, г. Екатеринбург, 1-10 апреля 2013 г.): сб. докл. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2013. С. 48-50.
6. Калмыков В.Н., Волков П.В., Латкин В.В. Обоснование параметров сталеполлимерной анкерной крепи при проведении опытно-промышленных испытаний в условиях Сафьяновского подземного рудника // Актуальные проблемы горного дела. 2016. № 2 (2). С. 27-35.

Сведения об авторах

Маннанов Ахат Шавкатович, магистрант НЧОУ ВО «Технический университет УГМК», Екатеринбург, Россия.

Котенков Алексей Владимирович, зам. начальника отдела горной науки ОАО «Уралмеханобр», Екатеринбург, Россия.

Калмыков Вячеслав Николаевич, д-р. техн. наук, профессор кафедры разработки месторождений полезных ископаемых ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. Тел.: 8 (3519) 29-84-61.

Волков Павел Владимирович, канд. техн. наук, ст. преп. профессор кафедры разработки месторождений полезных ископаемых ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. Тел.: 8 (3519) 29-84-66, E-mail: wolf1709@rambler.ru

Бардин Олег Михайлович, студент ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. Тел.: 8 (3519) 29-84-66.

УДК 622.272-622.74

ВОСПРОИЗВОДСТВО ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ ОТ ПОТОКА ШАХТНОЙ ВОДЫ ДЛЯ СОБСТВЕННЫХ НУЖД ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА

Олизаренко В.В., Зубков Ар.А., Евстигнеев А.В.

Аннотация: В статье установлены объемы погоризонтных потоков шахтной воды в условиях Учалинского подземного рудника и теоретически обоснован энергетический потенциал воспроизводимой электроэнергии, оцениваемый по значению электрической мощности, выдаваемой электрогенератором микрогидроэлектростанции (ГЭС) малой мощности от потока шахтной воды, перепускаемой по вертикальным перепускным межгоризонтным скважинам.

Ключевые слова: подземный рудник, водоотлив, шахтная вода, энергия поток воды, перепускная скважина, рабочее колесо, электрогенератор, воспроизводство электроэнергии.

В настоящее время энергоресурсосбережение является одним из важнейших экономических аспектов для большинства промышленных предприятий – потребителей тепловой и электрической энергии. Одной из современных производственных проблем горных предприятий РФ и мира, осуществляющих переход на нетрадиционные (альтернативные) и возобновляемые источники энергии (ВИЭ), является повышение их энергоэффективности и рационального использования энергетических ресурсов [1]. Переход от традиционных невозобновляемых (невосстанавливаемых) источников энергии к возобновляемым (воспроизводимым) и практически неисчерпаемым позволяет по-новому рассмотреть решение задач энергоэффективности и рационального использования энергетических ресурсов подземных рудников [2-4].

Основным фактором, обуславливающим возникновение перечисленных видов возобновляемой энергии, является характерная для разработки рудных месторождений полезных ископаемых разность высотных отметок поверхности, промежуточных горизонтов и конечной глубины ведения горных работ. Необходимо отметить, что почти все перечисленные техногенные источники возобновляемой энергии не существуют вне горнотехнических систем, конструкции которых должны соответствовать, с одной стороны, требованиям технологии ведения горных работ на всех горизонтах от поверхности до нижележащих глубоких горизонтов, а с другой стороны, отвечать условиям воспроизводства электроэнергии в полном соответствии с требованиями безопасности ФНиП [5].

В качестве объекта исследования обоснования способов возможного энергоспроизводства от энергии потоков шахтной воды принят Учалинский подземный рудник (являющийся местом прохождения практик студентов института ГДиТ) и его горные выработки с водоотливным комплексом и водоперепускными скважинами (рис. 1).

Задачи исследования включают:

1. Обоснование энергетического потенциала потока шахтной воды, протекающего по перепускным межгоризонтным вертикальным скважинам водоотливного комплекса подземного рудника.

2. Определение теоретических расчетных значений электрической мощности, возобновляемой генератором от запасенной энергии в потоке шахтной воды, протекающей по перепускным скважинам поэтажей и этажей схемы вскрытия учалинского рудного тела при камерной системе разработки с закладкой.

3. Анализ конструктивного исполнения существующих проектов микрогидротурбин с ковшовыми, прямоугольными лопастными и осевыми рабочими колесами и электрогенераторами малой мощности.

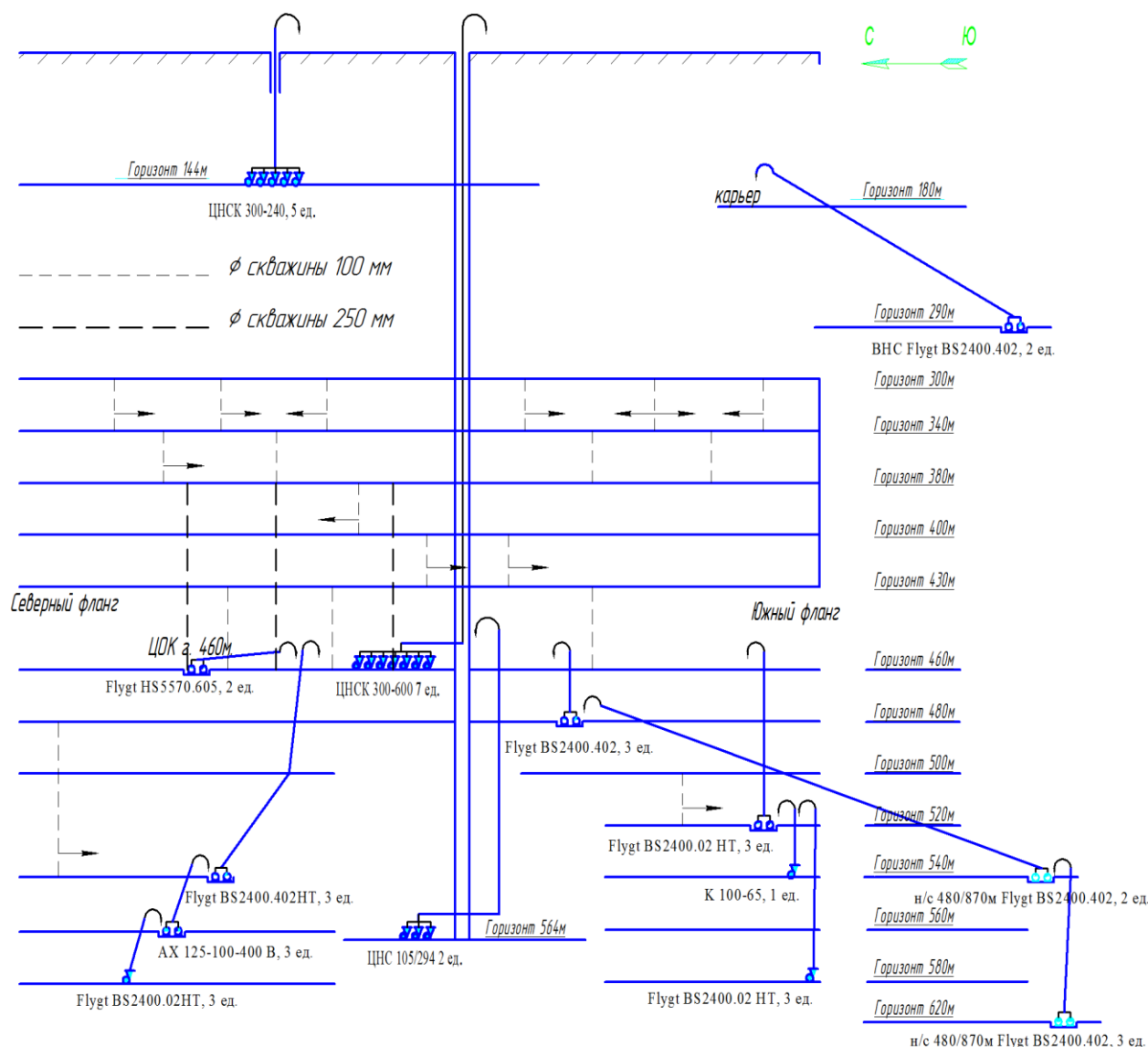


Рис. 1. Схема горных выработок и система водоотлива с межгоризонтными перепускными скважинами на Учалинском подземном руднике

Величина энергетического потенциала зависит от объема потоков шахтной воды на подземном руднике, схемы вскрытия, системы разработки с закладкой отработанных пустот камер и ограничивается глубиной ведения горных работ (см. рис. 1). Исходные статистические данные погоризонтных объемов водопритокков загрязненной шахтной воды в горные выработки Учалинского подземного рудника были собраны, обработаны и представлены на рис. 2.

Из данных (см. рис. 2) видно, что на гор. 571 м водоприток минимален и имеет энергетический потенциал в зависимости от его объема и глубины залегания горизонта. В свою очередь, погоризонтные потоки шахтной воды ниже гор. 144 м и до гор. 460 м обладают энергетическим потенциалом, величину которого необходимо рассчитать с учетом постоянных и переменных параметров.

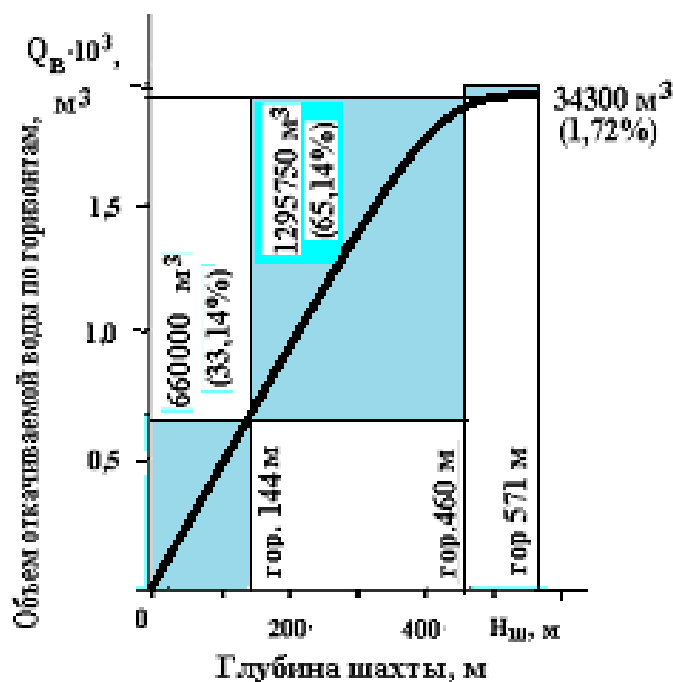


Рис. 2. Структура и зависимость распределения объемов водопритоков по горизонтам Учалинского подземного рудника

Для заданной глубины возможного воспроизводства электрической энергии на подземном руднике выполнено обоснование исходных постоянных (напор H (м) и расход Q ($\text{м}^3/\text{с}$)) по фактическим данным и переменных (\sim) расчетных параметров для определения теоретической мощности генераторной установки по формуле

$$N = \eta_1 \eta_2 \rho g Q H, \text{ кВт}, \quad (1)$$

где N – мощность воспроизводимая электрогенератором, Вт; η_1 – эффективность генератора, $\eta_1 = 0.7-0.8$; η_2 – эффективность подводящей трубы/ канала, $\eta_2 = 0.80-0.95$; ρ – плотность шахтной воды, $\rho = 1015 \text{ кг}/\text{м}^3$; g – ускорение свободного падения, $g = 9.81 \text{ м}^2/\text{с}$; H – напор (м), расстояние по вертикали между верхним и нижним уровнями воды в вертикальной скважине, м; Q – расход воды по вертикальной скважине, принимаемый по фактическим данным или в зависимости от диаметра перепускной скважины, л/с; $D_{шв}$ – диаметр скважины (м),

$$D_{шв} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_p}{3600 \cdot \pi \cdot v_{шв}}}; \quad (2)$$

$v_{шв}$ – скорость потока шахтной воды по перепускной скважине, м/с

$$v_{шв} = Q/S. \quad (3)$$

Величина энергетического потенциала потока шахтной воды определялась расчетом значения электрической мощности (смотри таблицу, фрагмент расчета мощности при высоте столба шахтной воды в перепускной скважине $H_p = \Delta B U_p - \Delta H U_p = 30$ м) воспроизводимой электроэнергии на микрогидроэлектростанции от потока загрязненной шахтной воды, протекающей по перепускным скважинам, пробуренным с подошвы горной выработки вышележащего горизонта в потолочину горной выработки нижележащего горизонта с

расстоянием по вертикали, равном высоте подэтажа (30 м) или высоте этажа (60 м) и кратных расстоянию между отметками гор. (460-144) м (см. рис.2), где расположен главный водосборник для сбора, осветления и откачки осветленной воды насосами водоотливного комплекса на поверхность.

Обоснование постоянных исходных и переменных расчетных параметров определения теоретической мощности проектируемой ГЭС

Исходные данные	Ед.изм	Расчетная формула	Расчетные параметры воспроизводства электроэнергетики от потока шахтной воды				
Вариант расчета №1							
Высота столба смеси H_p (пост)	м	$H_p = \nabla BУ_p - \nabla HУ_p$	30	30	30	30	30
Расход $Q_{п}$ (пост)	л/с	$Q = v \cdot S$	5	5	5	5	5
Скорость (~)	м/с	$v = \frac{Q}{S}$	0,1	0,28	0,4	0,64	1,13
Диаметр скв (~)	м	$d_{скв} = \sqrt{\frac{4Q}{3600 \cdot \pi \cdot v}}$	0,250	0,150	0,125	0,100	0,075
Мощность N (пост)	кВт	$N = \eta_1 \eta_2 \rho g Q H$	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5

По данным выполненного теоретического расчета электрической мощности (см. таблицу) микрогидротурбин малых и средних мощностей с учетом обоснованных исходных постоянных и переменных расчетных параметров была построена номограмма (рис. 3) для определения теоретической мощности, воспроизводимой электрогенератором от потока загрязненной шахтной воды при проектировании микрогидроэлектростанций малой и средней мощности (микроГЭС).

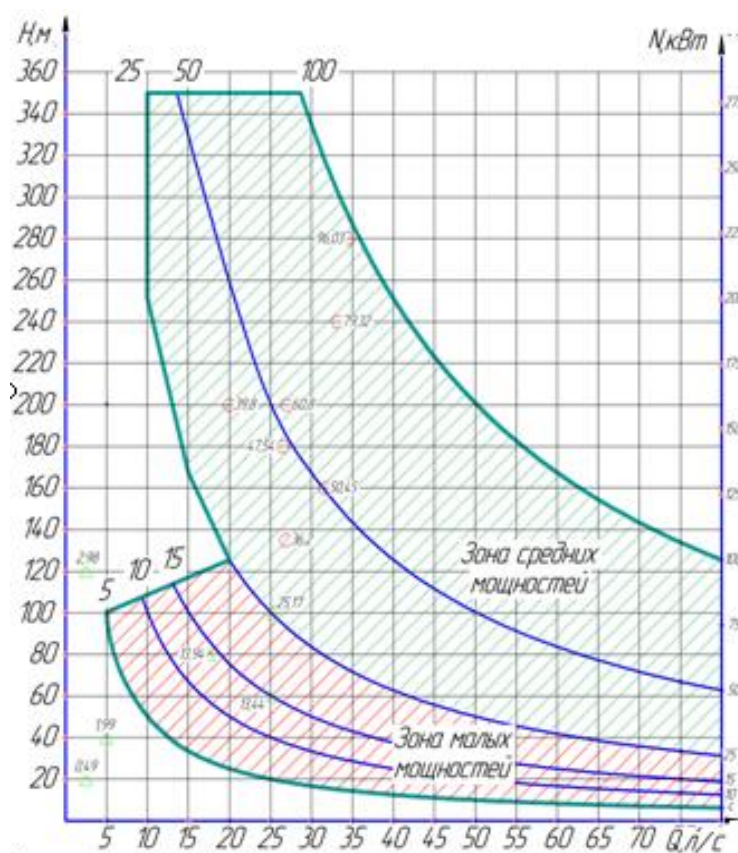


Рис.3 Номограмма определения теоретической мощности, воспроизводимой электрогенератором от потока загрязненной шахтной воды

Для оценки энергетического потенциала потоков шахтной воды были разработаны конструкции действующих моделей с ковшовыми и прямоугольными лопастными колесами и генераторами малой мощности (до 30 кВт), представленные в работах [6-8], на которых проведены экспериментальные исследования и по полученным данным построены эмпирические зависимости для расчета значений воспроизводимой электроэнергии с учетом различных горно-геологических, горнотехнических условий и водоотливной системы подземного рудника.

Полученные экспериментальные данные подтверждают практическую возможность воспроизводства электроэнергии от потоков шахтной воды с разной консистенцией механических примесей.

Выполненный анализ конструктивных особенностей исполнения существующих проектов микрогидроэлектростанций малой мощности [9-10] показывает на преимущества микрогидроэлектростанций, у которых колесо гидротурбины жестко насажено на вал электрогенератора, без промежуточной механической передачи, что снижает сопротивление движению рабочего колеса и повышает частоту его вращения.

Выводы

1. Установлены объемы погоризонтных потоков шахтной воды в условиях Учалинского подземного рудника.

2. Теоретически обоснован энергетический потенциал воспроизводимой электроэнергии, оцениваемый по значению электрической мощности, выдаваемой электрогенератором микрогидроэлектростанции (ГЭС) малой мощности от потока шахтной воды, перепускаемой по вертикальным перепускным скважинам.

3. Анализ конструктивного исполнения существующих проектов гидроэлектростанций малой мощности показывает на преимущество микрогидротурбин, которые насажены на вал электрогенератора без механической передачи.

Список литературы

1. Горная энциклопедия / гл.ред. Е.А.Козловский и др. М.: Сов. энцикл., 1991. Т.5. 524 с.
2. Попель О.С. Возобновляемые источники энергии в регионах Российской Федерации: проблемы и перспективы // Энергосовет. 2011. № 5(18).
3. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Радченко Д.Н. Проблема использования возобновляемых источников энергии в ходе разработки месторождений твердых полезных ископаемых // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2015. №1. С.88-96.
4. Рыльникова М.В., Галченко Ю.П. Возобновляемые источники энергии при комплексном освоении недр. Москва: ИПКОН РАН, 2015. 122 с.
5. Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности (Приказ Ростехнадзора от 11.12.2013г. № 599). М., 2014.
6. Рыльникова М.В., Олизаренко В.В., Линьков С.А. Нетрадиционные энергоэффективные технологии для электроснабжения открытых и подземных рудников // Комбинированная геотехнология: Устойчивое и экологически сбалансированное освоение недр // Теория и практика реализации полного цикла комплексного освоения недр: материалы VIII международной научно-технической конференции, 25-29 мая 2015 г. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И.Носова, 2015. С.108-109.
7. Характеристика объемов потоков текучего в горнотехнической системе «рудник-карьер-фабрика» как источников возобновляемой электроэнергии / Рыльникова М.В., Олизаренко В.В., Линьков С.А., Зубков А.А. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал), 2015. № 65. С. 33-43.

8. Рыльникова М.В., Линьков С.А., Олизаренко В.В. Энергосберегающая система электроснабжения шахт с аккумулярованием электроэнергии // Условия устойчивого функционирования минерально-сырьевого комплекса России. Вып. 4: Отдельные статьи: Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2015. №12 (спец. вып. 65). С. 65-72.

9. К вопросу о методике расчета проточной части осевых гидроэнергетических установок (ГЭУ) малой мощности / АлтГТУ им. И.И. Ползунова // Иванов В.М., Юренков В.Н., Иванова Т.Ю., Жданов Е.П., Клейн Г.О. Ползуновский вестник. 2010. №4/2. С.61-69.

10. Потенциал возобновляемых источников энергии. Министерство Энергетики Российской Федерации URL: <http://minenergo.gov.ru/activity/vie/>

11. Габбасов Б.М., Назаров О.В. Мероприятия по осветлению шахтной воды для глубоких подземных рудников // Актуальные проблемы горного дела. 2016. № 2 (2). С. 43-48.

Сведения об авторах

Олизаренко Владимир Владимирович, канд. техн. наук, доцент кафедры горных машин и транспортно-технологических комплексов ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. E-mail: volizarenko@mail.ru

Зубков Артем Анатольевич, канд. техн. наук, научный сотрудник ООО «УралЭнергоРесурс», Магнитогорск, Россия.

Евстигнеев Антон Валентинович, студент гр. ГЭМ-11 ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия.

УДК 336.330.15

ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ШЛАКОВЫХ ОТВАЛОВ МЕДНОГОРСКОГО МЕДНО-СЕРНОГО КОМБИНАТА

Аглюков Х.И., Цыгалов А.М.

Аннотация. В статье представлены результаты исследований технологии переработки медеплавильных шлаков Медногорского медно-серного комбината и планируемого промышленного внедрения. Объёмы и качественное состояние шлаков представляют промышленный интерес для их вовлечения в экономический оборот. Проведённые технологические и экономические исследования показывают достаточные перспективы их переработки

Ключевые слова: отвальный шлак Медногорского медно-серного комбината (ММСК), сепаратор РРС, флотационный метод обогащения, характеристики промпродуктов переработки.

В последние десятилетия горно-металлургическими компаниями уделяется большое внимание переработке заскладированных и вновь образующихся отходов добывающего, обогатительного и металлургического переделов. Отходы производств считаются дополнительным источником металлов [1-4]. Главное таких отходов в том, что это готовые к переделу запасы, не требующие дополнительных затрат на добычу. Значительные объёмы шлаков «медного пояса» России находится в Уральском регионе. Здесь расположены крупнейшие месторождения меди, основные горно-обогатительные комбинаты, перерабатывающие медные и медно-цинковые руды, медеплавильные заводы. За длительный период в Уральском регионе скопились значительные объёмы лежалых медных шлаков – свыше 500 млн т со средневзвешенным содержанием, %: 1,26 Cu; 2,9 Zn; 1,0 S; 45 Fe; до 1г/т Au; до 10 г/тAg [5]. Вовлечение в эксплуатацию медных шлаков частично решит проблемы минерально-сырьевого комплекса Урала, улучшит экологическую ситуацию в регионах, где они сконцентрированы. Технология переработки медных шлаков разработана и внедрена на ряде предприятий Урала, входящих в состав металлургических комплексов. Переработка осуществляется, как правило, на близлежащих к металлургическому переделу обогатительных фабриках по флотационной схеме без значительных изменений сложившейся технологии.

Организатором инвестиционного проекта ООО «КИМС» планируется вовлечение в эксплуатацию запасов отвальных шлаков медеплавильного производства Медногорского медно-серного комбината. Общее количество шлаков на ММСК - около 100 млн т, на территории запроектированного участка первой очереди отработки около 30 млн т. Отвалы сформированы с начала деятельности комбината в 1939 года. В разные периоды времени применялись разные технологии получения меди, и отвал сформирован разными по составу шлаками и содержанию Cu: бедный отвальный 0,3 - 0,5 %; богатый отвальный 0,6 - 1,0 %; бедный конверторный 1,3 – 2,5 %; богатый конверторный 3,0 – 6,5 %; шлаки аварийных остановок, проливов, браков и прочих условий аварийных сбросов, приводящих к потерям Cu содержащего сырья в отвальные шлаки, содержание которых колеблется от 10,5 до 65,4 %, также существуют не исследованные шлаки. Суммарная доля бедных отвальных шлаков 80- 82%; богатых отвальных – до 15-17% и шлаков аварийных остановок до 1%. Прогнозные извлекаемые объёмы меди при переработке всех отвалов комбината - около 200 тыс. т

рафинированной меди. При использовании запроектированной технологии будут извлекаться сопутствующие компоненты: цинк, золото и серебро. Проектная мощность первого очереди комплекса 500 тыс. т шлака, объем получаемого промпродукта 55-60 тыс. т в год. Прогнозные объемы цинка, золота и серебра 4 тыс., 1 и 30 т соответственно. Суммарный объем инвестиций по проекту - 125 млн руб.

В настоящее время проведены переговоры с руководством УГМК о взаимодействии в переработке шлаков. Достигнуты договоренности о дальнейшей переработке шлаков на предприятиях холдинга:

- флотация на обогатительных фабриках Гайского и Сибайского ГОКов, с поставкой полученного концентрата на ММСК;

- пирометаллургия в Кировградском ОАО «Уралэлектромедь».

Проведенные исследования в лабораторных условиях в области радиометрической сепарации, магнитной сепарации, гравитационной сепарации в специализированных лабораториях г. Красноярск, Сибайского ГОКа; испытания на обогатимость флотационным методом, пирометаллургическим методом и методом кучного выщелачивания, испытания на радиометрических сепараторах «РАДОС», сепараторами в полупромышленных испытаниях показали возможность разделения предоставленных материалов и получения качества концентрата согласно установленным параметрам с точностью до сотых процента по содержанию меди.

В дальнейшем для сбора данных к проектированию сортировочного комплекса с применением сепараторов РРС планируется приобрести 1 аппарат и провести сортировочные работы на промышленном участке с получением достоверных данных для расчета комплекса, проверки стойкости сепаратора к промышленной нагрузке и определения реальной производительности.

Гравитационный способ разделения исследован с применением воздушных и центробежных сепараторов получился экономически невыгодным, связанным с большими затратами на рудоподготовку: дробление, грохочение по классам крупности, и возможность разделения сырья на узкие классы крупности, а как следствие, большое количество сепараторов для работы каждый в своем классе.

В исследованиях пирометаллургического способа обогащения изучалась возможность метода разделительной плавки с последующей перечисткой в конверторных печах. Метод оказался действенным, но показал высокую энергоемкость процесса. Из расчета потребления энергоресурсов и транспортной составляющей переработка всей массы не окупает затраченных ресурсов. Экономически выгодно перерабатывать сырье пирометаллургическим способом с содержанием меди около 8%.

Исследование метода кучного выщелачивания проводила болгарская компания ION-TECH ENGINEERING LTD. Исследования показали неудовлетворительные результаты обогащения традиционным способом, т.к. сырье представлено первичными и вторичными сульфидами. Этой же компанией был предложен новый метод аммиачного выщелачивания. Исследование на обогатимость применительно к ММСК шлакам будет завершено через полгода.

Самый большой интерес представляет собой флотационный метод обогащения. Исследование этого метода проводилось несколькими независимыми организациями: Исследовательским центром Лаборатории по контролю технологии обогащения сырья, Исследовательской лабораторией Сибайского филиала ОАО «Учалинский ГОК», исследовательским центром при ОАО «УГМК-Холдинг», г. Верхняя Пышма, Институтом проблем комплексного освоения недр, г. Москва, в лаборатории кафедры обогащения

полезных ископаемых МГТУ им. Г.И. Носова г. Магнитогорска, болгарской компанией Руа Групп.

Флотационный метод обогащения позволяет помимо меди выделять сопутствующие компоненты: цинк, золото и серебро. Ввиду удаленности действующих обогатительных фабрик (Гай – 130 км, Сибай - около 180 км) экономически выгодно возить продукт с содержанием меди от 1,8 - 2,0 %. Для соблюдения этих параметров рассчитана схема с применением сортировочного комплекса, основанного на трех продуктовых сепараторах РРС. Конечные продукты сепарации: промпродукт с содержанием Cu от 2 до 8%., промпродукт с содержанием Cu 2%, хвостов с содержанием Cu меньше 2 %. Промпродукт можно отправлять на флотацию самостоятельно, или используя в усреднение хвостов, доводя общее содержание продукта до 2%, т.е. делать пригодным для флотации большее количество шлаков. Хвосты, не участвующие в усреднении, можно использовать для засыпки оврагов в границах участка с последующей рекультивацией земли, а также продавать щебень для отсыпки дорог или использовать в качестве строительного камня. Представительность продуктов шлакового отвала и массовая доля меди по продуктам представлена в табл.1, расчётная схема переработки отвального шлака - на рисунке.

Таблица 1.

Представительность продуктов шлакового отвала

Наименование продуктов	Распределение продукт ов*	Массовая доля меди в продукте, %			Распределе ние меди (произведен ие выхода на массовую долю)
		доли ед.	от	до	
Шлаки					
Бедные	0,80	0,3	0,5	0,6	0,480
Богатые		0,6	1		
Итого по шлакам шахтных печей					0,480
Шлаки конверторных печей					
Бедные	0,15	1,3	2,5	1,9	0,190
Богатые	0,04	3	6,5	4,75	0,525
Итого по шлакам конверторных печей					0,715
Аварийные сбросы металлургического передела	0,01	40	65	52,5	0,525
Всего по шлаковому отвалу	1,00				1,260

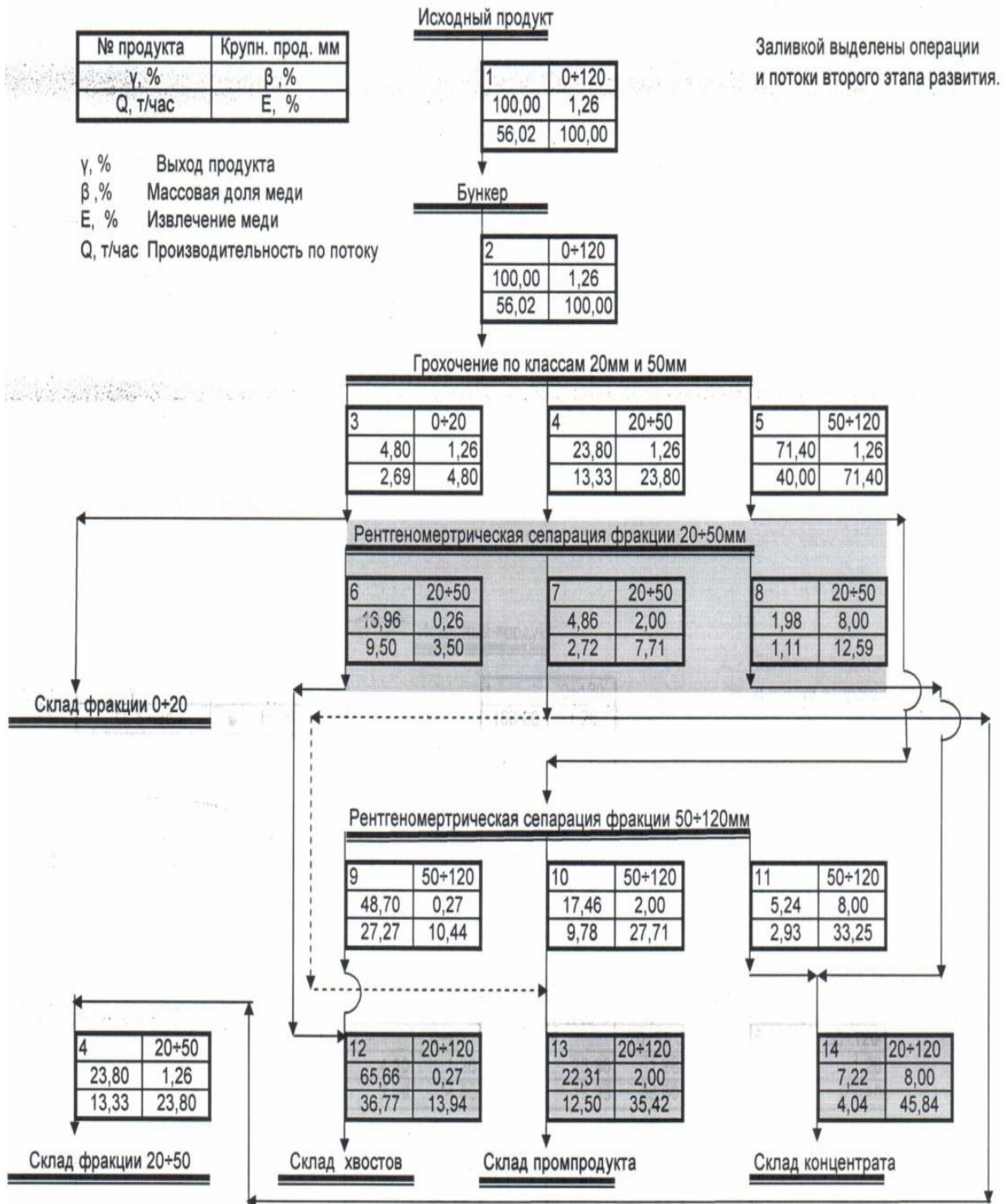
*Распределение определено по данным статической отчетности ММСК за последние 20 лет.

С целью снижения рисков проектом планируется постепенное наращивание производственных мощностей. Объём инвестиций для запуска первой очереди составляет 55 млн руб. В дальнейшем по мере промышленного апробирования технологий переработки планируется запуск второй очереди комплекса, дополнительные инвестиции - 10 млн. руб. С последующим наращиванием до 125 млн руб.

Промпродукт может быть направлен во флотационный передел обогатительных фабрик: Гайская, Сибайская или Бурибаевская, с последующей поставкой полученного флотационного концентрата на ММСК. Концентрат планируется направлять непосредственно в шахтные печи ММСК или в пирометаллургический передел на Кировградском ОАО «Уралэлектромедь». В первом случае достигается оптимальное

решение транспортной логистики: в настоящее время концентрат с обогатительных фабрик поставляется автотранспортом, назад едет порожняком (коэффициент использования пробега 0,5), внедрение же настоящего передела позволит загрузить автотранспорт перевозками промпродукта.

Расчёт оборотов по реализации продукции произведён исходя из рыночной стоимости меди в концентрате, выхода металла в концентрат 7,22 %, курс доллара 65 руб. Планируется реализация трёх продуктов переработки: промпродукта с содержанием меди 8%; промпродукта с содержанием меди 2% и щебня по цене 150 руб./т с отсевом по цене 100 руб./т. Стоимость меди в концентрате принята равной 2 200 долл./т. Планируемые объёмы производства рассчитаны для варианта с содержанием меди в концентрате 8%; годовой объём переработки шлаков в первые полгода 91,39тыс.т при работе одного сепаратора, во второй год запускается второй сепаратор, объём переработки шлаков 365,57 тыс.т. (табл.2).



Расчётная схема переработки отвального шлака

Помимо перечисленных компонентов, существует реальная возможность реализации графита, прогнозные запасы в отвалах 500 т; черного металлолома порядка 10 тыс. т. Перечисленные компоненты при расчёте выручки от реализации не учитывались. Планируемый ассортимент производства товарной продукции за пятилетний период представлен в табл. 3.

Таблица 2

Производственные показатели работы установки

Наименование показателей	Величина показателей по этапам развития производства					
	1.1 – с одним сепаратором		1.2 – двумя сепараторами		2 – заключительный, с вводом всего оборудования	
Размерность ед.	т/час	тыс.т/год	т/час	тыс.т/год	т/час	тыс.т/год
Объем переработки шлака	28,00	182,78	56,00	365,57	56,00	365,57
Выпуск концентрата	1,46	9,53	2,93	19,13	4,04	26,37
Выпуск промпродукта	4,89	31,92	9,78	63,84	12,50	81,60
Выделение отвальных хвостов	13,64	89,01	27,27	178,02	36,77	240,03
Наработка фракции 20-50 мм	6,67	43,51	13,33	87,02	0,00	0,00
Наработка фракции 0-20 мм	1,35	8,78	2,69	17,56	2,69	17,56
Итого	28,00	182,75	56,00	365,57	56,00	365,57

Таблица 3

Планируемый ассортимент производства товарной продукции

Наименование товарной продукции	Планируемые объёмы производства товарной продукции по годам, тыс. т				
	2017	2018	2019	2020	2021
Переработка шлака	182,78	365,57	365,57	365,57	365,57
Промпродукт, ($\beta=8\%$)	9,53	19,13	19,13	19,13	19,13
Промпродукт, ($\beta=2\%$)	31,92	63,84	63,84	63,84	63,84
Щебень фракции 20-50 мм	43,51	87,02	87,02	87,02	87,02
Отсев, фракция 0-20 мм	8,78	17,56	17,56	17,56	17,56
Годовой оборот по реализации, млн руб.	118,34	236,68	236,68	236,68	236,68

Выручка от реализации продукции за первые полгода работы комплекса, один сепаратор - **60,89** млн руб. (**10,15** млн руб. мес.). Выручка от реализации продукции за второй год работы, запускается в эксплуатацию второй сепаратор - **236,68** млн руб. (**19,72** млн руб. мес.).

Период расчета интегральных показателей - 60 мес.

Расчёт произведен для варианта с развитием производственной мощности 9,53 тыс. т основного продукта – концентрата при работе одного сепаратора до, 19,3 тыс. т во второй год, с запуском второго сепаратора. Чистый дисконтированный доход (NPV) при ставке дисконтирования 8,25% за 5 лет составляет 308 749 тыс. руб. Срок окупаемости инвестиций при работе одного сепаратора $\beta=8\%$ - 11 мес. Дисконтированный срок окупаемости – 1 год.

Анализ воздействия варьируемых показателей на чистый дисконтированный доход (NPV) выявил: снижение объемов производства на 30% приведет к сокращению чистого дисконтированного дохода на 55% (до 138,9 млн руб.), двойной прирост производственных мощностей обеспечит увеличение NPV до 726,7 млн руб. (увеличение на 236%).

Чистый дисконтированный доход будет оставаться положительным при условии, что цена выпускаемой продукции не сократится более чем на 80%. При росте цены на 15% NPV возрастет до 370,8 млн руб. Техничко-экономические показатели проекта представлены в табл. 4.

Таблица 4

Технико-экономические показатели проекта

Наименование показателя	Величина показателя по годам			
	2017	2018	2019	2020
Численность персонала, чел.	18	18	18	18
Среднемесячная заработная плата, руб.	30 000	30 000	30 000	30 000
Объем выпуска продукции ($\beta=8\%$), т	9530	19 130	19 130	19 130
Выручка от реализации с НДС, тыс. руб.	119 420	236 640	236 640	236 640
Себестоимость производства с НДС, тыс. руб.	71 648	143 296	143 296	143 296
Валовая прибыль, тыс. руб.	56 006	112 012	112 012	112 012
Чистая прибыль (убыток) отчетного периода, тыс. руб.	46 672	93 344	93 344	93 344
Удельная выручка от реализации на 1 т выпускаемой продукции с НДС, тыс. руб.	2,846	2,846	2,846	2,846
Удельная себестоимость производства на 1 т выпускаемой продукции с НДС, тыс. руб.	1,723	1,723	1,723	1,723
Платежи в бюджет и внебюджетные фонды, тыс. руб.	37 046	74 092	74 092	74 092
Величина оборотного капитала, тыс. руб.	7 372	14 745	14 745	14 745
Рентабельность производства	60	70	70	70

Выводы:

1. Актуальность переработки накопленных шлаков на Урале, содержащих медь, не вызывает сомнений, является важной народно-хозяйственной задачей. Наличие значительных объёмов медеплавильных шлаков Медногорского медно-серного комбината представляет значительный потенциальный практический и экономический интерес с точки зрения их комплексной переработки, практического совершенствования и тиражирования технологии.

2. Проведённые предварительные исследования технологии могут стать основой практического внедрения переработки шлаков с использованием сепараторов с последующим наращиванием производственной мощности линии.

3. Планируемая экономическая эффективность проекта достаточно высока – рентабельность свыше 60% при выходе на проектную мощность, чистая текущая стоимость инвестиций за пятилетний период - свыше 300 млн руб.

Список литературы

1. Аглюков Х.И. Налог на добычу полезных ископаемых: монография. Магнитогорск.: ГОУ ВПО «МГТУ», 2010. 211 с.
2. Ванюков А.В., Уткин Н.И. Комплексная переработка медного и никелевого сырья: учебник для вузов – Челябинск: Металлургия, 1988. 432 с.
3. Полькин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных металлов. М.: Недра, 1983. 400 с.
4. Тозик В.М., Влянский И.В., Сосновский В.В. Разработка технологии переработки шлаков медеплавильного производства методом флотации // Цветные металлы. 2013. №6. С.
5. Типизация медных шлаков Уральского региона: практика и перспективы флотационной переработки на действующих обогатительных фабриках. / Сабанова М.Н., Савин А.Г. и др. //Цветные металлы. 2013. №8. С.

Сведения об авторах

Аглюков Харис Исхакович, канд. техн. наук, доцент, Магнитогорск, Россия. E-mail: aglukov@mail.ru

Цыгалов Александр Михайлович, канд. техн. наук, доцент кафедры геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. E-mail: ts278305@yandex.ru.

УДК 622.7

АНАЛИЗ ИССЛЕДОВАНИЯ ОБОГАТИМОСТИ ХРОМОВЫХ РУД РОССИИ

Гришин И.А., Бибулатова Н.К.

Аннотация. Проведен обзор исследовательских работ по переработке хромовых руд. В статье рассмотрены результаты минералого-технологических исследований бедных руд

хромовых месторождений России, текущее состояние оценки обогащения и перспективы развития отрасли с учетом современных тенденций.

Ключевые слова: хромовые руды, хромшпинелиды, тяжелосреднее обогащение, вкрапленность хромшпинелида, содержание Cr_2O_3 , гравитационный метод, магнитная сепарация, рентгенорадиометрическая сепарация.

Хромовые руды месторождений, расположенных на территории Российской Федерации, относятся к средне- и низкосортным рудам, которые представляют интерес в первую очередь для химической и огнеупорной отраслей промышленности. Чтобы использовать эти руды для производства феррохрома, требуется достаточно глубокое их обогащение. Поэтому российские предприятия, добывающие хромовую руду, как правило, занимаются ее переработкой и дообогащением с целью дальнейшего использования при производстве феррохрома. Содержание Cr_2O_3 в хромовом концентрате может варьироваться от 25 до 70%, крупность товарного концентрата обычно не превышает 1,2 мм. Таким образом, хромовая руда и хромовый концентрат являются первичным сырьем для производства феррохрома и прочих сплавов, содержащих хром и использующихся в металлургической промышленности.

Выбор метода обогащения определяется, в первую очередь, типом хромовых руд и размерами вкрапленности хромшпинелидов, типом и размером вкрапленности породообразующих минералов и др. Сплошные руды требуют иногда лишь дробления и сортировки по крупности, простой рудоразборки, для вкрапленных руд применяют собственно обогатительные процессы, причем зачастую не один метод, а комбинацию методов. Наиболее легкообогатимы вкрапленные руды, содержащие высокохромистый хромшпинелид, серпентин, хлорит [1].

Одним из перспективных месторождений России является Аганозерское месторождение хромовых руд, открытое в 1984 г., в Пудожском районе Республики Карелия. Оно является крупнейшим в Российской Федерации, запасы и прогнозны ресурсы составляют 205 млн т при среднем содержанием Cr_2O_3 21,8%. При сложившемся дефиците сырья данного типа в России руды Аганозерского месторождения могут стать основной сырьевой базой Северо-Западного федерального округа России вместе с рудами Сопчеозерского месторождения [2].

Оценка технологических свойств хромовых руд проведена в ВИМСЕ и Уралмеханобре на пробах, характеризующих рудную часть месторождения с несколько повышенным содержанием ценного компонента. В технологические пробы практически не вошли безрудные прослои и разубоживающие породы, которые при добыче неизбежно попадут в руду. Это обстоятельство не позволило дать ответ о возможности (или невозможности) использования предварительного крупнокускового обогащения для выделения отвальных хвостов или продукта с повышенным содержанием [3].

По качеству и условиям залегания руды Аганозерского месторождения сходны с промышленными месторождениями соседней Финляндии, где на аналогичном сырье организовано производство до 600 тыс. т в год товарной хромовой руды. Предприятие производит кусковую руду улучшенного качества (35,5 % Cr_2O_3), а также тонкоизмельченную руду и концентрат металлургического сорта (44,3 % Cr_2O_3) [4].

В работе [4] рассматривалась технология обогащения бедных хромовых руд Карелии, возможность применения крупнокускового обогащения методом тяжелосредней сепарации. Получение кондиционного крупнокускового концентрата из исследуемой руды ограничивалось незначительным количеством гнездового хромшпинелида и преобладанием в руде хромшпинелида, включенного в пироксен. Даже при плотности разделения $3,6 \text{ г/см}^3$ содержание Cr_2O_3 в тяжелой фракции не превышала 31-31%. В связи с этим применение тяжелосреднего обогащения рассматривалось в качестве предварительной концентрации с получением 25-30% отвальных хвостов крупностью $-60+8 \text{ мм}$, содержащих $\sim 6,5\% \text{ Cr}_2\text{O}_3$, при плотности разделения $2,9 \text{ г/м}^3$. В данном случае качество питания цикла мелкозернистого

обогащения повысилось с 20 до 25-27% Cr_2O_3 и позволяет существенно снизить капитальные и эксплуатационные расходы на последующее обогащение, а также себестоимость готовой продукции.

В этой же работе приведены результаты изучения измельчаемости хромовых руд, где отмечено преимущество стержневого измельчения крупнозернистого хромитового материала крупностью более 0,63 мм. Мелкозернистый хромитовый материал (менее 0,63 мм) рекомендуется измельчать в шаровой мельнице до крупности 0,2 мм. Самые мелкие классы (-0,1 мм) на протяжении практически всего периода измельчения не подвергаются разрушению. Кроме того, установлено, что благодаря избирательному разрушению в стержневой мельнице, ошламование руды в ней значительно ниже, чем в шаровой. При проведении опытов по обогащению руды на винтовых сепараторах и концентрационных столах установлено, что в I стадии оптимальной являлась крупность -0,63 мм, при которой достаточно полно извлекается хромит крупнозернистой разновидности. Загрубление помола до -1 мм или уменьшение крупности до -0,4 мм приводит к снижению извлечения на этой стадии на 6-7%. Во II стадии с целью достижения достаточно полного раскрытия хромита рекомендуется измельчать материал в шаровой мельнице до крупности -0,2 мм. Авторами установлено, что для данных руд магнитная сепарация в сильном поле может применяться в цикле доводки гравитационного концентрата. Но особенно эффективным будет применение магнитной сепарации во II стадии обогащения для вывода отвальных хвостов, поскольку при работе на материале -0,2 мм высокоградиентные сепараторы показали, по сравнению с концентрационными столами, более высокую производительности и эффективность разделения.

На массивах Крака где выделяются как минимум три перспективные хромитоносные площади - Саксей-Ключевская, Апшакская и Малобашартовская. Месторождения и рудопроявления хромовых руд массивов Крака относятся к категории низкоградных (5-25% Cr_2O_3), но представлены протяженными рудными зонами и сложены высокохромистыми рудообразующими хромшпинелидами. Они могут представлять определенный интерес, как дополнительный источник хромитового сырья при условии подтверждения значительных объемов руд и получения положительных результатов по их обогащению.

В работе [5] рассмотрены два подхода возможности обогащения этих руд на различных стадиях измельчения. В первом случае авторы моделировали получение кускового хромитового концентрата фракции -100+50 мм при рентгенорадиометрической сепарации (РРС). Опытно-промышленные испытания установки рентгенорадиометрической сепарации СРФ-2-100/10 проводились в пределах Апшакской площади массива Южный Крака (Апшакский и Северо-Апшакский лицензионные участки). На Ашкарской ДОФ применялась крупнокусковая рентгенорадиометрическая сепарация фракции -100+50 мм, что позволило получать концентрат (>30% Cr_2O_3) и/или промежуточный продукт (10-30% Cr_2O_3) в зависимости от содержания на выходе оксида хрома. Принципиально важным результатом этих работ следует считать возможность проводить сортировку добытой горной массы с предельно низкими порогами содержания оксида хрома, вплоть до 5-7% Cr_2O_3 , т. к. при этом практически все минерализованные куски остаются в промпродукте.

Второй подход включал оценку возможности получения тонкого гравитационного концентрата из вкрапленных руд. Обогащение измельченного материала бороздовых проб на лабораторном винтовом шлюзе ВШ-5 показало, что концентраты наиболее высокого качества можно получить из руд месторождения Шатран и рудопроявления Ключевское. В обоих вариантах (фракции -1,0 мм и -0,5 мм) содержание Cr_2O_3 в концентрате составило 43,79-48,51% при достаточно низком выходе концентрата (6-12%) и значительной вариации извлечения полезного компонента (45,05-76,86%). Более низкое содержание Cr_2O_3 получено в концентратах из проб, отобранных на участке Саксейского рудопроявления (26,05-43,55%), выход концентрата варьирует от 7,92 до 15,42%, а извлечение Cr_2O_3 составляет 37,72-72,51%. Отношение Cr/Fe в концентратах составляет 2,5 – 4, в хвостах обогащения содержание оксида хрома варьирует от 0,8 до 4,8%.

Кроме того, на Саксейском рудопроявлении было проведено изучение обогатимости предполагаемого промежуточного продукта, который может быть получен при предварительной крупнукусковой РРС.

Выводы:

1. Хромовые руды России могут отличаться по химическому, минералогическому и гранулометрическому составу. Указанный набор характеристик определяет возможность и целесообразность использования конкретного типа хромовой руды (концентрата) производителями феррохрома. Предприятия, находящиеся на территории России, имеют технологическую возможность переработки низко- и среднесортных руд, поэтому ограничения по использованию импортных высокообогащенных руд отсутствуют.

2. Наиболее высоким сырьевым потенциалом обладает Карело-Кольская металлогеническая провинция (Республика Карелия, Мурманская область), в пределах которой сосредоточено почти три четверти российских прогнозных ресурсов хромитов. Здесь расположено несколько объектов стратиформного типа, в том числе единственное в стране крупное месторождение хромовых руд – Аганозерское в Республике Карелия, а также среднее по масштабу Сопчеозерское месторождение в Мурманской области.

3. Также хромовые руды Аганозерского месторождения отличаются повышенной железистостью. Тем не менее некоторые подобные объекты за рубежом успешно разрабатываются, например месторождение Кеми в Финляндии, руды которого содержат в среднем 26% Cr_2O_3 , а отношение $\text{Cr}_2\text{O}_3/\text{FeO}$ в них составляет 1,5-1,7. В соответствии с результатами минералого-технологических исследований разработана двухстадийная гравитационно-магнитная схема обогащения хромовых руд Аганозерского месторождения, обеспечивающая высокие технологические показатели.

4. Остальные российские месторождения хромовых руд разведаны в Уральском регионе – в пределах Средне-Южноуральской и Полярноуральской металлогенических провинций. Хромовые руды Полярноуральской металлогенической провинции приурочены к альпинотипным гипербазитовым массивам и относятся к подиформному геолого-промышленному типу, который по сравнению со стратиформным отличается более высоким качеством хромитов. Они обычно обладают низкой железистостью, а содержание Cr_2O_3 может достигать 50% (как, например, в объектах Кемпирсайского массива в Казахстане). Все месторождения хромовых руд провинции сосредоточены в Ямало-Ненецком АО, их суммарные запасы составляют около 10% российских.

5. Изучение состава вкрапленных хромовых руд Саксей-Ключевской площади массива Средний Крака фракции +50 -100 мм показало, что применение методов рентгенорадиометрической сепарации на предварительной стадии обогащения позволит получить промежуточный продукт со средним содержанием оксида хрома около 18% при нижнем пороге сортировки 5% Cr_2O_3 . Это может существенно снизить затраты, связанные с измельчением сырой руды и последующим гравитационным обогащением. Измельчение руды до размерности -500 мкм приводит к высвобождению большей части рудных зерен из силикатной матрицы. Таким образом, проведенные исследования в целом показали возможность обогащения вкрапленных руд Саксей-Ключевской площади, а также необходимость применения крупнукусковой рентгенорадиометрической сепарации на предварительной стадии. Следует отметить, что перспективы рассмотренной площади не ограничиваются тремя указанными объектами.

Список литературы

1. Гришин И.А., Князбаев Ж.А. Практика обогащения хромовых руд // Актуальные проблемы горного дела. 2016. №1. С. 57-61.
2. Ракаев А.И., Кулаков А.Н., Чепкаленко Н.А. Технология обогащения хромовой руды Сопчеозерского месторождения // Обогащение руд. 2000. №6. С. 19-22.

3. Иванков С.И., Банников В.Ф., Любимова Е.И. Современные экологически малонапряженные технологии обогащения различных видов бедных хромовых руд // Научные и технические аспекты охраны окружающей среды. 2012. №2. С. 7-26.

4. Ракаев А.И., Алексеева С.А., Черноусенко Е.В. Перспективная технология обогащения бедных хромовых руд Карелии // Горный журнал. 2004. №1. С. 64-68.

5. Савельев Д.Е., Илалтдинов И.Я., Бажин Е.А. К проблеме практического использования вкрапленных хромовых руд Саксей-Ключевской площади массива Средний Крак (Южный Урал) // Вестник Пермского университета. 2016. Вып.1. С. 88-99.

6. Гришин И.А., Князбаев Ж.А. Практика обогащения хромовых руд // Актуальные проблемы горного дела. 2016. № 1 (1). С. 56-60.

Сведения об авторах

Гришин Игорь Анатольевич, канд. техн. наук, доц., заведующий кафедрой геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. E-mail: igorgri@mail.ru

Бибулатова Нурслу Кармакбаевна, студент группы 130403-12-1 ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия.

УДК 624.127.8; 658.382

ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЛИНИЯ ПО ПЕРЕРАБОТКЕ МАГНЕЗИТОСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ (ХВОСТОВ) ОБОГАЩЕНИЯ ГОП ОАО «КОМБИНАТ «МАГНЕЗИТ»

Ерошин К.Е., Немчинова А.В.

Аннотация. В статье рассматривается принцип действия рентгенорадиометрического сепаратора, особенности обогащения хвостов тяжелосреднего обогащения дробильно-обогащительной фабрики, представленных смесью магнетита и доломита. Приводятся результаты работы опытно-промышленной технологической линии по переработке отходов обогащения ГОП ОАО «Комбинат «Магnezит» и выводы о целесообразности обогащения отходов производства методами РРС.

Ключевые слова: магнезиальное сырье, рентгенорадиометрический сепаратор, отходы обогащения, хвосты тяжелосредней сепарации, модификаторы шлаков.

Магнезиальное сырье, добываемое на карьерах и шахте ОАО «Комбинат «Магnezит», в приконтактных с вмещающими породах зонах, разубоженное примесями, подается для обогащения в тяжелых средах дробильно-обогащительной фабрики (ДОФ) ГОП (Горно-обогащительного производства) ОАО «Комбинат «Магnezит». Способ обогащения гравитационный, основан на разном удельном весе в куске полезного компонента (магнетита $MgCO_3$) и примесей (в основном доломита $CaMg(CO_3)_2$). Примеси, как более легкий компонент, в среде обогащения находятся в верхнем слое.

В отходах обогащения содержится до 30 % магнетита. С целью их извлечения и возвращения в производственный цикл комбината в 2009 году на базе ООО «Карагайский камень» была смонтирована, а в 2010 году запущена опытно - промышленная технологическая линия (ОПТЛ) на базе рентгенометрического флуоресцентного сепаратора СРФ 4-150.

С целью комплексного использования хвостов в составе ОПТЛ предусмотрен дробильно-сортировочный комплекс по производству щебня из отходов обогащения, фракций 0-5, 5-20 и 20-40 мм, для снижения экологической нагрузки на район и извлечения дополнительной прибыли.

Принцип РРС (рентгенорадиометрической сепарации) подробно описан в журнале «Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова», № 3 за 2008 год и в других источниках.

Принцип действия сепаратора

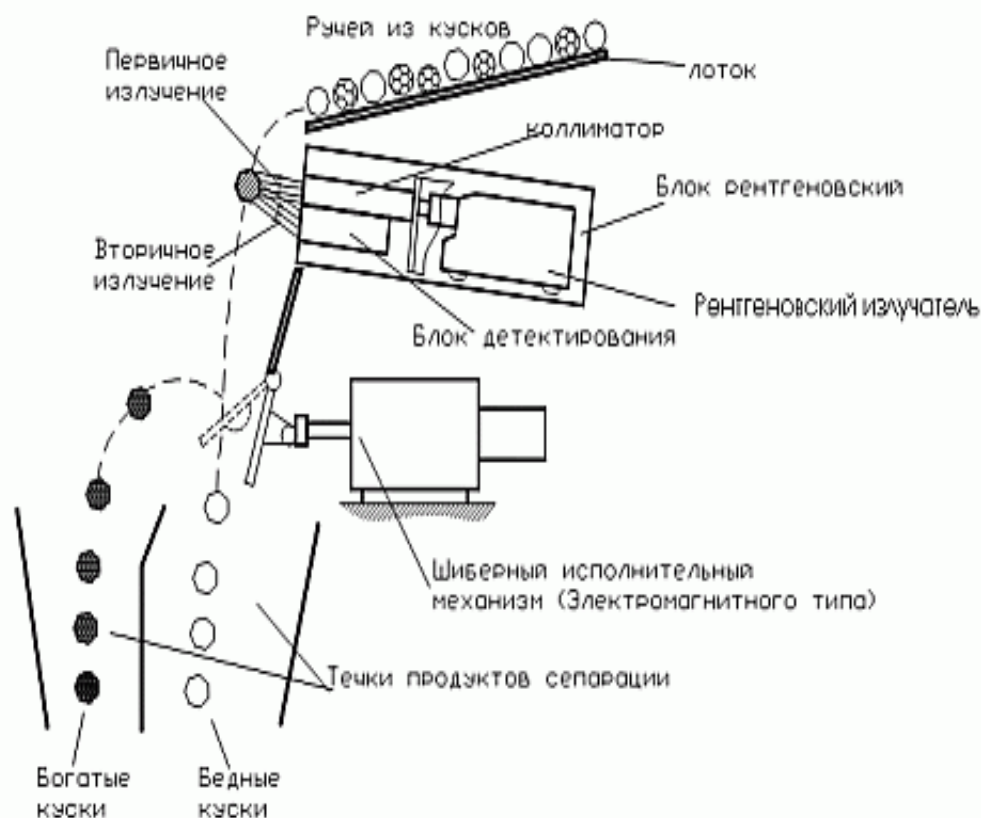
Засыпанная в приемный бункер руда вытягивается из бункера через затвор вибропитателем, работающим под воздействием возбудителя вибрации электромагнитного типа. Далее руда поступает на второй элемент вибротранспортной системы - раскладчик, вибрация в котором возбуждается под воздействием двух инерционных вибраторов (ИВ-107).

Под воздействием вибрации и за счет специальной конструкции лотковых желобов раскладчика поток руды во время движения по лоткам распределяется из монослоя в одноручейные потоки, обеспечивающие последовательный сход (падение) кусков руды с лотков в зону измерения рентгеновского блока сепаратора БРС (см. рисунок).

В зоне измерения каждый кусок руды облучается первичным рентгеновским излучением (Х-1), генерируемым рентгеновской трубкой. В поверхностном слое кусков происходит возбуждение вторичного характеристического рентгеновского излучения (Х-2), которое регистрируется блоками детектирования ДЭУ. Аппаратурный спектр анализируется измерительно-управляющей системой сепаратора (ИУС), расположенной в блоке БРС.

В результате анализа по заданному алгоритму (разделительному признаку) для каждого куса определяется аналитический параметр, который отражает уровень содержания определяемых химических элементов относительно некоторого, также задаваемого, порогового содержания. Фактически для каждого куса производится распознавание его рентгеновского образа в реальном масштабе времени.

При превышении (или принижении) этого порога ИУС формирует управляющий сигнал для срабатывания исполнительного механизма.



Рентгенорадиометрический метод определения вещественного состава кусков исходной руды крупностью более 40 мм

Сигнал управления срабатывания исполнительного механизма задерживается на время, необходимое для пролета куса руды от зоны измерения до зоны отбора. При этом длительность управляющего сигнала пропорциональна линейному размеру отбиваемого куса.

При срабатывании исполнительного механизма кусок за счет ударного воздействия отбойника отклоняется от естественной траектории падения и направляется в дальнюю точку продуктов сортировки и далее на конвейер отбираемого продукта (обогащенной или бедной руды, в зависимости от установленной логики отбора). Не подвергшиеся воздействию отбойника куски руды проходят в свою приемную точку без отклонения траектории и выводятся из-под сепаратора другим конвейером.

Исполнительные механизмы, в зависимости от установленной логики отбора в ИУС, могут работать в 2-х режимах:

- отбор рудных кусков;
- отбор пустой породы.

Особенности обогащения хвостов тяжелосредней сепарации дробильно-обогащительной фабрики (ДОФ) ОАО «Комбинат «Магnezит»

Хвосты тяжелосредной сепарации ДОФ ОАО «Комбинат «Магнезит» (далее по тексту – хвосты) представлены механической смесью магнезита ($MgCO_3$) и вмещающими породами, в основном доломитами ($CaMgCO_3$). В составе магнезита присутствуют примеси Fe_2O_3 , FeO , Al_2O_3 , SiO_2 .

Блок управления сепаратора СРФ может определять («видит») элементы, начиная с 20 элемента периодической таблицы Менделеева. т.е. сепаратор не в состоянии определить Mg , Al , Si .

Исследования, проведенные ООО «Техноген» (г. Екатеринбург), позволили разработать технологию выделения из исходного сырья полезного продукта (магнезита).

Тестовые и технологические испытания пробной партии хвостов (5,2 т) показали, что данным методом возможно получение магнезиального концентрата марки ММИ с содержанием вредных примесей, удовлетворяющих требованиям Технологической Инструкции ОАО «Комбинат «Магнезит» ($SiO_2 < 0,9 \%$; $CaO < 2,1 \%$), и содержанием $MgO > 45 \%$.

Производительность ОПТЛ планировалась:

по исходному сырью – 120 000 т/год;

по концентрату – 45 000 т/год;

по щебню – 75 000 т/год;

Но при отборе пробной партии не был учтен следующий фактор: отбор проб для тестирования осуществлен непосредственно сразу после потока обогащения в тяжелых средах, т.е. кусок был «отмытым», в реальных же условиях, когда исходное сырье подавалось с отвала хвостов ГОП, кусок был «грязным», то есть был обволочен мелкими фракциями и зачастую магнезит маскировался мелочью вредных примесей и наоборот. А так как сепаратор «считывает» информацию с приграничного слоя куска от 0,1 до 1 мм, то происходило выделение вредных компонентов в поток концентрата и наоборот, ухудшая тем самым качество концентрата и уменьшая количество извлеченного полезного компонента.

На ухудшение качества концентрата оказывало влияние то, что измерительная система сепаратора анализировала и не могла напрямую выделить из потока полезный компонент MgO . Анализ проводился на наличие вредных примесей, при том некоторые вредные примеси, например Al_2O_3 , SiO_2 , также не могли анализироваться и учитываться в алгоритме работы сепаратора, из-за чего было трудно определиться с «логикой» работы исполнительных механизмов сортировки исходного сырья. Вначале сепаратор был настроен таким образом, что если в определяемом куске содержание CaO и Fe_2O_3 было выше требуемого порога срабатывания, то кусок проходил в поток отходов обогащения и отправлялся на производство щебня, а если их содержание ниже порога срабатывания, то кусок отсекался в концентрат. При этом способе не контролировалось содержание кремния и алюминия в концентрате. Перестроив сепаратор на осечку из потока кусков, в которых содержание кальция и железа было выше требуемого порога, многократно увеличили нагрузку на исполнительные механизмы (т.к. содержание примесей в исходной руде гораздо больше) и все равно не контролировали содержание остальных вредных компонентов. Добиться извлечения магнезита в соответствии с требованиями ОАО «Комбинат «Магнезит» не получилось, а учитывая еще и незначительные объемы, комбинат отказался от предлагаемых услуг еще в 2010 году.

Был сделан переход на выпуск модификаторов шлаков (МШС) для металлургов, в основном для ООО «Мечел материалы» и ОАО «Уральская сталь», оборудование ОПТЛ позволяло выпускать модификаторы без проблем.

Назначение, физико-химические показатели и зерновой состав модификаторов приведены в табл. 1 и 2.

Модификаторы предприятие производило до 2015 года, начиная с этого времени спрос на продукцию у металлургов резко сократился, к тому же ОАО «Комбинат «Магнезит» отказал в поставках исходного сырья в связи с использованием его в качестве самоуплотняющейся смеси при закладке выработанного пространства шахты

«Магнезитовая». В это же время комбинат смонтировал сепаратор фирмы «STEINER», который успешно работает по настоящее время.

Таблица 1

Физико-химические показатели модификаторов

Марка модификатора	Характеристика
МШС-38-1	Модификатор шлака фракции 8-0 мм с массовой долей MgO не менее 38,0 %, предназначенный для корректировки химического состава сталеплавильных шлаков в конвертерах и электропечах, а также ковшевых шлаков при внепечной обработке стали
МШС-35-1	Модификатор шлака фракции 20-5 мм с массовой долей MgO не менее 35,0 %, предназначенный для корректировки химического состава сталеплавильных шлаков в конвертерах и электропечах, а также ковшевых шлаков при внепечной обработке стали
МШС-35-2	Модификатор шлака фракции 40-20 мм с массовой долей MgO не менее 35,0 %, предназначенный для корректировки химического состава сталеплавильных шлаков в мартеновских и двух ваннных печах
МШС-21-1	Модификатор шлака фракции 20-5 мм с массовой долей MgO не менее 21,0 %, предназначенный для корректировки химического состава сталеплавильных шлаков в конвертерах и электропечах, а также ковшевых шлаков при внепечной обработке стали
МШС-21-2	Модификатор шлака фракции 40-20 мм с массовой долей MgO не менее 21,0 %, предназначенный для корректировки химического состава сталеплавильных шлаков в мартеновских и двух ваннных печах

Таблица 2

Зерновой состав модификаторов

Наименование показателя	Норма для марки				
	МШС-38-1	МШС-35-1	МШС-35-2	МШС-21-1	МШС-21-2
1 Массовая доля, %:					
MgO, не менее	38,0	35,0		21,0	
CaO, не более	8,0	10,0		30,0	
SiO ₂ , не более	2,0	4,0		4,0	
Al ₂ O ₃ +Fe ₂ O ₃ , не более	2,0	2,0		3,0	
2 Изменение массы при прокаливании, %, в пределах	45-50				
3 Зерновой состав, массовая доля, %:					
остаток на сетке номер 20, не более	-	10	-	10	-
остаток на сетке номер 8, не более	10	-	-	-	-
проход через сетку номер 20, не более	-	-	8	-	8
проход через сетку номер 5, не более	-	8	-	8	-

Статистические показатели работы ОПТЛ за период с 2010 по 2014 годы

В отчет включен период, когда ОПТЛ работала по круглогодичному, круглосуточному графику (табл. 3).

Таблица 3

Результаты работы ОПТЛ по годам

Материал, т	2010 год	2011 год	2012 год	2013 год	2014 год	Итого за период
Исходное сырье	132 749	154 783	121 954	148 337	106 872	664 695

Концентрат	39 907	33 476	32 728	30 606	27 496	164 213
Щебень	92 842	121 307	89 226	117 731	79 376	500 482

Потери на пыле унос не учитывались.

Планируемый коэффициент извлечения полезного компонента 37,5 % фактически достигнут не был и составил 24,6 %, частично из-за причин, изложенных выше, частично из-за ошибки в расчетах при составлении проекта.

Коэффициент использования Ки (по времени) ОПТЛ специально не учитывался, предположительно составлял не более 0,6, в основном по организационным причинам (отсутствие заказов потребителей, не своевременная доставка исходного сырья, не своевременное приобретение запчастей и сменного оборудования и пр.).

Коэффициент технической готовности Кг также специально не учитывался, но был выше, чем Ки, оборудование работало более-менее устойчиво.

Выводы:

1. Применение РРС для обогащения магнетитосодержащего сырья целесообразно при установке сепаратора в потоке подачи сырья с рудников, чтобы выделять из потока примеси кальция и железа. Их сепаратор прекрасно отсекает из потока. К тому же их значительно меньше, чем полезного компонента магнетита, и нагрузка на исполнительные механизмы сепаратора уменьшается. Проблемы в этом случае возникают только с таким компонентом, как кремний. Они на рудниках ОАО «Комбинат «Магнетит» решаются на стадии добычи, геологическими методами и обогащением сырья с повышенным содержанием кремния в тяжелых средах. Такая схема в настоящее время действует в ГОП комбината.

2. Обогащение методами РРС отходов производства с целью выделения магнетитового сырья, пригодного для производства огнеупоров, нецелесообразно.

Список литературы

1. Федоров Ю. О., Цой В. П., Корнев О. В., Короткевич В. А., Кацер И. У. Предварительная концентрация при обогащении бедных и забалансовых руд // Горный журнал. 1998. № 1. С. 26-29.
2. Федоров Ю.О. и др. Рентгенорадиометрическая сепарация для обогащения различных полезных ископаемых. // Открытые рудники и карьеры в XXI веке. Несебыр, Болгария, 2001.
3. Мельников И.Т. Комплексная переработка магнетитосодержащих хвостов ДОФ ОАО «Комбинат «Магнетит» с применением рентгенорадиометрического сепаратора СРФ 4-150 / И.Т. Мельников, И.М. Кутлубаев, А.В. Немчинова, А.И. Суров, А.В. Косарев, А.А. Шелковникова, М.В. Котик. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им.Г.И. Носова. 2008. № 3. С. 19-24.

Сведения об авторах

Ерошин Кирилл Евгеньевич, горный инженер, генеральный директор ООО «Карагайский камень», г. Сатка, Россия

Немчинова Алла Викторовна, ст. преп. кафедры техники и технологии в металлургии ФГАОУ ВПО «ЮУрГУ» (НИУ).