
АКТУАЛЬНЫЕ ПРОБЛЕМЫ ГОРНОГО ДЕЛА

№2 (2) декабрь 2016 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: геология, маркшейдерское дело и геометрия недр, геотехнология (подземная, открытая и строительная), обогащение полезных ископаемых, горные машины.

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

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО И ГЕОМЕТРИЯ НЕДР

- Горбатова Е.А., Колесатова О.С., Тулубаева М.Ф.**
Создание цифровой модели месторождения 3
- Картунова С.О.**
Определение деформаций на карьерах с применением современных технологий 9

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ (ПОДЗЕМНАЯ, ОТКРЫТАЯ И СТРОИТЕЛЬНАЯ)

- Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю., Немчинова А.В.**
Влияние степени изученности геомеханического состояния массива на эффективность разработки месторождений 14
- Гапонова И.В.**
Горнотехническая рекультивация карьера «Восточный» горы Магнитной с использованием отходов металлургического производства 22
- Калмыков В.Н., Волков П.В., Латкин В.В.**
Обоснование параметров сталеполимерной анкерной крепи при проведении опытно-промышленных испытаний в условиях Сафьяновского подземного рудника 27
- Мажитов А.М., Асанов Д.А.**
Интенсификация технологии восходящего порядка отработки крутопадающего рудного тела 36

ГОРНЫЕ МАШИНЫ

- Габбасов Б.М., Назаров О.В.**
Мероприятия по осветлению шахтной воды для глубоких подземных рудников 43
- Габбасов Б.М., Абдуллин Р.А.**
Автоматизированные системы управления - основа энергосберегающих режимов работы канатно-алмазных пил при добыче природного камня 49

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

- Попова Т.М.**
Снижение эксплуатационных затрат процесса рудоподготовки за счет внедрения инновационных технологий на горнодобывающих предприятиях 53

СОЗДАНИЕ ЦИФРОВОЙ МОДЕЛИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Горбатова Е.А., Колесатова О.С., Тулубаева М.Ф.

Аннотация: В современных условиях, когда динамично развиваются компьютерные технологии, в недостаточной степени решенными остаются некоторые вопросы компьютерного моделирования и структурирования данных. Спрос на создание и реалистичное представление пространственной информации стимулирует развитие и широкое распространение новых программных продуктов, технологий и методов, позволяющих моделировать объекты и пространство в трёхмерном виде. Важной составляющей исследований в науках о Земле является моделирование местности и ее анализ по созданным моделям. Создание цифровой модели месторождения в программном комплексе позволяет получить наглядное изображение распространения полезных компонентов, что обеспечивает эффективность ведения горных работ на предприятии.

Ключевые слова: месторождение, опробование, база данных, блок-модель, цифровая модель, моделирование, оконтуривание.

Существующая конкуренция среди горнодобывающих предприятий приводит к тому, что при проведении инженерно-геодезических изысканий на каких-либо территориях работа начинается с изучения существующих материалов и проведения полевого исследования для подтверждения и уточнения имеющихся данных.

Благодаря развивающимся компьютерным технологиям появляются новые возможности развития в каждой отрасли, разрабатываются новые программные продукты, которые позволяют оптимизировать работу и сократить время проведения работ. Развитие автоматизированных систем проектирования в различных отраслях народного хозяйства обуславливают необходимость внедрения структуры цифровой модели местности для инженерного назначения.

Моделирование местности, ее анализ и изучение по построенным моделям постепенно становятся неотъемлемой частью исследований. Пространственные данные, представленные в виде цифровых моделей местности, широко применяются в горнодобывающей отрасли.

Цифровая модель месторождения (ЦММ) — базовая основа, обладающая способностью накопления информации. ЦММ должна иметь способность построения и визуализации аналитической трехмерной топографической поверхности.

Внедрение современных компьютерных технологий в работу предприятия позволяет повысить скорость обработки данных. Обработка данных горного производства ведется с помощью специализированных систем, одна из которых - Surpac.

Surpac - одна из лидеров создания качественной 3D-графики для горных приложений. Она обеспечивает эффективность и точность работы за счет простоты в использовании, мощной трехмерной графики и возможности автоматизировать рабочие процессы. Это программное обеспечение является наиболее широко используемой в мире программной системой такого типа, поддерживающей подземные горные работы, открытый метод отработки и разнообразные георазведочные проекты. Surpac позволяет провести подсчет и оценку запасов месторождения и спланировать наиболее эффективное и рациональное извлечение полезного компонента. Сферы применения программного продукта: геологоразведка, моделирование и подсчет запасов, планирование горных работ, проектирование горных выработок, маркшейдерские работы, экологические исследования.

Создание цифровой модели месторождения в программном комплексе Surpac позволит эффективно вести горные работы на предприятии.

Моделирование месторождения включает в себя следующие этапы работы: создание базы данных; оконтуривание рудных тел; построение каркасной модели рудных тел; создание блочной модели рудных тел.

Геологическая база данных

Геологическая база данных – один из наиболее важных модулей программы Surpac. Она является основой всех построений и расчетов. Программный комплекс использует модель реляционной базы данных (связанных таблиц) и поддерживает несколько различных типов баз данных. Для корректной работы геологической базы данных требуется наличие исходных данных (материалов), оформленных в двух обязательных таблицах: таблица устьев скважин-collar (табл. 1); таблица инклинометрии-survey (табл. 2).

Таблица 1

Характеристика устья скважин (collar)

hole_id	x	y	z	Мах глубина бурения	path
374	52544	71070.25	390.4	40	CURVED
377	52527.42	71095.72	389.66	33.2	CURVED
380	52537.95	71050.56	389.12	36	CURVED

Таблица 2

Данные инклинометрии (survey)

hole_id	max	Dip	Azimuth
374	40	-90	0
377	33.2	-90	0
380	36	-90	0
390	35.9	-90	0
391	35	-90	0
392	35	-90	0
393	35	-90	0

Процесс создания геологической базы данных состоит из двух этапов: создание файла базы данных (пустой); импорт информации из таблиц опробования в существующий файл базы данных. В результате загрузки геологической базы данных в Surpac получаем диапазоны содержаний полезных компонентов, раскрашенных в различные цвета. Для выявления закономерностей распределения полезных компонентов по оси скважины отображаются линейные графики изменения содержания полезных компонентов с глубиной скважин. Созданная геологическая база данных позволяет оформить следующие файлы, используя функцию «Справка»: справка по всем скважинам; справка по нескольким определенным скважинам; отчет по координатам устьев, глубине, углу падения и азимуту каждой скважины; отчет по всем таблицам и данным, находящимся в базе данных; отчет о минимальных и максимальных координатах, в которых находятся данные; отчет об интервалах, содержание в которых больше заданного; литологическая колонка выбранной нами скважины в формате dwf.

Создание контуров рудных зон

Контуров рудных тел определяются по результатам композитирования, включающего создание укрупненных интервалов с заданными параметрами на основании интервалов опробования.

Процесс создания средневзвешенных интервалов состоит из двух главных операций:

1) Расчет положений новых интервалов по скважинам на основании интервалов, которые уже существуют в базе данных. Существует несколько методов, которые позволяют

рассчитать значения ОТ-ДО новых интервалов, и эти методы называются методами композитирования.

2) Расчет значений, связанных с новыми интервалами, полученными в результате композитирования, в первую очередь содержание металлов. При этом, как правило, значения рассчитываются как средневзвешенные с использованием значений исходных интервалов.

При оконтуривании использовался метод композитирования с ограничением содержания полезных компонентов (меди, серы). Контур рудного тела (рис. 1) отстроен по разрезам, соединяя данные композитирования по скважинам.

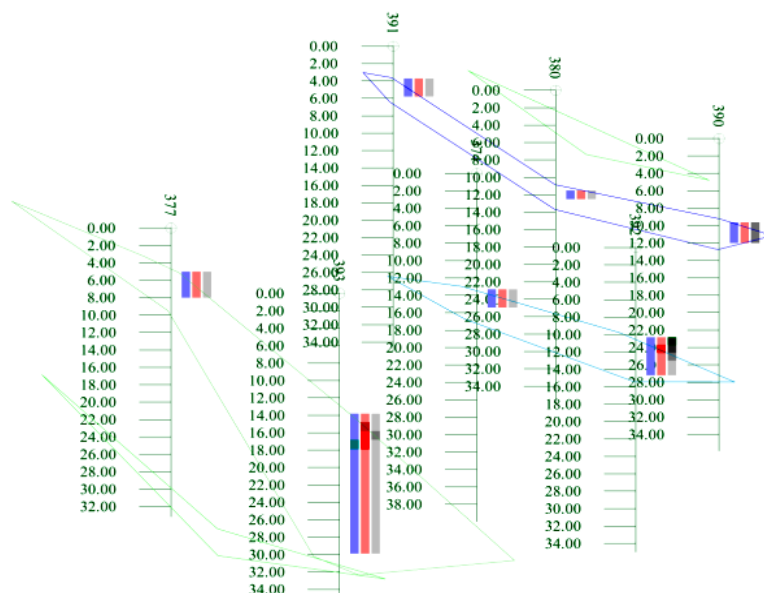


Рис. 1. Контур рудного тела по 5-ти продольным разрезам

Каркасное моделирование

Каркасная модель рудного тела - полигональный геометрический объект, формирующийся из треугольников, насаженных своими вершинами на точки существующих стрингов. Эти треугольники перекрывают друг друга в плане (то есть их проекции на плоскость XY перекрывают друг друга), но они не пересекаются в трехмерном пространстве. Треугольники каркасной модели создают полностью замкнутый объект - рудное тело. Данная модель используется для: визуализации; вычисления объемов; извлечения разрезов в любом направлении; пересечения с данными, созданными на основе модуля геологической базы данных.

Для создания каркасной модели рудного тела крайние продольные геологические разрезы триангулируются внутри и между сегментами. Каркас рудного тела получаем путем триангуляции всех сегментов геологических разрезов (рис. 2). В каркасе рудного тела можно посчитать его объем по горизонтам. Также каркасное моделирование позволяет: 1) произвести подсчет объемов рудных тел месторождения; 2) определить фактический выполненный объем горных работ на настоящий момент; 3) вычислить объем горной массы на конец отработки месторождения; 4) определить разность по горной массе между фактическим положением горных работ и проектным положением карьера; 5) вычислить объем рудных тел, добытых на настоящий момент; 6) определить остаток запасов; 7) вычислить остаток рудных тел для выемки до предельного положения карьера; 8) вычислить объем рудных тел за пределами контура предельного положения карьера, то есть запасы, которые невозможно будет отработать.

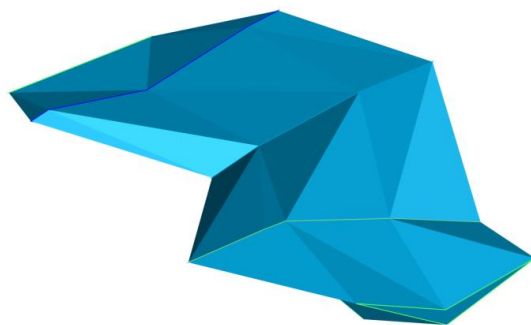


Рис. 2. Каркас рудного тела

Блочное моделирование

Блочная модель рудного тела – это трехмерная модель тела, построенная путем разбиения этого участка на элементарные ячейки (блоки), имеющие форму параллелепипеда и содержащие в себе числовые характеристики объекта полезных компонентов, полученные в основном в результате интерполяции спорадически расположенных результатов опробования полезного ископаемого.

Физически блочная модель представляет собой таблицу, колонками которой являются различные признаки объекта (координаты центра ячейки, содержания полезных компонентов, типы пород, руд, объемный вес и т.п.), а строками - записи.

Построение блочной модели начинается с формирования блок-модели (рис. 3) с учетом параметров - пространственных пределов уровней и размера блока, подходящего к рудному телу.

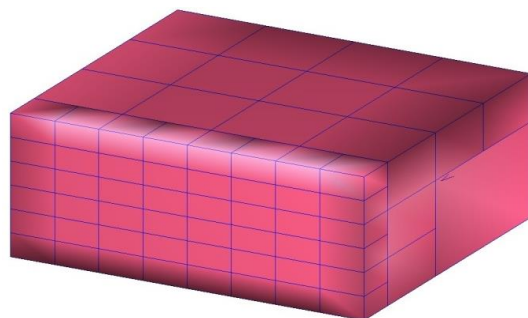


Рис. 3. Блок-модель

Полученная блок-модель ограничивается контуром рудного тела. Цветом в контуре рудного тела отражается содержание полезных компонентов - золота (рис. 4).

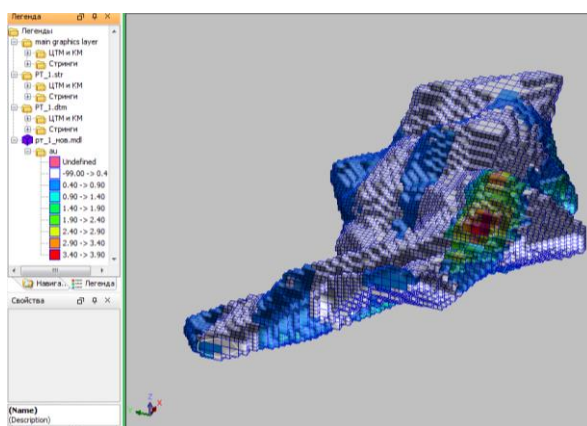


Рис. 4. Распределение золота в контуре рудного тела

Используя аппарат геостатистики с набором статистических функций, возможно описать корреляцию содержаний в пространстве. Эта корреляция затем позволяет взвешивать известные содержания при оценке содержаний в блоках. Основным инструментом геостатистики - вариограмма, используется для определения пространственной корреляции между произвольно размещенными реальными данными наблюдений. Основная идея геостатистики – использование корреляции между значениями переменной в точках, расположенных на определенных расстояниях друг от друга.

Применение геостатистики в горном деле позволяет: оценивать общие запасы месторождений; оптимально размещать пробы (или скважины) на участке; поблочно оценивать запасы руды; производить построение регулярной сети и контурной карты; условно моделировать месторождения для оценивания проектных стратегий добычи руды; оценивать извлекаемые запасы руды. Одна из самых обычных задач геостатистики в горной промышленности – это оценивание кригингом средних содержаний в добываемых блоках, например для контроля ежедневной добычи.

Заключение

В работе была освещена тема создания каркасной и блочной модели месторождения в программном комплексе GEOVIA Surpac. Можно отметить, что представленные результаты и справки-отчеты, получаемые с помощью программного продукта и аппарата геостатистики, позволяют планировать горные работы с учетом качественного и количественного распространения полезного компонента и повысить себестоимость руды.

Используя программный комплекс, возможно вычислить объем горной массы на конец отработки месторождения путем наложения границ карьера и созданной цифровой модели и получить наглядное изображение.

Список литературы

1. Горбатова Е.А., Колесатова О.С., Ковырзин К.Л. Моделирование рудных тел на стадиях разведки и эксплуатации Западно-Озерного месторождения. // Уральский горнопромышленный форум. Официальный каталог. С. 130-131.
2. Тулубаева М.Ф., Горбатова Е.А., Колесатова О.С. Геометризация качественных показателей для обеспечения рационального освоения медно-колчеданных месторождений // Социально-экономические и экологические проблемы горной промышленности, строительства и энергетики: материалы 9-й Международной конференции по проблемам горной промышленности, строительства и энергетики: сб. науч. тр. / БНТУ. Минск, 2013. Т.1. С. 316-321.
3. Тулубаева М.Ф., Мажитов А.М. Применение Surpac в компьютерном моделировании рудных месторождений // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: материалы 72-й международной научно-технической конференции. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова. 2014. Т.1. С. 47-50.
4. Геометризация рудной залежи Камаганского месторождения на разных этапах геологоразведочных работ. / Смяткин А.Н., Горбатова Е.А., Колесатова О.С., Тулубаева М.Ф. // Известия Кыргызского государственного технического университета им. И. Раззакова. №32. Теоретический и прикладной научно-технический журнал. 2014. С. 236-239.
5. Понятие о цифровой модели местности. URL. www.centrgeodezii.ru.
6. Мартыненко А.И., Варшанина Т.П., Плисенко О.А. Геоинформационное моделирование территорий // Системы и средства информатики: спец. вып. Геоинформационные технологии / под ред. И. А. Соколова. М.: ИПИ РАН, 2004.

Сведения об авторах

Горбатова Елена Александровна – заместитель заведующего отделом минералогии ФГУП ВИМС, доцент, д-р геол.-минерал. наук.

Колесатова Оксана Сергеевна – ст. преп. кафедры геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых, институт горного дела и транспорта ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И Носова».

Тулубаева Махаббат Файзулаевна – ст. преп. кафедры геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых, институт горного дела и транспорта ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И Носова».

УДК 622.2

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДЕФОРМАЦИЙ НА КАРЬЕРАХ С ПРИМЕНЕНИЕМ СОВРЕМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

Картунова С.О.

Аннотация. В статье приведены краткие сведения об области применения в современных условиях по наблюдениям деформаций на карьерах с использованием современных технологий, в обход классических геодезических методов.

Ключевые слова: деформации, оползни, мониторинг, наблюдательная станция, сканирование, компьютерная геодезия.

Борьба с оползнями во многих случаях оказывается чрезвычайно сложной, дорогостоящей и зачастую неэффективной. Для успешного применения противооползневых мероприятий необходимо высококачественное выполнение инженерно-геологических изысканий для оценки фактической степени устойчивости склона. В настоящее время для наблюдений деформаций на карьерах используют всевозможные методы и инструменты. Это могут быть классические геодезические методы наблюдений за деформациями, такие как геометрическое нивелирование для определения осадок борта карьера, деформаций с применением современных технологий и оборудования. В настоящее время в маркшейдерии и геодезии самым значительным технологическим новшеством стало активное внедрение в практику лазерных сканирующих систем. Лазерные сканирующие системы сочетают в себе точность и конкретность фотограмметрии, а также высокую информативность и производительность методов дистанционного зондирования. Появление данной технологии открывает новые горизонты в сфере мониторинга земной поверхности, инженерных изысканий для строительства линейных и площадных объектов, создания и ведения кадастровых планов различного назначения и наблюдения за деформациями на карьерах.

Лазерное сканирование

Определение деформаций на карьерах в современных условиях производят с помощью лазерного сканирования. Лазерное сканирование – это метод, позволяющий создать цифровую модель окружающего пространства, представив его набором точек с пространственными координатами.

Основное отличие от ЭТ – гораздо большая скорость измерений, наличие сервопривода, автоматически поворачивающего измерительную часть прибора как в горизонтальной, так и вертикальной плоскостях, и самое главное – скорость (от 5000 измерений в секунду) и плотность (до десятков точек на 1 см² поверхности). Полученная после измерений модель объекта представляет собой гигантский набор точек (от сотен тысяч до нескольких миллионов), имеющих координаты с точностью в несколько миллиметров. Суть технологии лазерного сканирования заключается в определении пространственных координат точек поверхности объекта. Это реализуется посредством измерения расстояния до всех определяемых точек с помощью лазерного безотражательного дальномера. Прибор, реализующий на практике приведенную технологию измерений, называется *лазерным сканером*. Результатом работы лазерного сканера является множество точек с вычисленными трехмерными координатами. Такие наборы точек принято называть *облаками точек* или *сканами*. Обычно количество точек в одном облаке может варьировать от нескольких сотен тысяч, до нескольких миллионов.

Все управление работой прибора осуществляется с помощью портативного компьютера со специальным ПО. Полученные значения координат точек из сканера передаются в компьютер и накапливаются в специальной базе данных. Лазерные наземные сканеры часто классифицируют по принципу определения пространственных координат [3]

на импульсные, фазовые и триангуляционные. В импульсных сканерах реализован метод определения расстояний, основанный на точном определении времени прохождения импульса до цели и обратно. Так как в этом методе используется световой импульс для непосредственного измерения расстояния, то главное достоинство таких сканеров – в большой дальности измерений (несколько сотен метров). Дальность действия фазовых сканеров ограничена 100 м. В сканерах этого типа расстояние определяется на основе измерения сдвига фаз излучаемого и отражённого сигналов. Поскольку в этом методе используется модулированный световой сигнал, для определения расстояния, в отличие от импульсного метода, большой мощности лазера не требуется, поэтому расстояния могут быть измерены с ошибкой в несколько мм. Скорость измерений фазовых сканеров на несколько порядков (1-2) превосходит скорость импульсных сканеров. Триангуляционный метод реализован в высокоточных сканерах. Конструктивной особенностью сканеров такого типа является то, что излучатель и приёмник сигнала разнесены на известное расстояние (базис). Такие сканеры позволяют достичь точности измерений в десятые и даже сотые доли миллиметра, но на коротких дистанциях (в несколько метров).

После построения наблюдательной станции с базисных пунктов, созданных обычным геодезическим способом, производится съёмка рабочих реперов (Rp), установленных в местах предполагаемых или видимых деформаций. Первичная съёмка будет являться нулевым циклом, с которой впоследствии будут сверяться все последующие съёмки и на основании данных сверки будут проведены последующие работы по мониторингу за деформациями. Пример наблюдения с помощью лазерного сканера на Гайском карьере приведен на рис. 1.

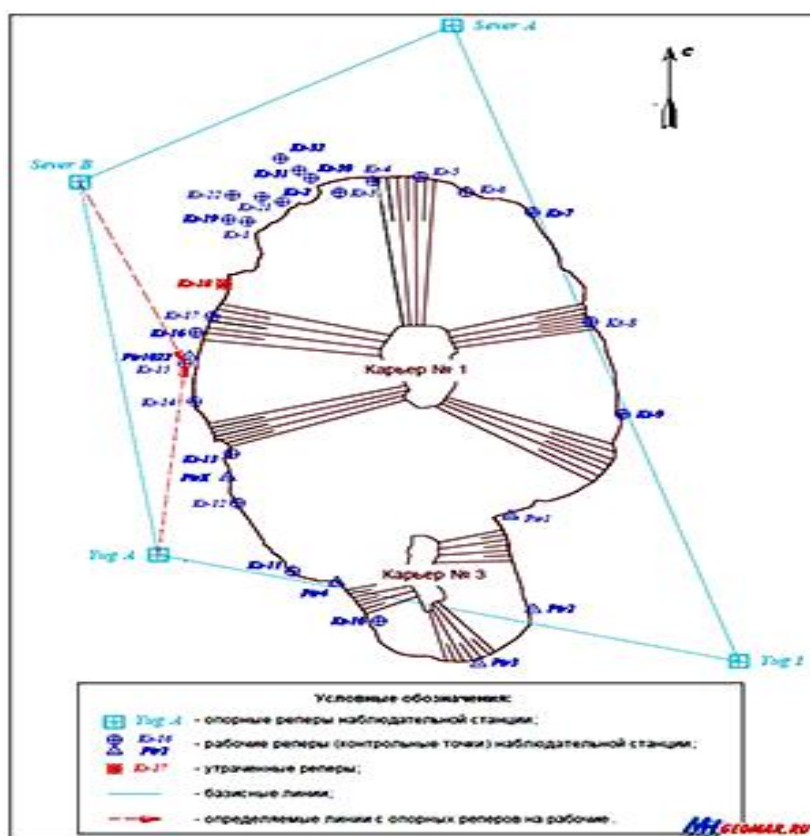


Рис. 1. Наблюдения за бортами Гайского карьера

Результатом работы лазерной сканирующей системы являются как обычные плоские чертежи, так и полные трехмерно визуализированные картины объекта. На рис. 2 изображен карьер в трехмерном пространстве.

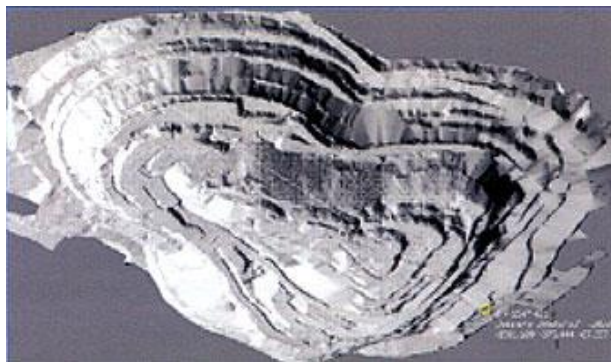


Рис. 2. Вид карьера после обработки лазерного сканирования

Необходимость использования в настоящее время новой технологии при наблюдениях за деформациями на карьерах основывается на ее уникальных возможностях. При лазерном сканировании можно выделить три основные особенности:

1. данная технология полностью реализовала принцип дистанционного зондирования, позволяющий собирать информацию об исследуемом объекте, находясь на расстоянии от него, что дает с большой вероятностью безопасного ведения работ производить съемки;
2. по полноте и подробности получаемой информации с лазерным сканированием не может сравниться ни один из ранее реализованных (геодезических) методов;
3. лазерное сканирование отличается очень большой скоростью работы.

Мониторинг объектов с применением ГНСС

Все чаще к решению задач по наблюдениям за деформациями в карьерах привлекают средства измерений, основанные на глобальных навигационных спутниковых системах (ГНСС).

Глобальная навигационная спутниковая система (ГНСС) – это система, при помощи которой можно получить координаты в любой точке земной поверхности путем обработки спутниковых сигналов. Любая ГНСС состоит из трех сегментов: космического, наземного и пользовательского. Космический сегмент представлен созвездием спутников, передающих информацию о своем положении на орбите; наземный сегмент состоит из не подвижных станций, обеспечивающих мониторинг и контроль положения спутников, а также их технического состояния; пользовательский сегмент - это спутниковые приемники, необходимые для определения точек местоположения на земной поверхности. При определении координат по наблюдениям навигационных спутников пользуются следующими методами [7]:

1. Абсолютный метод, когда координаты получают одним приёмником в системе координат искусственного спутника Земли (ИСЗ) методом засечки положения приёмника от КА с известным положением. Метод также носит название «точечное позиционирование».

2. Дифференциальный метод, когда наблюдения выполняются не менее чем двумя приёмниками, один из которых расположен на опорном пункте с известными координатами, а второй – на определяемом. В этом методе по результатам наблюдений на опорном пункте получают поправки к параметрам наблюдений для определяемого пункта или к его координатам, т.е. наблюдения обрабатываются отдельно. Метод обеспечивает «мгновенные» решения, или решения в реальном времени (рис.3).

3. Относительный метод, когда одновременно выполненные на опорном и определяемом пунктах наблюдения обрабатываются совместно. В этом методе определяют вектор, соединяющий опорный и определяемый пункты, или так называемый «вектор базовой линии».

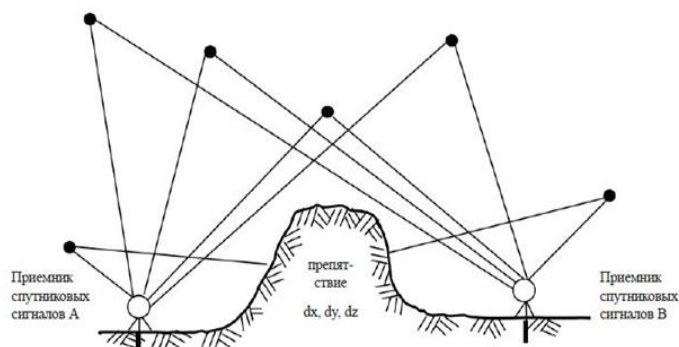


Рис.3. Схема наблюдений с использованием ГНСС

В каждом из указанных методов определение координат возможно путём измерения как по фазе кода (по кодовым псевдодальностям), так и по фазе несущей частоты сигнала (обычно просто по фазе несущей). Точность кодовых дальностей имеет метровый уровень, точность фазовых измерений составляет несколько миллиметров. Точность дифференциального и относительного методов выше, чем у абсолютного (ошибки на уровне сантиметров и меньше). В каждом из методов наблюдения могут быть выполнены в режимах статики и кинематики. В первом случае оба приёмника стационарны, во втором – один приёмник неподвижен, а другой перемещается. Статическое позиционирование позволяет повысить точность определений за счёт накопления данных. Относительное позиционирование по фазовым измерениям является наиболее точным методом определения координат и используется в геодезии наиболее часто. Кинематическое позиционирование даёт возможность получать траекторию движения объекта, на котором установлен подвижный приёмник - ровер. В широком смысле под мониторингом понимается наблюдение за деформациями на карьерах и в общем за окружающей средой, представляющей собой динамическую, то есть постоянно изменяющуюся, систему с целью ее контроля, изучения, прогноза и охраны [8].

По уровню охвата территории различают глобальный, региональный и локальный мониторинг, по оперативности получения результата – от долей секунды до нескольких часов и даже суток и более. Мониторинг деформаций инженерных сооружений и бортов карьеров с применением спутниковых технологий становится обычным явлением. Главное преимущество мониторинга с применением ГНСС состоит в его непрерывном характере, что возможно и в реальном масштабе времени, и с постобработкой (рис.4).

Это особенно важно, когда альтернативой является выполнение работ классическими геодезическими методами, проводимых с интервалом в год, полгода или ежемесячно. Когда проводится долгосрочный и непрерывный мониторинг деформаций сооружений с применением ГНСС, суточные или сезонные эффекты легко выявляются как фоновый шум в числовых диаграммах, таблицах и графиках, показываемых системой. Истинное движение различается как отступление от этого фонового шума. Весьма важным считается темп записи данных. Для зданий и сооружений темп наблюдений должен быть очень высоким (до 20 Гц), но для оползневых явлений он может быть намного ниже (5 мин). Низкие частоты лучше подходят для захвата начала динамических деформаций и при их длительном мониторинге.

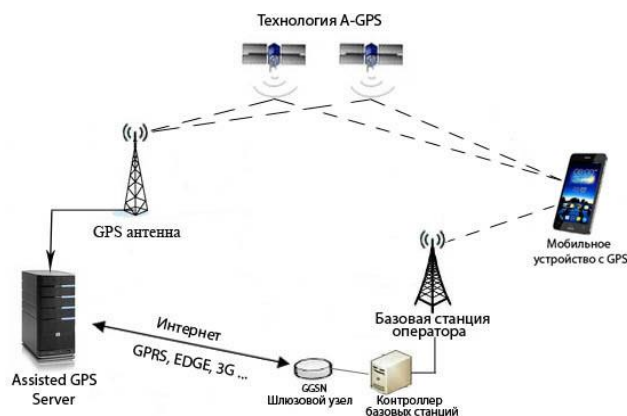


Рис.4. Мониторинг с применением ГНСС в реальном времени

Список литературы

1. ГОСТ 24846-81. Грунты. Методы измерения деформаций оснований зданий и сооружений.
2. Геодезические методы исследования деформаций сооружений / Зайцев А.К., Марфенко С.В., Михелев Д.Ш. и др. М.: Недра, 1991. 272 с.
3. Лазерное сканирование. Каталог компании «Навгеоком», 2006.
4. Зейлер М. Моделирование нашего мира (руководство ESRI по проектированию базы геоданных). М.: МГУ, 2001. 255с.
5. Шайтура С.В. Геоинформационные системы и методы их создания. Калуга: Изд-во Н. Бочкаревой, 1997. 253 с.
6. Ковров А.А. Использование сканеров Riegl в архитектуре и маркшейдерии / Геопрофи. 2005. №6. С. 19-22.
7. Антонович К.М. Использование спутниковых радионавигационных систем в геодезии: монография: в 2 т. Т. 2. / К.М. Антонович; ГОУ ВПО «Сибирская государственная академия». М.: ФГУП «Картгеоцентр», 2006. 360 с.
8. Большой энциклопедический словарь. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Большая российская энциклопедия. СПб: Норинт, 2002. 1456 с.
9. Сайт ГИС-Ассоциации. URL: <http://gisa.ru/>
10. Геоинформационные системы. URL: <http://www.dataplus.ru/>
11. Академия САПР и ГИС. URL: <http://www.cadacademy.ru/>
12. Наземное лазерное сканирование. Введение в технологию [Электронный ресурс]. Режим доступа: <http://www.gsi.ru/catalog.php?id=1>

Сведения об авторах

Картунова Светлана Олеговна – ст. преп. кафедры геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых, институт горного дела и транспорта ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И Носова».

ВЛИЯНИЕ СТЕПЕНИ ИЗУЧЕННОСТИ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю., Немчинова А.В.

Аннотация. Актуальной задачей при проектировании карьеров является определение оптимальных параметров откосов бортов и уступов. Точность расчета оптимальных параметров откосов во многом зависит от показателей характеристик массива, детальному изучению которых, в настоящее время, уделяется недостаточное внимание. В результате в период разработки могут возникнуть деформации отдельных участков бортов карьеров из-за несоответствия фактических прочностных свойств пород принятым в проекте для расчетов параметров откосов. Уточнение свойств пород массива, характеристик трещиноватости, геологических и гидрогеологических условий производится на этапе разработки месторождения. На основе новых данных изменяются параметры откосов погашаемых участков бортов и некоторые технологические решения. На примере Джусинского колчеданно-полиметаллического месторождения показаны последствия завышения углов откосов бортов и уступов, что привело к их деформациям и увеличению объемов извлекаемой горной массы при ликвидации обрушений, а также к корректировке схемы вскрытия месторождения. На примере условного откоса борта показаны расчеты затрат на извлечение излишней горной массы в результате заниженного значения угла откоса борта. Несоответствие параметров откосов прочностным характеристикам массива снижает эффективность разработки месторождения. Таким образом наиболее целесообразно, на начальном этапе освоения месторождения инвестировать средства в более детальное изучение характеристик массива горных пород, что в последующем позволит точнее определить параметры откосов и снизить последствия вероятных обрушений.

Ключевые слова: откосы бортов карьера, углы погашения, деформации, физико-механическая характеристика пород, оценка устойчивости бортов карьера, коэффициент запаса устойчивости.

Для оценки оптимальных параметров бортов карьеров отечественными и зарубежными учеными разработаны различные методы их расчёта, различающиеся по форме потенциальной поверхности обрушения: круглоцилиндрическая [1 - 3], логарифмическая спираль, кубический сплайн [4], плосколоманная кривая [5]. Кроме потенциальной поверхности скольжения, на результаты оценки устойчивости карьерных откосов оказывает способ расчёта. Метод, основанный на сумме моментов для круглоцилиндрической поверхности скольжения, предложен и усовершенствован в трудах [6, 7], способ Бишоп реализует метод моментов и метод проекций сил на одну из осей [8], и упрощённый способ Ямбу дефицита сил основан на методе проекций сил на обе оси координат [9]. Сравнительный анализ вышеперечисленных способов расчёта устойчивости откосов горнотехнических сооружений показывает, что расхождение в определении основных технологических параметров не превышает 10-15 %. Наиболее точно произвести расчет устойчивости откосов возможно с помощью современных программных комплексов [10 - 13].

Однако в большей степени точность определения оптимальных параметров бортов карьеров будет зависеть от достоверности данных о физических и механических свойствах, трещиноватости и других характеристик зоны приоткосного массива. Однако внимание, уделяемое изучению характеристик пород массива, в период разведки и подготовки исходных данных для проектирования, оказывается недостаточным. Так, коэффициент вариации при определении физико-механических свойств горных пород в приоткосных массивах, превышает 20-30%. Зачастую уточнение свойств пород массива и других условий производится на этапе разработки месторождения. В результате коэффициент запаса

устойчивости фактически сформированных бортов карьера может превышать нормативное значение или, наоборот, быть меньше. Низкое значение коэффициента, соответствующее завышенным углам откосов, означает вероятность происхождения их деформаций и необходимость дорогостоящей ликвидации последствий. Завышенное значение коэффициента запаса устойчивости означает занижение угла и соответственно перерасход средств, затраченных на вскрышные и отвальные работы.

Несоответствие принятых в проекте параметров откосов прочностным характеристикам пород и последствия завышенных углов откосов рассмотрено на примере Джусинского колчеданно-полиметаллического месторождения, расположенного в Оренбургской области.

Первоначально проектом на разработку предполагалось погашение 30-метровых уступов с углом откоса до 70° по всем бортам карьера. Однако в процессе эксплуатации возникли деформации рабочих уступов высотой 10 м на юго-восточном борту (рис. 1).



а



б

*Рис. 1. Деформации откосов уступов:
а - закольная трещина; б - обрушение уступа*

По факту углы откосов рабочих уступов имели значения от 43° до 53° , при этом результирующие углы откосов восточного и юго-восточного бортов по состоянию на июль 2005 г. составили от 21° до 43° .

Исследования по определению физико-механических свойств хлоритизированных и оталькованных кварц-серитизированных пород восточного рабочего борта показали весовое содержание влаги до 23 %. В результате испытания оказалось, что породы характеризуются низкими показателями их средних физико-механических характеристик: удельное сцепление $C = 0,05$ МПа, угол внутреннего трения $\varphi = 28^\circ$, плотность $2,17$ т/м³.

В табл. 1 представлены значения физико-механических свойств пород и устойчивые параметры откосов.

Результаты определения углов погашения отдельных уступов

Описание пород	Отметки, м	Высота откоса, м	Физико-механические свойства			Угол откоса уступа при коэффициенте запаса устойчивости 1,5, град
			Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, град	Удельный вес, Н/м ³	
Западный борт						
Андезитодацитовые и андезитобазальтовые порфириды	240÷280	30	0,01-0,07	34	27000	40-50
Северный борт						
Скальные расланцованные (западная часть борта)	210÷240 240÷270	30	0,13	34	26700	60-65
Скальные расланцованные (восточная часть борта)	210÷240 240÷270	30	0,077	35	26700	50

Произведена оценка устойчивости откоса восточного борта карьера с параметрами, принятыми в проекте на разработку месторождения. Анализ расчетных данных показал, что запас общей устойчивости восточного борта составит меньше 20 %, при том что нормативным значением является запас 30% и более. Коэффициент запаса устойчивости изменяется в пределах 1,02 - 1,28 [14].

В результате выполненных исследований рекомендовано произвести осушение оползнеопасной зоны и корректировку параметров откосов. С учетом инфильтрации вод атмосферных осадков ожидаемым содержанием влаги метасоматитов, слагающих восточный борт, можно считать 10-12 %.

Этому содержанию соответствует увеличение удельного сцепления пород до 0,09 МПа, угла внутреннего трения – до 29°, плотности – 2,2 т/м³. При этих условиях угол откоса уступа высотой 30 м составит 40° при коэффициенте запаса устойчивости $K_{zy} = 1,5$.

Таким образом, в 2005 г. пересмотрены параметры карьера на конец отработки. Предусмотрено понижение угла откоса восточного борта карьера до 40° и соответственно увеличение объема горной массы, а также изменение схемы вскрытия месторождения (рис. 2).

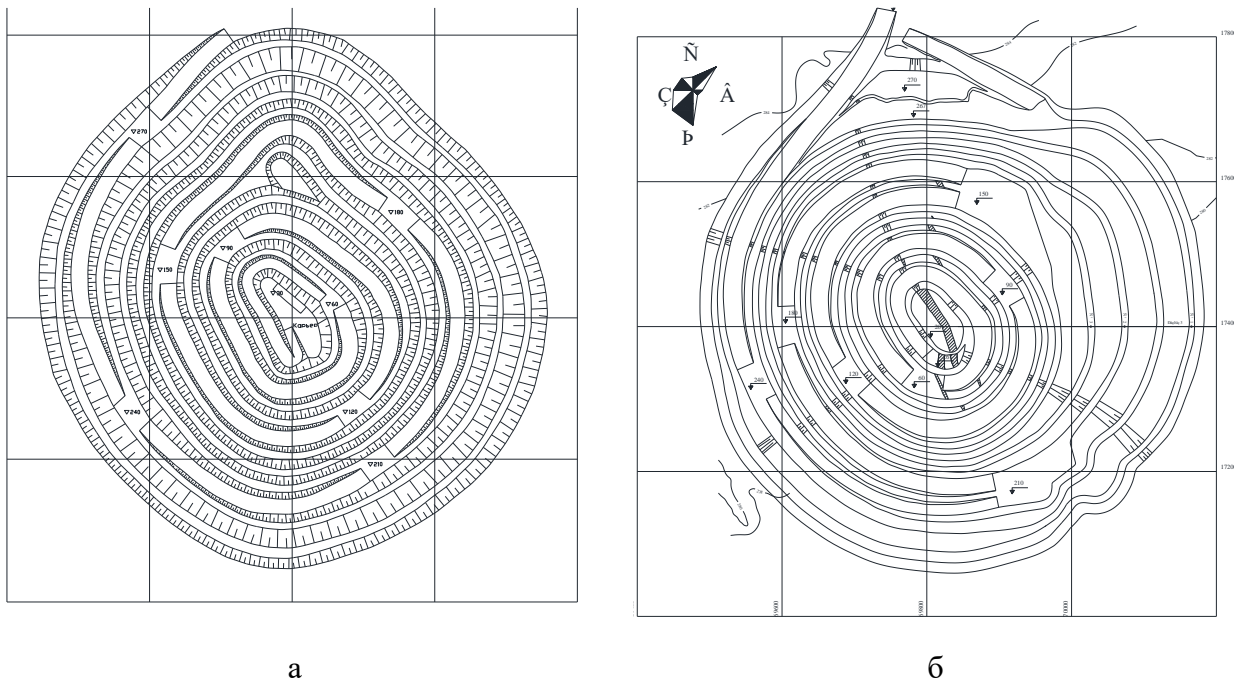


Рис. 2. План Джусинского карьера на конец отработки:
а - по первоначальному проекту; б – после корректировки в 2005 г.

Далее в 2006, 2009 и 2011 годах на западном, северо-западном и северном бортах после погашения уступов происходило образование новых зон деформаций с локальными обрушениями.

Причиной развития деформаций бортов карьера также являлось несоответствие прочностных свойств пород параметрам сформированных откосов. Несоответствие определилось обводнением деформированных участков горных пород и наличием мощной зоны интенсивной трещиноватости в массиве.

На основании анализа прочности горных пород и геомеханического обоснования устойчивых параметров откосов в 2006, 2009, а также в 2011 годах были проведены корректировки конструкции бортов карьера. В результате прирост горной массы за счет разноса участков бортов при локализации зон деформаций относительно проектного контура карьера составил около 1,7 млн м³. На ликвидацию последствий деформации предприятие затратило более 200 млн руб.

На рис. 3 представлен план карьера на конец отработки с учетом локализации участков зон деформаций северного и западных бортов карьера в 2011 г. Также планом предусмотрено очередное изменение схемы вскрытия карьера.

Как показывает пример разработки Джусинского месторождения, завышение углов откосов бортов и уступов может привести к деформациям и увеличению объемов извлекаемой горной массы при ликвидации последствий обрушений, а также к корректировке планов и схем вскрытия месторождения. Что в целом снижает эффективность освоения месторождения [15, 16].

С другой стороны, занижение углов откосов бортов и уступов с завышенным значением коэффициента запаса устойчивости может привести к излишнему перерасходу средств, затрачиваемых на вскрышные и отвальные работы.

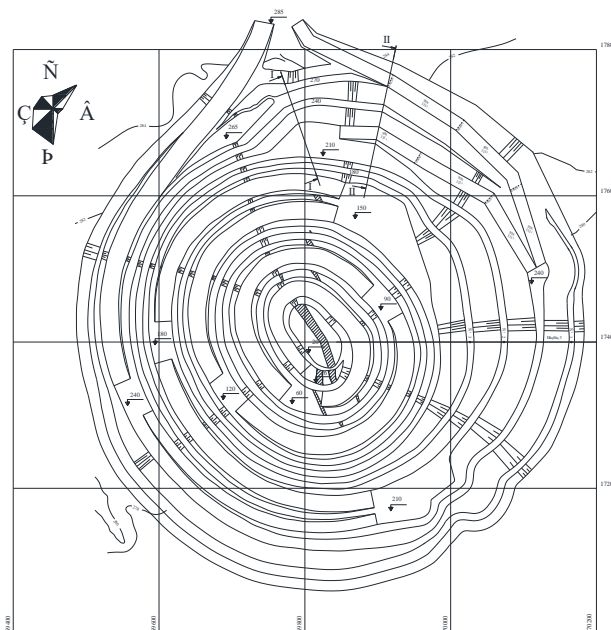


Рис. 3. План Джусинского карьера на конец отработки после корректировки в 2011 г.

На примере условного откоса борта карьера (рис. 4) показано изменение площади ΔS и соответственно объемов ΔV вскрыши в зависимости от изменения угла откоса борта карьера.

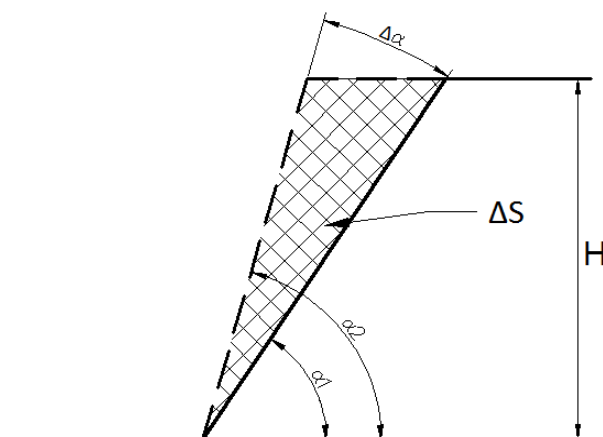


Рис. 4. Поперечный разрез условного борта карьера.

На рисунке: α_1 – угол борта, характеризующийся завышенным, по сравнению с нормативным, значением коэффициента запаса устойчивости; α_2 – угол борта, характеризующийся нормативным значением коэффициента запаса устойчивости; $\Delta\alpha$ – изменение угла откоса борта карьера; H – глубина карьера.

Излишний объем вскрыши, на который предприятие затрачивает средства, в результате заниженного значения угла откоса борта определится:

$$\Delta V = \Delta S \times L, \tag{1}$$

где L – протяженность борта карьера, м.

Таблица 2

Значения изменения объема вскрыши ΔV млн м³ на длину протяженности борта $L=1000$ м при изменении глубины карьера и угла откоса на величину $\Delta\alpha$

Проектный угол борта карьера	Изменение объема вскрыши для разных значений высоты борта карьера									
	$\Delta\alpha=0,5$					$\Delta\alpha=1$				
	100	200	300	400	500	100	200	300	400	500
30	0,17	0,69	1,55	2,75	4,30	0,34	1,36	3,05	5,42	8,47
35	0,13	0,52	1,18	2,10	3,27	0,26	1,04	2,33	4,14	6,47
40	0,10	0,42	0,94	1,67	2,61	0,21	0,83	1,86	3,31	5,17
45	0,09	0,35	0,78	1,38	2,16	0,17	0,69	1,54	2,74	4,29
50	0,07	0,30	0,66	1,18	1,85	0,15	0,59	1,32	2,35	3,66

Методика расчета определения изменения площади ΔS базируется на геометрических свойствах прямоугольного треугольника:

$$\Delta S = \frac{H^2}{2} (\operatorname{ctg}\alpha_1 - \operatorname{ctg}\alpha_2), \quad (2)$$

На рис. 5 представлена номограмма, правая часть которой показывает изменение объема вскрыши ΔV в зависимости от угла откоса борта α . За постоянную величину взята глубина карьера $H=300$ м.

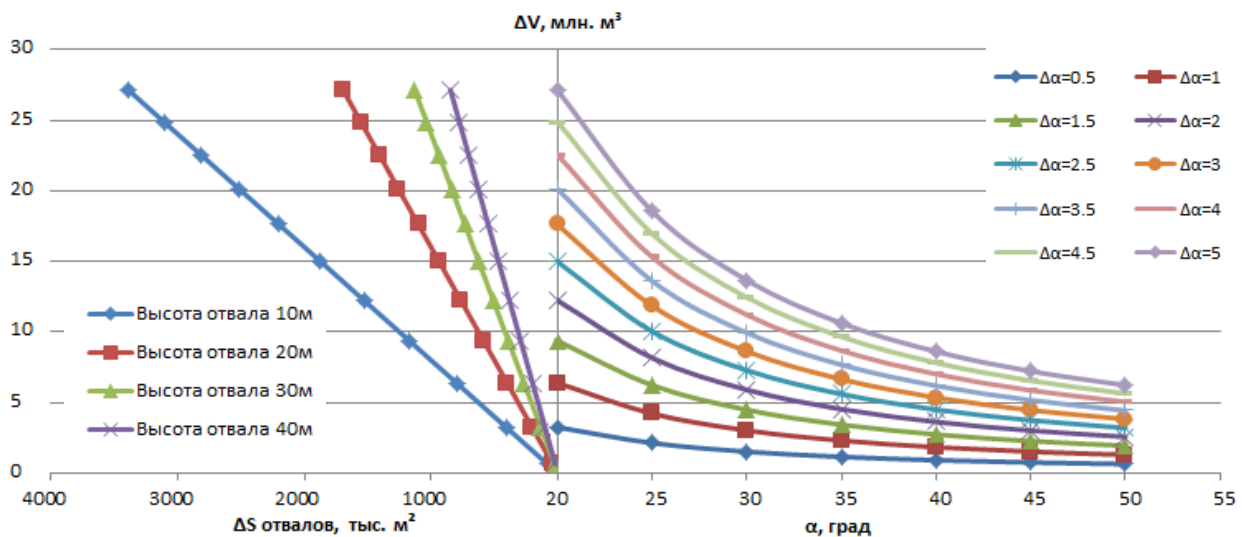


Рис. 5. Номограмма зависимости между изменением объема вскрыши ΔV для различных α и $\Delta\alpha$, а также подотвальных площадей (ΔS отвалов) при различной высоте отвала. Высота борта $H = 300$ м

Каждая линия правой части номограммы показывает изменение объема вскрыши ΔV для определенной величины $\Delta\alpha$. Левая часть номограммы позволяет графически найти изменение площади, занимаемой отвалами, в зависимости от объема ΔV . Например, фактически сформированный борт карьера имеет параметры: $H = 300$ м, $\alpha = 40^\circ$, а устойчивый угол откоса борта составляет 45° , таким образом, $\Delta\alpha = 5^\circ$. В соответствии с номограммой излишний объем вскрыши ΔV , на который предприятие затратит средства, в результате заниженного значения угла откоса борта на 5° , составит 8,6 млн м³ на 1 км протяженности борта. Кроме того, занимаемая площадь для размещения этого объема в отвал высотой 20 м составит не менее

500 тыс. м² [17]. Так, занижение угла на 1° ведет к росту объема вскрыши на 1,86 млн м³ на 1 км протяженности борта карьера глубиной 300 м и проектном угле 40°. При этом затраты на вскрышные работы составят более 236 млн руб., на отвод земель под отвалы – от 290 тыс. рублей.

Таким образом, предприятия разрабатывающие месторождения открытым способом, могут нести значительные затраты при локализации зон деформаций в результате завышенного угла откоса борта или на извлечение излишней вскрыши в результате заниженного значения угла откоса борта. В то же время расходы денежных средств можно оптимизировать, вкладывая деньги на стадии подготовки исходных данных к проектированию в проведение дополнительных мероприятий по уточнению характеристик массива и параметров откосов бортов. Такими мероприятиями могут быть: геологоразведочные работы на участках расположения бортов карьеров, дополнительные исследования для уточнения свойств пород, характеризующих массив, использование геофизических методов исследования массива, дополнительные геомеханические расчеты. Так, можно более точно определить параметры откосов карьеров и избежать излишних затрат. Кроме того, на эти средства можно создавать на базе предприятия службу геотехнического контроля с современным оборудованием, позволяющим вести мониторинг и своевременное управление состоянием массива.

Выводы

1. Значения физико-механических свойств горных пород не только в образцах, но и в массиве, т.е. в условиях всестороннего сжатия, в значительной мере предопределяют рациональные параметры карьеров, обеспечивающих эффективную и безопасную разработку месторождения.

2. Экономически целесообразно проведение дополнительных геологоразведочных работ на отдельных участках, требующих особого обоснования параметров откосов бортов, например на участках сложенных метасоматитами.

3. Экономически выгодно создавать на базе предприятия дополнительные службы маркшейдерского и геодезического контроля, организовывать лаборатории, оснащённые современным оборудованием, по изучению и мониторингу приоткосного массива горных пород для оперативного управления его геомеханическим состоянием.

Список литературы

1. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М.: Недра, 1965. 378 с.
2. Мельников И.Т. Аналитико-машинный метод оценки устойчивости бортов карьеров // Изв. вузов. Горный журнал. 1977. №5. С.41-44.
3. Мельников Т.И., Мельников И.Т. Нахождение критических центров поверхностей скольжения с минимальными коэффициентами устойчивости откосов. М.: Гидротехническое строительство, 1977. С.37-39.
4. Гордеев В.А. Оценка устойчивости карьерных откосов по методу предельного равновесия. Криволинейные поверхности скольжения. // Изв. вузов. Горный журнал. 2008. № 2. С.54 - 64.
5. Токмурзин О.Т. Определение предельной высоты плоских откосов в однородной среде. // Изв. вузов. Горный журнал. 1978. № 5. С.18 - 21.
6. Фелениус В. Статика грунта. М.: Госстройиздат, 1933.
7. Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах: утв. Госгортехнадзором РФ 16.03.98. СПб.: ГосНИИ горной механики и маркшейдерского дела, 1998. 208 с.
8. Хуан Я.Х. Устойчивость земляных откосов / пер. с англ. В.С. Забавин; под ред. В.Г. Мельника. М.: Стройиздат, 1988. 240 с.
9. Гордеев В.А. Сравнительный анализ расчётных поверхностей скольжения в однородных откосах // Маркшейдерское дело и геодезия: межвуз. сб. науч. трудов. СПб.: СПбГГИ, 1999. С. 17-21.

10. Автоматизированный расчет устойчивости откосов бортов карьеров / И.Т. Мельников, В.Ю. Заляднов, Н.С. Шевцов, Е.В. Павлова, А.Ю. Погорелов, А.Н. Смяткин // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. №2 (42). С. 8-12.
11. Оценка общей устойчивости бортов Сибайского карьера при отработке законтурных запасов руды подземным способом /С.Е. Гавришев, В.Ю. Заляднов, Т.С. Кравчук, Е.В. Павлова // Маркшейдерское и геологическое обеспечение горных работ: сб. науч. трудов по материалам международной научно-практической конференции / под ред. С.Е. Гавришева. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2013. С. 155-162.
12. Two and three-dimensional slope stability analyses of final wall for Miduk mine / Masoud Shamsoddin Saeed, Parviz Maarefvand, Ebrahim Yaaghubi // International Journal of Geo-Engineering 2015. 6:9. P. 1-13.
13. Effective use of slope monitoring radar to predict a slope failure at Jwaneng Mine, Botswana / Ramsden F., Coli N., Benedetti A.I., Falomi A., Leoni L., Michelini A. // The Southern African Institute of Mining and Metallurgy. Slope Stability 2015. P. 1-17.
14. Опыт разработки Джусинского месторождения колчеданно-полиметаллических руд / С.Е. Гавришев, Т.С. Черчинцева, Т.С. Кузнецова, Т.В. Некурова, В.А. Павлов, Г.Г. Маслова // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2010. №4. С.356-364.
15. Формирование технологических схем безопасной работы карьеров / Цыганов А.В., Осинцев Н.А., Гавришев С.Е., Рахмангулов А.Н. Магнитогорск, 2014. 134 с.
16. Влияние ширины транспортной бермы на технико-экономические показатели карьера / Бурмистров К.В., Шакшакпаев А.Н., Осинцев Н.А., Бурмистрова И.С. // Современные проблемы транспортного комплекса России. 2014. Т. 4. № 1 (5). С. 42-45.
17. Justification for additional financial investment in the study of the properties of rocks / Melnikov I.T., Zalyadnov V.U., Pavlova E.V., Plotnikov D.P // Proceedings of the XII-th national conference with international participation of the open and underwater mining of minerals. Varna, Bulgaria. 2013. P. 419-425.

Сведения об авторах

Гавришев Сергей Евгеньевич - д-р техн. наук, проф., заведующий кафедрой разработки месторождений полезных ископаемых, директор института горного дела и транспорта ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова».

Заляднов Вадим Юрьевич - канд. техн. наук, доц., доцент кафедры разработки месторождений полезных ископаемых, директор института горного дела и транспорта ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова».

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

УДК 622.882:669.002.68.004.14

ГОРНОТЕХНИЧЕСКАЯ РЕКУЛЬТИВАЦИЯ КАРЬЕРА «ВОСТОЧНЫЙ» ГОРЫ МАГНИТНОЙ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОТХОДОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

Гапонова И.В.

Аннотация. В статье рассмотрен технический этап рекультивации карьера «Восточный» г. Магнитной. Определена предельная отметка, до которой целесообразно вести технический этап рекультивации, исходя из имеющихся условий. Предусмотрены два варианта организации перевозок при доставке шлаков в карьере «Восточный» с использованием автомобильного и железнодорожного транспорта. Предлагается использовать железнодорожное отвалообразование в период технического этапа рекультивации. Применение железнодорожного транспорта с целью сокращения транспортных затрат способствует достижению максимального экономического эффекта от использования выработанного карьерного пространства и отвалов вскрышных пород, формируемых в виде емкостей для размещения промышленных отходов карьеров и отвалов для размещения отходов металлургического производства.

Ключевые слова: Карьер, отвал, отходы металлургического производства, железнодорожный транспорт, рекультивация.

Горное производство является самым природоемким. В его процесс вовлечены все компоненты природных ресурсов: минеральные, климатические, водные, растительные, почвенные, земельные, а также компоненты животного мира [1]. Одни эксплуатируются, другие нарушаются, вызывая те или иные экологические последствия. Одной из важнейших задач сохранения окружающей природной среды становится охрана природы и рациональное использование природных ресурсов. Особое значение приобретает проблема рационального использования земельных ресурсов и восстановление земель, нарушенных открытыми горными работами.

Анализ нарушенных земель на территории Челябинской области позволяет сделать вывод, что в структуре нарушенных земель большой удельный вес занимают земли, которые принадлежат предприятиям добывающей промышленности, черной и цветной металлургии (56,6%). Эти нарушенные представлены выемками, провалами поверхности на шахтных полях, отвалами отработки разрезов, шахт и карьеров. Так, положительный опыт рекультивации карьера «Западный» г. Магнитной позволяет определить целесообразность использования отходов металлургических предприятий для обеспечения технического этапа рекультивации выработанных пространств карьеров, расположенных в непосредственной близости от источников отходов. После завершения технического этапа рекультивации на карьере «Западный» в ближайшие 3-4 года возникнет необходимость рекультивации карьера «Восточный».

Освоение месторождения г. Магнитной (Атач) привело к изъятию ненарушенных земель, поэтому основные мероприятия по рекультивации должны быть направлены на восстановление и возвращение нарушенным землям утерянной биологической продуктивности и хозяйственной ценности. Для предотвращения отрицательного воздействия на окружающую среду, восстановления ландшафта и улучшения эстетичного вида местности рекультивации подлежат:

- территория карьера;

- территория под инженерными и транспортными коммуникациями. Одновременно необходимо отметить, что в настоящее время для размещения значительного количества промышленных отходов ОАО «ММК» требуется выделение и оборудование специальных площадей. Для предприятий ГК традиционным является размещение отходов 4 и 5 классов

опасности или продуктов их переработки в выработанных пространствах при соблюдении норм защиты окружающей природной среды [2]. Одновременно решаются две важнейшие задачи – восстановление природного ландшафта и безопасное размещение отходов. Поскольку объем горных выработок велик, промышленные отходы выступают единственным потенциально значимым материальным ресурсом для их рекультивации. При этом возможность использования того или иного материала для заполнения карьерной выемки определяется, главным образом, его отношением к воде, так как при складировании в качестве засыпного грунта будет иметь место его контактирование либо с водой подземных горизонтов, либо с атмосферными осадками. Активное поведение рекультивационного материала в воде может оказать негативное воздействие на качество подземных и поверхностных вод.

Выбор направления рекультивации нарушенных земель производится на основе использования нормативных документов по рекультивации, а также с учетом:

- фактического состояния нарушенных земель к концу отработки;
- технико-эксплуатационных условий предприятия;
- социально-экономических особенностей расположения объекта и перспектив развития района;
- условий физико-географической среды: рельефа, климата, растительности, гидрогеологии и геологии района, состава и свойств извлекаемых из недр пород, включая пригодные для рекультивации;
- площадей деградированных земель по окончании отработки месторождения;
- максимально возможного использования при рекультивации оборудования и материалов, применяемых в основном производстве.

В технологии закладки Западного карьера используется около двадцати видов отходов различных производств комбината.

Основой для расширения закладочных и рекультивационных работ является наличие сырьевой и материальной базы закладочного материала, отвечающего действующим требованиям. К сырьевой базе для получения закладочных материалов можно отнести отвалы металлургических шлаков, отвалы вскрышных пород, отходы обогащения руд и текущие отходы производства. С учетом разработки шлаковых отвалов и использования отвальной массы в качестве закладочного материала в отвалах комбината остается свыше 50 млн т металлургических шлаков. Ввод новых мощностей, рост объемов производства товарной продукции сопровождается повышением выхода техногенных отходов. Ежегодный объем образования отходов на комбинате превышает 47 млн т.

Опыт использования металлургических шлаков в строительстве, сельском хозяйстве, гидротехнических сооружениях показывает не только положительные технологические свойства металлургических шлаков, но и их плодотворное влияние на окружающую природную среду, которое проявляется при использовании их в сельском хозяйстве для мелиорации и удобрения почв. Доменные шлаки используются для улучшения структуры почв. Каждая тонна мартеновского шлака вносит в почву около 16 кг P_2O_5 , что эквивалентно 100 кг суперфосфата. Оценивая совокупность физико-механических, технологических и санитарно-гигиенических свойств закладочных материалов из металлургических шлаков, можно рекомендовать их применение в производстве рекультивационных работ в Восточном карьере без ограничений.

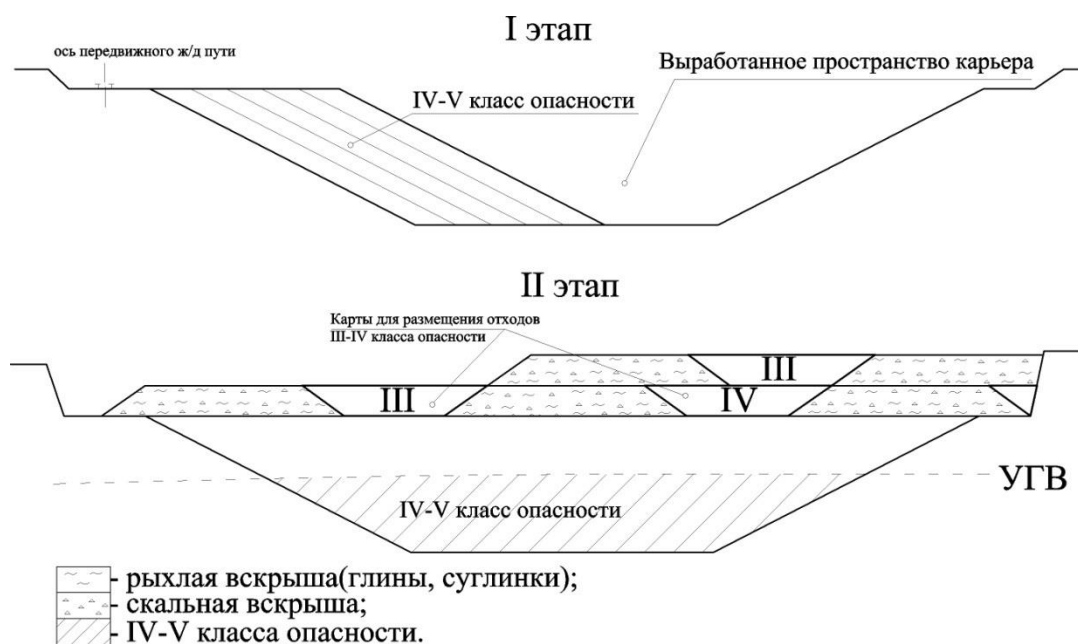
В результате отработки восточного участка Магнитогорского месторождения железной руды был сформирован карьер «Восточный». Карьер вскрыт капитальными траншеями внутреннего заложения с продольным уклоном 80%. Одна траншея расположена на юго-восточном борту карьера и обеспечивает транспортный доступ на все горизонты карьера. В целом борта карьера сложены крепкими скальными породами, что подтверждается отсутствием деформационных и оползневых явлений на карьере.

В выработанном пространстве карьера в настоящее время имеется статический запас воды, который пополняется исключительно атмосферными осадками. Как отмечалось ранее,

чаша карьера не имеет гидравлической связи с карьером «Западный», это дополнительно подтверждается наличием практически постоянной отметки воды в карьере «Восточный». Исходя из опыта рекультивации карьера «Западный» в результате заполнения выработанного его пространства шлаковым щебнем вода будет вытесняться, и ее уровень в карьере будет увеличиваться, в связи с этим предусматривается откачка воды.

Поскольку карьером «Восточный» отрабатывались запасы нагорного месторождения, то для определения фактического объема его выработанного пространства в работе определена предельная отметка, до которой целесообразно вести технический этап рекультивации, исходя из имеющихся условий. Устье съезда на южном борту карьера имеет отметку 490 м, а съезд на юго-восточном борту отм. 440 м, при этом расстояние между ними составляет около 2 км. В связи с этим принято решение обеспечить технический этап рекультивации в пределах отметки 440 м. Это позволит сформировать горизонтальный участок с возможностью выхода на естественный рельеф. В результате проведенного анализа состояния выработанного пространства карьера «Восточный» установлено, что объем закладочного материала для обеспечения технического этапа рекультивации до отметки 430 м составит 41,7 млн м³, а до отметки 445 м – 56,4 млн м³.

С целью обеспечения не только технического этапа рекультивации, но и максимальной эффективности использования выработанного пространства карьера «Восточный» предлагается разделить технический этап рекультивации на два этапа (см. рисунок).



Этапы рекультивации карьера «Восточный»

При планируемом годовом объеме засыпки материалами, основная часть которых будет представлена доменными и сталеплавильными шлаками в количестве 4,1 млн м³, период рекультивации составит 10-15 лет.

Исходя из имеющихся условий, возможны два варианта реализации технического этапа рекультивации выработанного пространства карьера «Восточный» с использованием в качестве рекультивационного (закладочного) материала продукта переработки металлургических шлаков – шлакового щебня.

На первом этапе предполагается осуществить засыпку выработанного пространства карьера твердыми отходами V и IV класса опасности до отметки, превышающей уровень грунтовых вод не менее чем на 2 м. Данное решение позволит в короткие сроки обеспечить выход рекультивационных работ на проектную мощность при минимальных затратах. В результате чего будет сформирована площадка для строительства на ней карт. На втором

этапе предусматривается использование сформированной площадки для создания карт с целью размещения промышленных отходов III-IV класса опасности различного агрегатного состояния. При этом в качестве инертных материалов предусматривается использование имеющихся в избыточном количестве глин и суглинков, заскладированных в отвалы при отработке запасов месторождения «Подотвальное».

В настоящее время на рекультивации карьера «Западный» в районе закреплено 2 локомотива и 192 вагона. На карьере «Западном» функционирует 2 железнодорожных тупика по приему и разгрузке шлаков, при этом годовой объем поступающих лежалых и текущих шлаков составляет около 8,5 млн т.

При рекультивации карьера «Восточный» доставка металлургических шлаков осуществляется до станции РИС поездами из 24 думпкаров грузоподъемностью 66 т, электровозами ЕЛ-21. На приемоотправочных путях станции РИС вертушка делится на 2 вертушки по 12 думпкаров. Время оборота состава составляет 3 ч.

Для осуществления железнодорожного отвалообразования предусматривается на посту «Восточный» строительство трех тупиков: постоянного длиной 640 м, передвижного длиной 1430 м и вытяжного длиной 715 м, а также укладка 3 стрелочных переводов. Длина пути, соединяющего станцию РИС с карьером «Восточный», составляет 1850 м.

Стоимость перевозок шлакового щебня автомобильным транспортом составляет 9–10 руб./ткм, а железнодорожным транспортом с учетом переукладки путей – 5–6 руб./ткм.

В результате укрупненного технико-экономического анализа установлено, что для организации доставки щебня автомобильным транспортом потребуется не менее 17 автосамосвалов и реконструкция 5,8 км автодороги. Кроме того, будут задействованы 2 локомотива и 24 вагона, а также экскаватор для перегрузки щебня с железнодорожного на автомобильный транспорт. В случае реализации доставки щебня только железнодорожным транспортом необходимость в автомобильном транспорте сводится к минимуму, при этом расстояние транспортировки по карьере не превысит нескольких сотен метров. Однако необходимо строительство железнодорожного пути длиной 7,5 км, с учетом 4,5 км тупиков.

Таким образом, накопленный опыт рекультивации выработанных пространств карьеров отходами металлургического производства позволяет повысить эффективность данного мероприятия применительно к карьерам, подлежащим аналогичной рекультивации. Основываясь на технологии рекультивации карьера «Западный» г. Магнитной, с учетом конфигурации, механизации, гидрогеологических условий и свойств размещаемых отходов, предложено осуществлять рекультивацию карьера «Восточный» отходами металлургического производства в два этапа. На первом этапе обеспечивается валовое размещение твердых промышленных отходов V класса опасности, а на втором этапе используется сформированная площадка на поверхности складированных отходов для создания карт с целью размещения в них отходов различного агрегатного состояния III-IV класса опасности.

Список литературы

1. Гурина И.В. Рекультивация. Новочеркасск: НГМА, 2008.
2. Рекультивация Восточного карьера валунчатых руд. Проектная документация. Инженерно-геологическое и гидрогеологическое обоснование влияния рекультивации Восточного карьера валунчатых руд на окружающую среду /ООО «Южуралниивх». Магнитогорск, 2010. Фонды ОАО «ММК».
3. Определение ценности техногенных георесурсов /С.Е. Гавришев, В.Ю. Заляднов, И.А. Пыталев, Е.В. Павлова // Вестник МГТУ им Г.И. Носова. 2010. №2. С. 5-8.
4. Опыт эксплуатации хвостового хозяйства горно-обогатительного производства ОАО «ММК» / И.Т. Мельников, А.И. Суров, И.М. Кутлубаев, И.И. Мельников, А.А. Манушин // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2011. № 2. С. 10-15.
5. Кузнецова Т.С. Отчет по геолого-экономической переоценке запасов Магнитогорского месторождения железных руд, расположенного в пределах

Магнитогорского городского округа Челябинской обл., по состоянию на 01.01.2008 г. / ОАО «ММК». 2008.

6. Расчет и экспериментальное обоснование отнесения отходов ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» к классу опасности для окружающей природной среды: отчет о НИР / ООО «КОРЭН-2- Экология». Челябинск, 2005.

7. Козловский А.А., Хоменко Н.Н. Использование выработанного пространства карьера в качестве полигона для складирования промышленных отходов // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2010. № 9. С. 285-288.

8. Пыталев И.А., Гапонова И.В. Анализ способов формирования и рекультивации горнотехнических сооружений, обеспечивающих эффективность их реализации в краткосрочной перспективе // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2015. № 3 (15). С. 39-47.

9. Гавришев С.Е., Пыталев И.А., Козловский А.А. Особенности формирования полигона для складирования промышленных отходов высокого класса опасности во внутреннем отвале карьера // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2010. № 8. С.251–255.

10. Бондалетова Л.И. Промышленная экология. Томск: ТПУ, 2008. 247 с.

Сведения об авторах

Гапонова Илона Владимировна - аспирант кафедры разработки месторождений полезных ископаемых института горного дела и транспорта ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова». E-mail: gaponova.ilona@yandex.ru.

УДК 622.274

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СТАЛЕПОЛИМЕРНОЙ АНКЕРНОЙ КРЕПИ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ В УСЛОВИЯХ САФЬЯНОВСКОГО ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА

Калмыков В.Н., Волков П.В., Латкин В.В.

Аннотация. В работе производится расчет параметров сталеполимерной анкерной крепи для различных категорий устойчивости массива пород Сафьяновского подземного рудника. Рассмотрены 2 основные расчетные схемы. Даны рекомендации по креплению опытных участков комбинированной крепью.

Ключевые слова: анкерная крепь, несущая способность, сетка штангования, полимерные ампулы, расчетная схема, длина анкера, категория устойчивости.

Основными параметрами анкерной крепи являются: длина анкеров, расстояние между ними (плотность расстановки) или сетка штангования, расчетное сопротивление стержня на разрыв, несущая способность замка, замковой части или всего тела анкера. Указанные параметры определяются применительно к двум основным расчетным схемам.

Расчетная схема I — анкера прикрепляют породу, расположенную в пределах зоны возможного обрушения, к устойчивой зоне породного массива и рассчитываются на восприятие нагрузок, вызванных весом пород в пределах зоны возможного обрушения в кровле и боках. Замковые части анкеров заглубляются в устойчивую зону массива на 0,3–0,5 м (рис. 1).

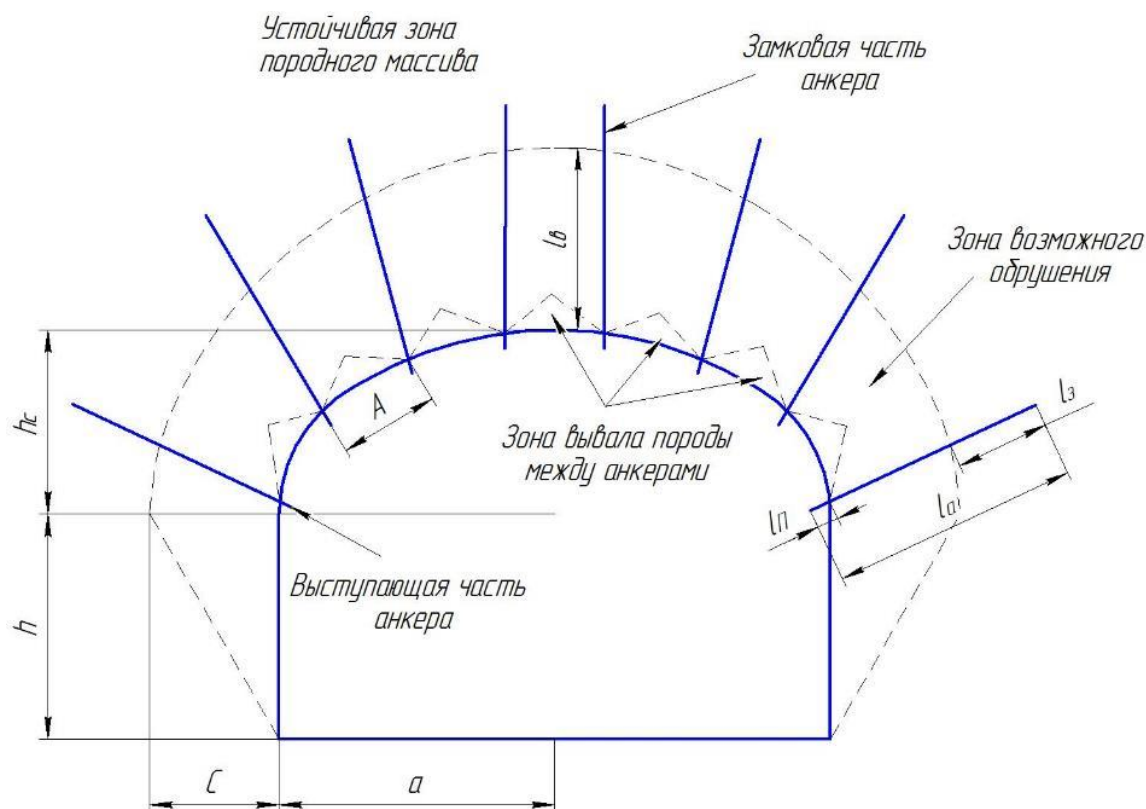


Рис. 1. Расчетная схема I

Расчет параметров анкерного крепления по I схеме осуществляется в следующей последовательности:

- 1) Рассчитывается ширина призмы сползания C :

$$C = (h + h_c) \cdot \operatorname{tg}\left(45 - \frac{\varphi_p}{2}\right), \quad (1)$$

где $h + h_c$ - высота выработки; φ_p - расчетный угол внутреннего трения горных пород ($\varphi_p = \operatorname{arctg}(0,1 \cdot R \cdot k_c)$), град, R – предел прочности пород на одноосное сжатие, МПа, k_c – коэффициент структурного ослабления).

2) Определяется высота свода естественного равновесия l_B :

$$l_B = \frac{a + C}{f \cdot k_c}, \quad (2)$$

где a - полупролет выработки в проходке, м; f - коэффициент крепости по шкале профессора М.М. Протодяконова.

3) Определяется вертикальная распределенная нагрузка q , кПа:

$$q = \gamma \cdot l_B, \quad (3)$$

где γ - объемный вес пород, кН/м³.

4) Рассчитывается плотность установки анкеров $S_{ан}$, шт./м²:

$$S_{ан} = \frac{q \cdot K_3}{q_{анк}}, \quad (4)$$

где K_3 – коэффициент запаса (принимается 2); $q_{анк}$ – несущая способность анкера, кН.

5) Определяется расстояние между анкерами A , м:

$$A = \sqrt{\frac{1}{S_{ан}}}, \quad (5)$$

7. Определяем длину анкеров l_a по формуле

$$l_a = l_B + l_3 + l_{II}, \quad (6)$$

где l_3 — величина заглубления анкера в устойчивую зону массива пород (принимается равной 0,3—0,5 м); l_{II} — длина выступающей из скважины части штанги, зависящая от ее конструкции и толщины опорно-поддерживающих элементов (0,05—0,2 м).

Расчетная схема II — анкеры скрепляют различно деформируемые участки, слои или структурные элементы породного массива вокруг выработки, формируя упрочненную зону в виде плиты, свода, арки или кольца, способную воспринять горное давление (рис.2).

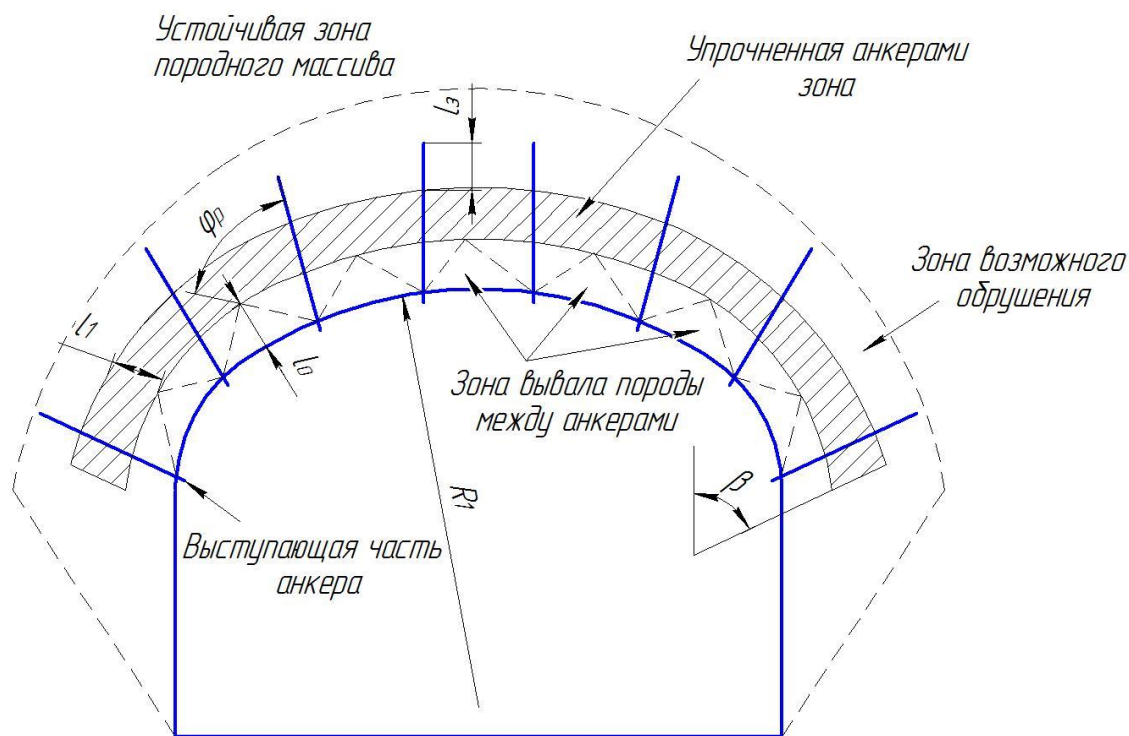


Рис. 2. Расчетная схема II

Длина анкера (м) при второй расчетной схеме, когда глубина зоны возможного обрушения существенно превышает приемлемую длину анкеров, определяется по формуле

$$l_a = l_0 + l_1 + l_2 + l_{II} \quad (7)$$

где l_0 – глубина нарушенной зоны, примыкающей к контуру выработки и являющейся нерабочей вследствие повышенной трещиноватости и возможности образования вывалов в промежутках между штангами, м; l_1 – расчетная толщина упрочненной несущей зоны, сформированной анкерами, м.

Считая, что зона влияния каждого анкера в массиве пород у контура выработки ограничена поверхностью конуса с углом φ_p относительно оси анкера, получаем:

$$l_0 = 0,5 \cdot A \cdot \operatorname{ctg} \varphi_p \quad (8)$$

Расчетная толщина упрочненной несущей зоны, с учетом образования в ней при помощи анкеров распорной системы типа трехшарнирного свода при сводчатой кровле, составит:

$$l_1 = \frac{4(R_1 + l_0)A'}{3(1 - \cos \beta) - A'} \quad (9)$$

$$\text{где } A = \frac{P \cdot n_{II}}{R_{cy} - \sigma_x} \sin^2 \beta \quad (10)$$

В формулах (9), (10) обозначены: R_1 – радиус свода выработки, м; P – интенсивность вертикальной нагрузки на несущую зону, кПа; n_{II} – коэффициент перегрузки (принимается равным 3-4); R_{cy} – расчетное сопротивление породы на сжатие с учетом структурной ослабленности k_c и упрочнения анкерами k_y , определяется из выражения: $R_{cy} = R \cdot k_c \cdot k_y$. Величину k_y следует принимать по рекомендациям специализированных организаций (в расчетах 1,3-1,5); σ_x – горизонтальные напряжения пород в массиве, определяются по

формуле $\sigma_x = \lambda \gamma H$ ($\lambda = 0,3-0,4$ – коэффициент бокового распора); β – угол наклона к вертикали пяты сформированного анкерами свода.

Расстояние между анкерами следует принимать с учетом двух факторов:

1) смыкание зон влияния анкеров на расстоянии от контура выработки $l_0 = 0,5-0,7$ м, т.е.

$$A \leq 2 * l_0 * \operatorname{tg} \varphi_p; \quad (11)$$

2) восприятие собственного веса пород в пределах активной длины анкера.

После расчета длины анкера, расстояния между анкерами проводится определение требуемой несущей способности анкера:

$$q_{\text{анк}} = \gamma * A^2 * (l_1 + 0,5 * A) * n_{\text{п}}. \quad (12)$$

Если несущая способность по формуле (12) выше несущей способности, полученной опытным путем, расчетом для каждого типа анкера или принятой по соответствующим нормативным документам, то необходимо уменьшить расстояние между анкерами с шагом 0,1 м. и повторить расчет.

Расчет параметров сталеполлимерной анкерной крепи для условий «сшивки» пород в своде обрушения с устойчивыми породами - I схема

Опытно-промышленные испытания проводились на участке выработки Наклонный съезд -200/-270 от м.т. 35+ 8м на северо-восток. От м.т. 35+8 м на северо-восток Наклонный съезд -200/-270м был пройден по риолитовым порфирам серого, темно-серого цвета, окварцованным, неравномерно гидрослюдизированным, трещиноватым выше среднего разнонаправлено, трещины неравномерно заполнены гидрослюдизацией, отмечены редкие прожилки кварц-карбонатных пород, $f=10-12$. Категория устойчивости ШБ-IVа, категория по буримости IX - X (породы средне абразивные), объемный вес породы $\gamma=2,7$ т/м³.

Расчет параметров анкерного крепления для условий опытно-промышленных испытаний в наихудших условиях проходки (IV категория).

Исходные данные:

1. Высота выработки – 4,49 м.
2. Ширина выработки – 6,06 м.
3. Полупролет выработки - 3,03 м.
4. Высота сводчатой части выработки – 2,02 м.
5. Высота боков выработки – 2,47 м.
6. Объемный вес пород– 0,027 МН/м³.
7. Угол внутреннего трения – 40 град.
8. Коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову – 10.
9. Коэффициент структурного ослабления – 0,2.
10. Кажущийся угол внутреннего трения – 60 град.

Ширина призмы сползания:

$$C = (h + h_c) \cdot \operatorname{tg} \left(45 - \frac{\varphi_0}{2} \right) = (2,02 + 2,47) \cdot \operatorname{tg} \left(45 - \frac{60}{2} \right) = 1,203 \text{ м.}$$

Высота свода естественного равновесия:

$$L_B = \frac{B + C}{f \cdot k_C} = \frac{3,03 + 1,203}{10 \cdot 0,2} = 2,12 \text{ м.}$$

Расчетная вертикальная распределенная нагрузка:

$$q = \gamma \cdot L_B = 0,027 \cdot 2,12 \cdot 1000 = 57,15 \text{ кПа.}$$

По результатам ОПИ принимается минимальная несущая способность анкеров $q_{\text{анк}} = 15 \text{ т (150 кН)}$. В расчет закладывается коэффициент запаса $K_3=2$.

Плотность установки анкеров в кровле:

$$S_{\text{ан}} = \frac{q \cdot K_3}{q_{\text{анк}}} = \frac{57,15 \cdot 2}{150} = 0,76 \text{ шт./ м}^2.$$

Расстояние между анкерами:

$$A = \sqrt{\frac{1}{S_{\text{ан}}}} = \sqrt{\frac{1}{0,76}} = 1,15 \text{ м.}$$

Так как заглубление анкера за свод обрушения должно составлять 0,3-0,5 м, выступающая часть анкера – 0,1 м, то длина анкера должна быть 2,5-2,7 м.

Результаты расчета расстояния между анкерами в зависимости от их несущей способности приведены в табл. 1.

Таблица 1

Результаты расчета расстояния между анкерами, используемыми в качестве самостоятельной крепи, в зависимости от их несущей способности

Несущая способность анкеров, кН	Расстояние между анкерами, м
100	0,94
120	1,02
140	1,11
150	1,15
160	1,18

Расстояние между анкерами 1,1х1,1 м возможно применять только при использовании анкеров, в составе комбинированной крепи, включающей набрызгбетон и армокаркас (металлическую сетку).

В связи с использованием данного типа крепи в метаморфизированных, склонных к снижению прочностных свойств и вывалообразованию породах, имеющих разнонаправленную трещиноватость, с учетом запаса устойчивости необходимо в массиве IV категории уменьшить сетку штангования до 0,9 х 0,9 м и применять анкеры в составе комбинированной крепи с использованием армокаркаса (металлической сетки) и набрызгбетона с толщиной согласно действующей Инструкции по креплению.

Таким образом расчеты показали, что для «сшивки» свода с устойчивыми породами IV категории необходимо использовать усиленные комбинированные крепи - анкерную с длиной анкера 2,5-2,7 м и сеткой штангования 0,9х0,9м в сочетании с сеткой УКК или армокаркасами и набрызгбетоном толщиной до 8 см. Параметры анкерного крепления при «сшивке» свода с устойчивыми породами в IV категории устойчивости приведены на рис. 3.

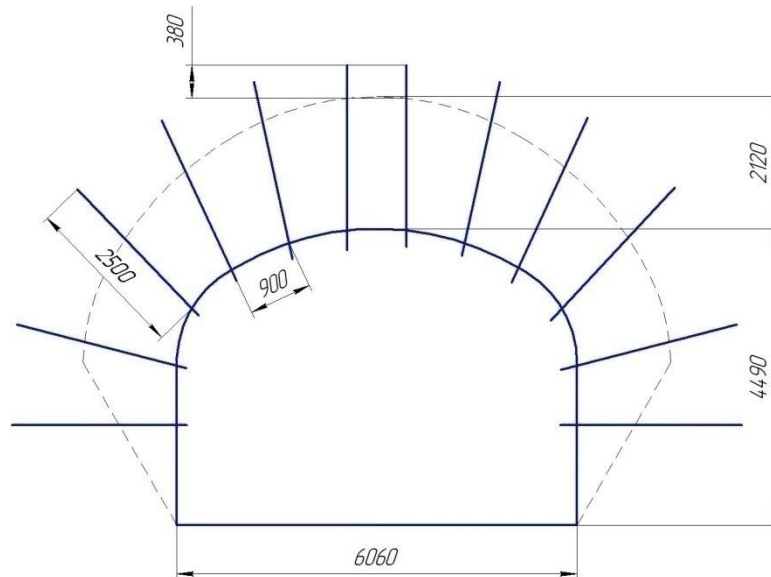


Рис. 3. Параметры анкерного крепления при «шивке» свода с устойчивыми породами в IV категории устойчивости

Аналогичный расчет проведем для пород средней устойчивости (категория горного массива III).

Ширина призмы сползания:

$$C = (h + h_c) \cdot \operatorname{tg}\left(45 - \frac{\varphi_0}{2}\right) = (2,02 + 2,47) \cdot \operatorname{tg}\left(45 - \frac{65}{2}\right) = 0,95 \text{ м.}$$

Высота свода естественного равновесия:

$$L_B = \frac{B + C}{f \cdot k_C} = \frac{3,03 + 0,95}{10 \cdot 0,3} = 1,33 \text{ м.}$$

Расчетная вертикальная распределенная нагрузка:

$$q = \gamma \cdot L_B = 0,027 \cdot 1,33 \cdot 1000 = 35,19 \text{ кПа.}$$

Плотность установки анкеров в кровле:

$$S_{ан} = \frac{q \cdot K_3}{q_{анк}} = \frac{35,17 \cdot 2}{100} = 0,72 \text{ шт./м}^2.$$

Расстояние между анкерами:

$$A = \sqrt{\frac{1}{S_{ан}}} = \sqrt{\frac{1}{0,54}} = 1,18 \text{ м.}$$

Так как заглубление анкера за свод обрушения должно составлять 0,3–0,5 м, выступающая часть анкера – 0,1 м, то длина анкера должна быть 1,5–1,6 м. Расстояние между анкерами 1,2–1,3 м.

Для надежного закрепления пород на контуре выработки при классе горного массива III рекомендуется использовать комбинированную крепь – анкеры длиной более 1,5–1,6 м и

сеткой штангования не более 1,2х1,2 м, сетку УКК или армокаркасы, а также набрызгбетон толщиной не менее 5 см (рис. 4).

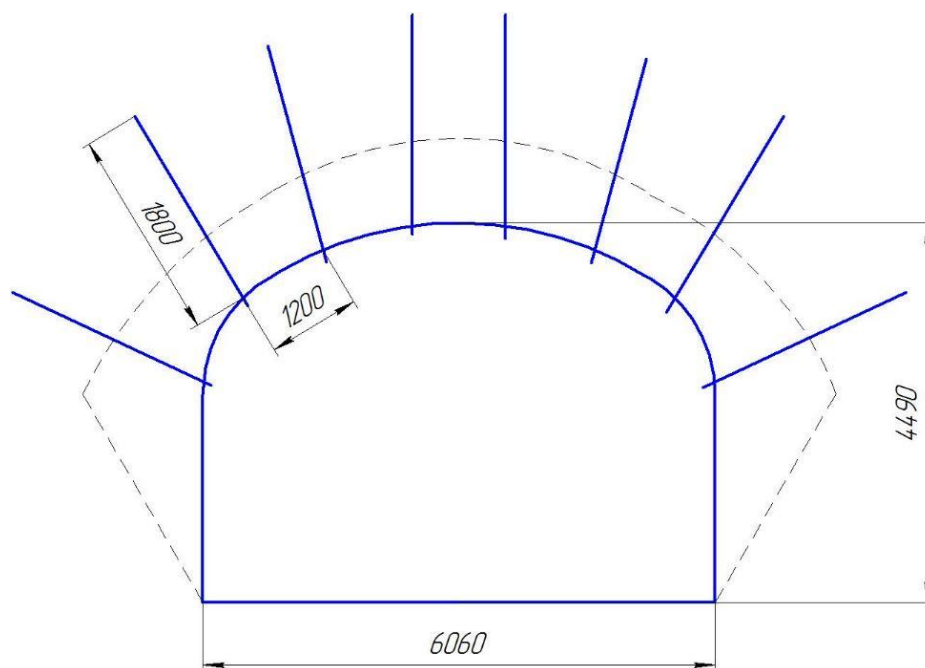


Рис. 4. Параметры анкерного крепления при условии «сшивки» свода с устойчивыми породами в III категории устойчивости

Расчет параметров сталеполимерной анкерной крепи по схеме II

В связи с тем, что на подземном руднике имеются в наличии два типоразмера анкеров – 1,8 и 2,5 м, и не во всех горных выработках возможно применять анкеры большего типоразмера, то произведем расчет параметров сталеполимерной анкерной крепи по схеме II, предусматривающей создание упрочняющей несущей конструкции.

Данный расчет сводится к подбору необходимой несущей способности штанги в зависимости от расстояния между анкерами, коэффициента запаса устойчивости и ширины несущей (упрочняемой) плиты. Коэффициент запаса в данных условиях равен 3.

Необходимая несущая способность анкера длиной 1,8 м при установке через 1,1 м должна составлять:

$$q_{\text{анк}} = \gamma \cdot 100 \cdot A^2 \cdot (L_B + 0,5 \cdot A) \cdot K_3 = 0,027 \cdot 100 \cdot 1,1^2 \cdot (1,8 + 0,5 \cdot 1,1) \cdot 3 = 23,03 \text{ т.}$$

В связи с тем, что при проведении ОПИ несущая способность анкера СПА в среднем составила 10-15 т, то необходимо уменьшить расстояние между анкерами. Для расчета примем 0,9 м.

$$q_{\text{анк}} = \gamma \cdot 100 \cdot A^2 \cdot (L_B + 0,5 \cdot A) \cdot K_3 = 0,027 \cdot 100 \cdot 0,9^2 \cdot (1,8 + 0,5 \cdot 0,9) \cdot 3 = 14,76 \text{ т.}$$

Результаты расчета расстояния между анкерами и требуемой их несущей способности приведены в табл. 2.

Результаты расчета расстояния между анкерами, используемыми в качестве самостоятельной крепи в зависимости от их несущей способности

Расстояние между анкерами, м	Требуемая несущая способность анкера, т
0,6	6,124
0,7	8,533
0,8	11,4
0,9	14,76
1,0	18,63

В случае применения анкеров длиной 1,8 м необходимо в своде выработки создать несущую плиту. При этом устанавливать анкеры по сетке штангования не более 0,8х0,8 м. Тип крепи – усиленная комбинированная крепь в сочетании с армокаркасами и набрызгбетоном толщиной до 8 см (рис. 5).

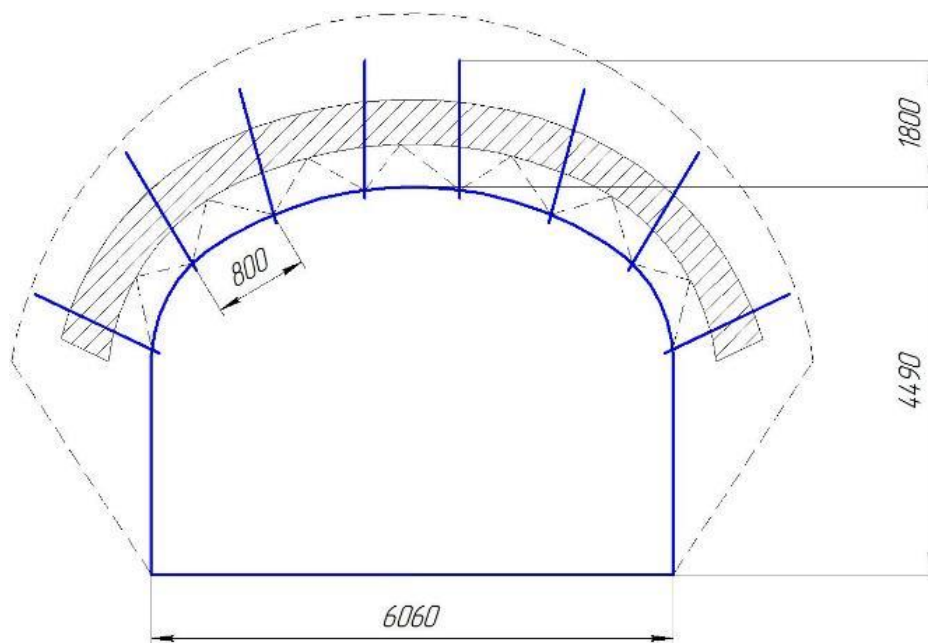


Рис. 5. Параметры анкерного крепления при упрочнении пород и создания несущей плиты анкерами СПА в IV категории устойчивости горного массива

Исходя из имеющихся типоразмеров анкеров в ОА «Сафьяновская медь» опытные участки (не менее 3 рядов) планируется закрепить:

- в категории ШБ - анкерами 1,8 м по сетке 1,2х1,2 м, с установкой в шпур 4 ампул;
- в категории IVа:
 - а) анкерами 1,8 м по сетке 0,8х0,8 м, с установкой в шпур 4 ампул;
 - б) анкерами 2,5 м по сетке 0,9х0,9 м, с установкой в шпур 5 ампул.

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. 193 с.

2. Калмыков В.Н., Зубков А.А., Волков П.В., Пушкарев Е.И., Латкин В.В. Технологии механизированного крепления горных выработок усиленной комбинированной крепью с использованием самозакрепляющихся анкеров и набрызгбетона, наносимого способом

«мокрого» набрызгбетонирования на подземных рудниках Урала // 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. Гибадуллин З.Р., Волков П.В. Методика оценки вариантов перемещения руды при отработке приконтурных запасов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2009. № 3. С.11-13.

4. Калмыков В.Н., Григорьев В.В., Волков П.В. Изыскание вариантов систем разработки для выемки прибортовых запасов при комбинированной геотехнологии // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2010. № 1. С.17-22.

5. Калмыков В.Н., Мещеряков Э.Ю., Волков П.В. Обоснование параметров геотехнологического модуля «Очистные работы» при освоении запасов в приконтурных зонах карьеров // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2011. № 4.

6. Калмыков В.Н., Волков П.В., Мещеряков Э.Ю. Разработка интегрированных технологических схем интенсивного освоения запасов приграничных зон карьеров // Комбинированная геотехнология: комплексное освоение и сохранение недр Земли: труды междунар. науч.-технич. конференции, г. Екатеринбург, 2009. Магнитогорск: МГТУ, 2011. С.31-33.

7. Калмыков В.Н., Волков П.В. О классификации открыто – подземных систем разработки // Комбинированная геотехнология: комплексное освоение и сохранение недр Земли: труды междунар. науч.-технич. конференции, г. Екатеринбург, 2009. Магнитогорск: МГТУ, 2011. С.58-66.

Сведения об авторах

Калмыков Вячеслав Николаевич - д-р.техн.наук, профессор 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. ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. Тел.: 8 (3519) 29-84-66. E-mail: wolf1709@rambler.ru

Латкин Вадим Владимирович - аспирант ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ВОСХОДЯЩЕГО ПОРЯДКА ОТРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩЕГО РУДНОГО ТЕЛА

Мажитов А.М., Асанов Д.А.

Аннотация. С целью изыскания вариантов интенсификации добычных работ для рудного тела № 5 Джусинского месторождения проработан отличный от проектного порядок отработки слоев в этаже. Предложено очистные работы вести горизонтальными слоями с оставлением временных целиков между подэтажами. Отработка целиков производится во вторую очередь после полной закладки отработанных слоев. Очистная выемка слоев на подэтажах +18 и +30 м производится без формирования подэтажного целика так называемыми спаренными слоями.

Ключевые слова: Восходящий порядок, слоевая система разработки, интенсификация подземной разработки, крутопадающее рудное тело.

Отработка Джусинского месторождения открытым способом завершена в первом квартале 2014 года, после чего началось строительство подземного рудника. Законтурные запасы рудных тел месторождения располагаются в высотных отметках от +150 до -290 м. Дно карьера располагается на отметке +20 м, отметка насыпи +30 м. При проходке транспортного наклонного съезда и вскрытии горизонта +30 м была выполнена сбойка с дном карьера на отметке +30 м.

Ввод подземного рудника в эксплуатацию в соответствии с проектной документацией «Доработка Джусинского месторождения колчеданно-полиметаллических руд подземным способом (корректировка)», выполненной ОАО «ГИПРОЦВЕТМЕТ» [1], начинается с опытно-промышленной апробации принятых систем разработки. Одновременно продолжаются работы по проходке оставшихся капитальных и подготовительных выработок, необходимых для вывода рудника на проектную мощность.

Горнотехнические условия месторождения, выражающиеся в пожароопасности руд и склонности руд и пород Джусинского месторождения к горным ударам, сужают выбор возможных классов систем разработки до двух: с закладкой выработанного пространства и обрушением руды и налегающих пород с профилактическим заиливанием.

Учитывая, что в районе месторождения отсутствует сырье необходимого качества для производства глинорастворов, для ведения очистных работ приняты системы разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями.

В соответствии с вышеизложенным данная работа проводилась с целью опытно-промышленных испытаний и апробации проектной технологии ведения горных работ при доработке Джусинского месторождения подземным способом на примере освоения рудного тела № 5 в пределах гор. +30 ÷ -30 м. Согласно проектной документации [1] рудное тело № 5 рекомендуется отрабатывать системой разработки со сплошной выемкой горизонтальными слоями с твердеющей закладкой в восходящем порядке.

Принципиальная схема ведения работ данной системы заключается в последовательной выемке запасов блока слоями снизу вверх (рис. 1).

Запасы блока условно разбиваются на горизонтальные слои. Высота слоя обусловлена двумя факторами:

- допустимыми пролетами обнажения по высоте, ширине и длине слоя;
- применяемым оборудованием.

Согласно расчетам по известным методикам [2-5] предельные пролеты пород висячего бока, уточненные на основе графических построений параметров свода естественного равновесия, должны быть не более 11,4 м с учетом трехкратного

коэффициента запаса устойчивости. При отсутствии людей в выработанном пространстве пролет всякого бока равен 28,5 м. С увеличением глубины работ предельные размеры возможных полостей резко сокращаются, а значит, сокращаются и допустимые пролеты.

Все камеры во всех рудных телах располагаются по простиранию рудного тела. Поскольку рудное тело имеет незначительную протяженность, длина камеры принимается в зависимости от длины рудного тела по простиранию, но с учетом проведения закладочных работ и равномерного растекания закладки. В среднем при слоевой системе разработки длина камеры составляет 40 м.

Ширина камеры корректируется в зависимости от ее длины. В случае если ширина рудного тела превышает принятую ширину камеры, то рудное тело по простиранию разбивается на несколько камер равной ширины.

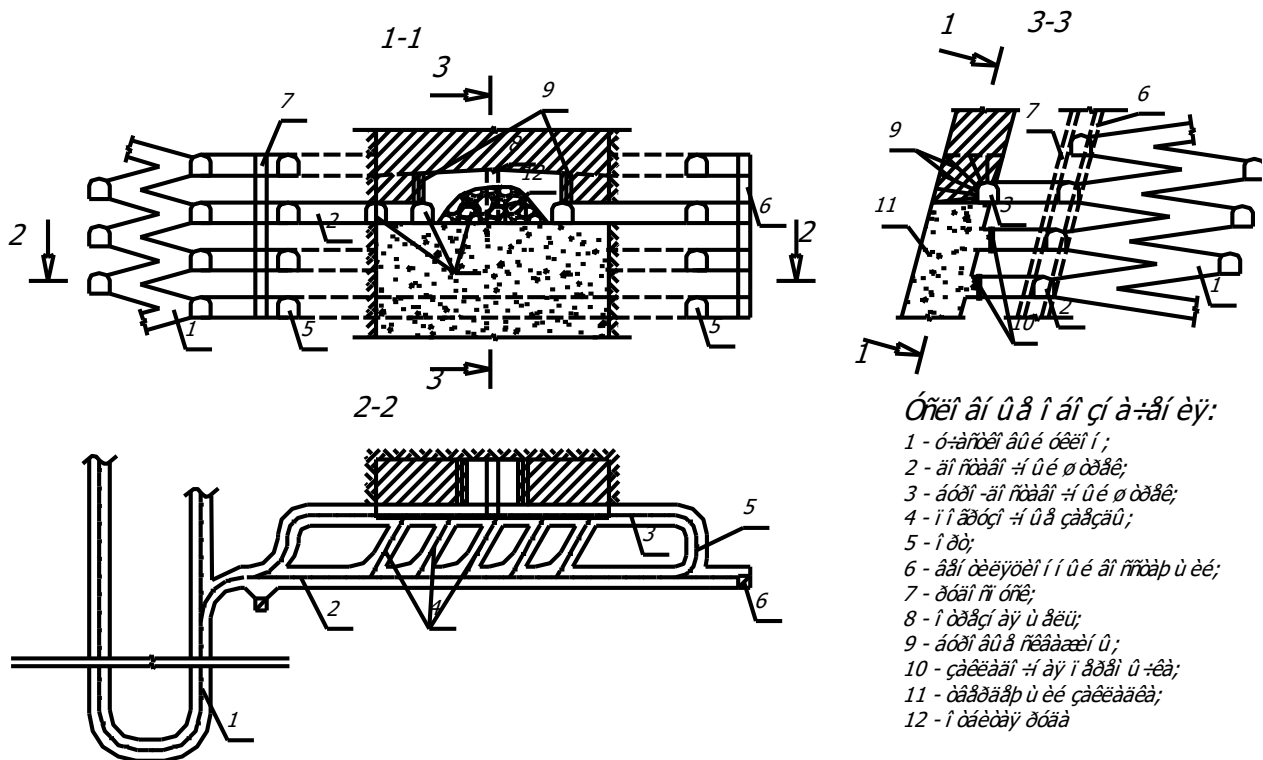


Рис. 1. Вариант системы разработки со сплошной выемкой горизонтальными слоями в восходящем порядке с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями

Подготовка рудного тела осуществляется участковым и слоевым уклонами и пройденными из них подходными и слоевыми ортами. К подготовительным выработкам блока относятся вентиляционно-закладочный штрек, пройденный на отметке горизонта; рудоспуск, проходимый на всю высоту блока, с рудоперепусками; слоевые и закладочный орта; вентиляционно-ходовой восстающий; подсечной штрек.

К нарезным выработкам относятся рудные буро-доставочные штреки и слоевые отрезные щели. Отрезная щель может быть образована как на всю высоту опытно-промышленного блока, так и отдельно для каждого очистного слоя. Днище слоя плоское или траншейное.

Очистные работы в блоке начинаются после формирования отрезной щели по центру слоя (либо у одного из флангов слоя), на которую отбивается веера скважин, после чего производится закладка слоя. Разбуренный слой отбивается в несколько этапов: отбойка и уборка отрезной щели, затем посекционная отбойка и уборка слоя. Длина секции определяется параметрами ведения БВР в условиях взрывоопасности сульфидной пыли и

составляет 12 м. После уборки отбитой руды последней секции производится закладка выработанного пространства на всю высоту слоя. Закладка осуществляется непосредственно из выработок вышележащего слоя. Далее порядок работ продолжается в той же последовательности.

С целью интенсификации очистных работ в ограниченной рудной площади сконструированы варианты принятой проектом системы разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой (рис. 2-4). Все варианты системы разработки отличаются порядком выемки запасов.

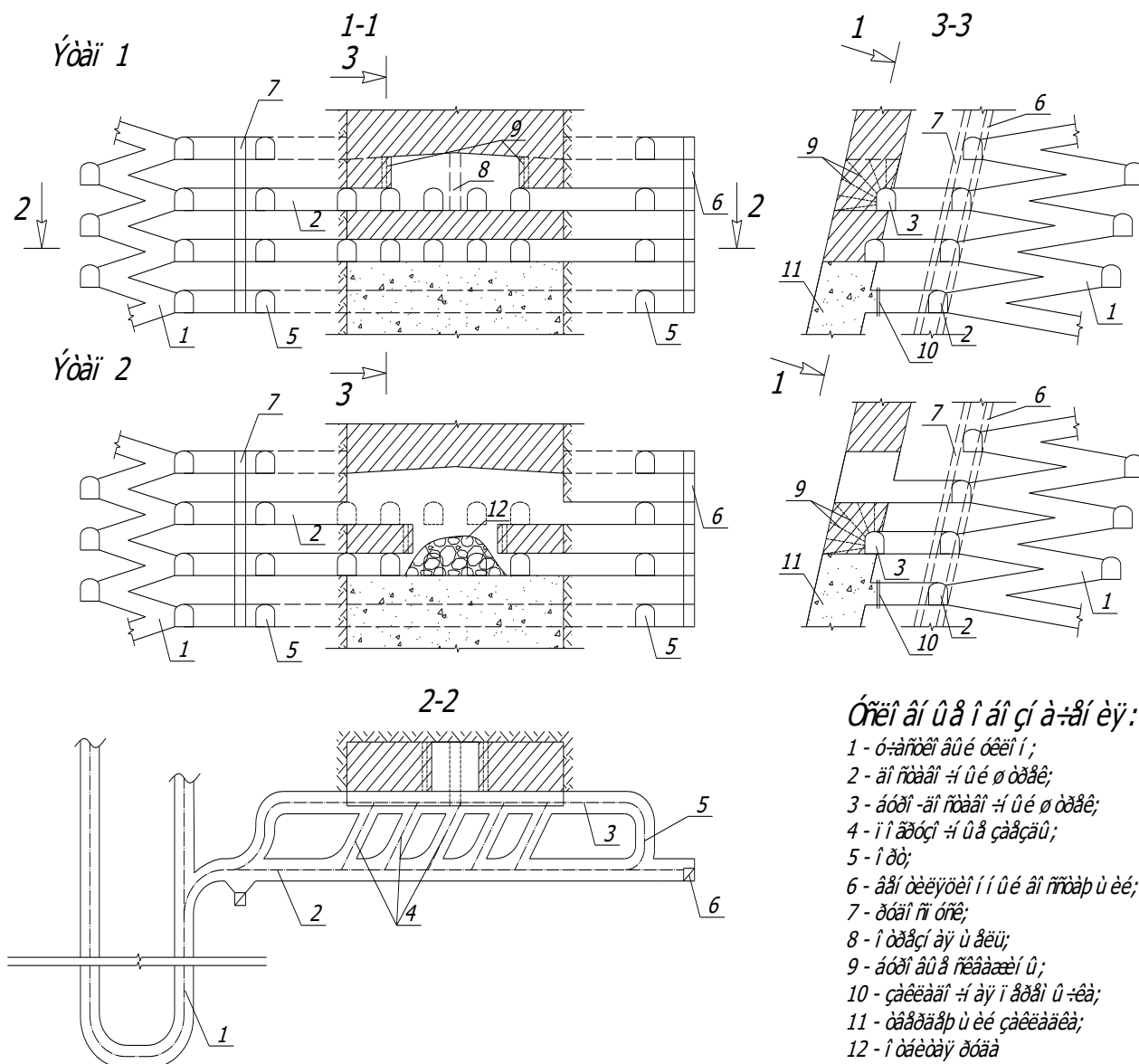


Рис. 2. Вариант системы разработки спаренными горизонтальными слоями в восходящем порядке с последовательной отработкой слоев и закладкой выработанного пространства твердеющими смесями

При варианте системы разработки спаренными горизонтальными слоями в восходящем порядке с последовательной отработкой слоев выемка ведется на высоту двух слоев (см. рис. 2) с последовательной выемкой начиная с верхнего. Отработка нижнего слоя возможна без образования отрезной щели (компенсационным пространством служит выработанное пространство верхнего слоя). После отбойки и выпуска руды нижнего слоя производят закладку выработанного пространства на высоту двух слоев.

Вариант с одновременной обработкой слоев (см. рис. 3) отличается тем, что отбойка запасов ведется параллельно на верхнем и нижнем слое уступной формой.

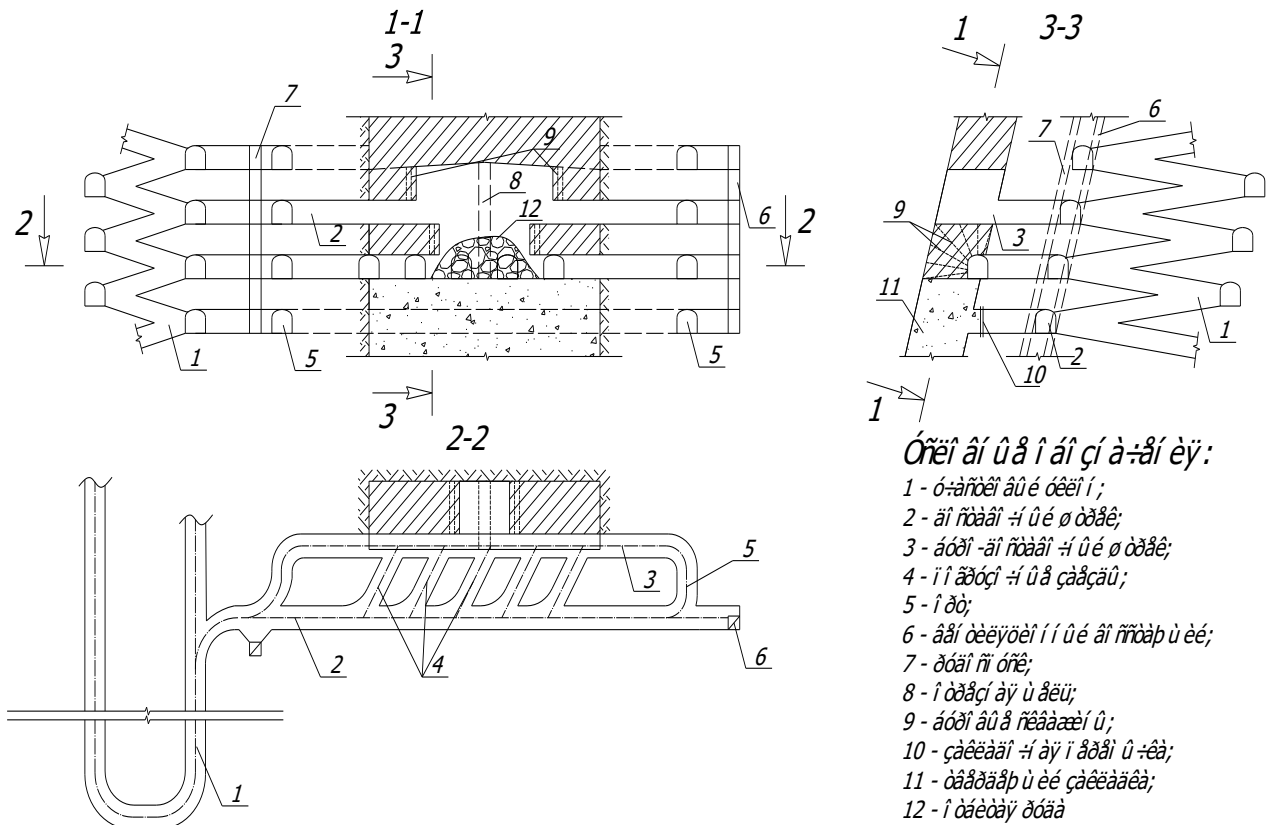


Рис. 3. Вариант системы разработки спаренными горизонтальными слоями в восходящем порядке с одновременной обработкой слоев и закладкой выработанного пространства твердеющими смесями

Сущность третьего варианта системы разработки горизонтальными слоями с двухстадийной обработкой (см. рис. 4) заключается в выемке блока снизу вверх и с разделением его на слои первой и второй очереди, т.е. между слоями формируется подэтажный целик, который обрабатывается после выемки слоев первой очереди. Очистная выемка запасов может вестись одновременно в двух слоях.

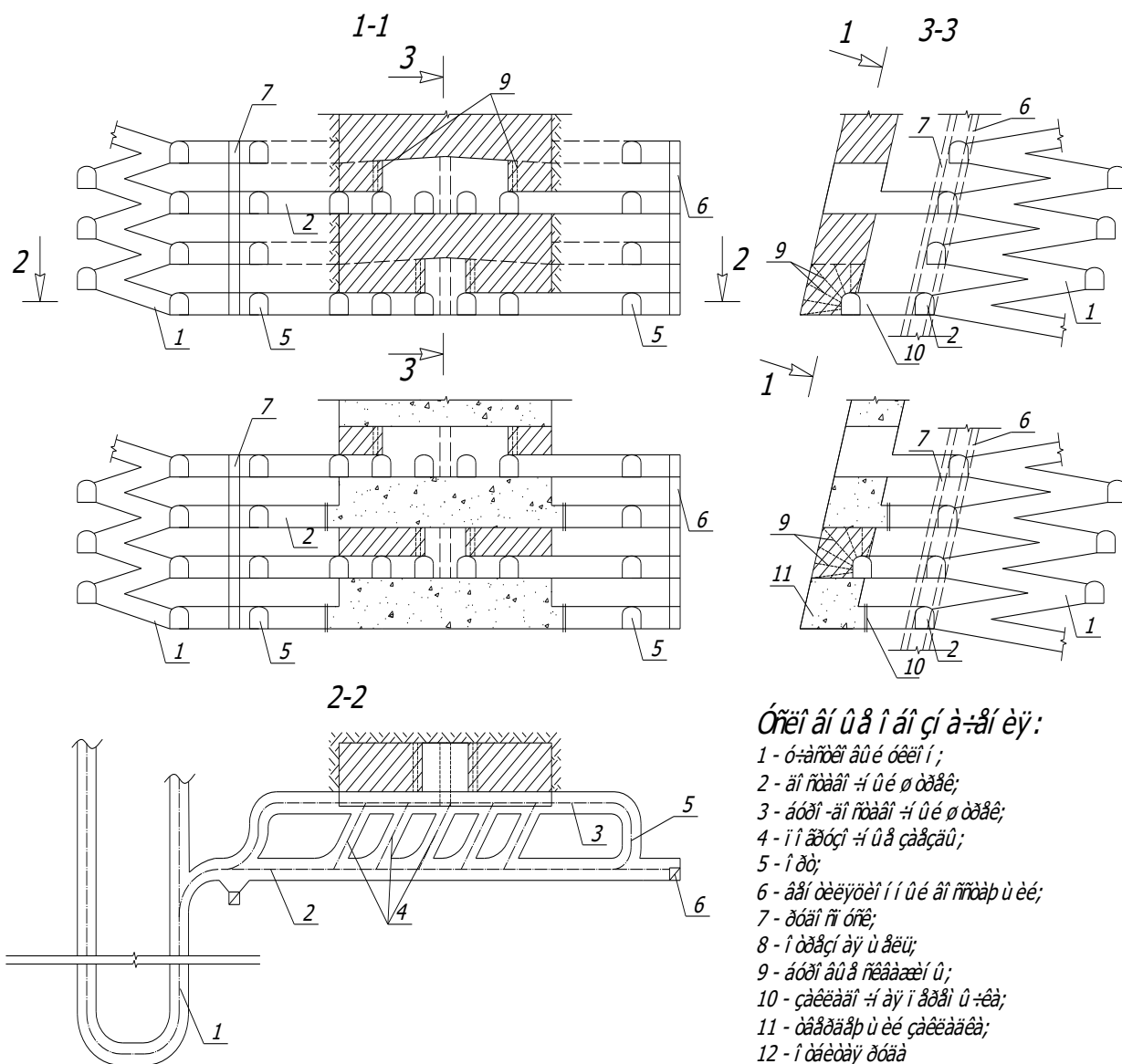


Рис. 4. Вариант системы разработки горизонтальными слоями с двухстадийной отработкой и закладкой выработанного пространства твердеющими смесями

Конструирование вариантов слоевой системы разработки предопределило технологию отработки опытно-промышленного участка Джусинского месторождения (рис. 5).

Параметры участка рудного тела № 5 опытно-промышленного блока: длина – 40 м, ширина равна мощности рудного тела, высота – высоте этажа, 60 м. Высота слоя принимается 8-10 м (при отработке спаренными камерами до 22 м). Выемка запасов в блоке ведется в направлении от выработанного и заложеного пространства на массив.

Подготовительные работы заключаются в проведении на каждом слое комплекса выработок, необходимых для отработки запасов руды принятой системой разработки. В общем случае подготовка слоев и камер участка одинакова и заключается в проведении на каждом слое доставочных штреков в лежачем боку рудного тела и сбитых между собой по вертикали вентиляционно-ходовым восстающим. По контакту лежачего бока проводится буродоставочный штрек, который сбивается с доставочными слоевыми ортами по флангам слоя. Из доставочного штрека под углом 45-60° проходятся погрузочные заезды.

Одновременно в отработке может находиться несколько выемочных участков. Отработку запасов нижерасположенного участка возможно начинать после уходки фронта

очистной выемки руды на верхнем участке на длину не менее высоты слоя относительно верхней границы рудного тела в нижнем участке.

Очистные работы ведутся горизонтальными слоями с оставлением временных целиков между подэтажами. Отработка целиков производится во вторую очередь после полной закладки отработанных слоев. Очистная выемка слоев на подэтажах +18 и +30 м производится без формирования подэтажного целика так называемыми спаренными слоями.

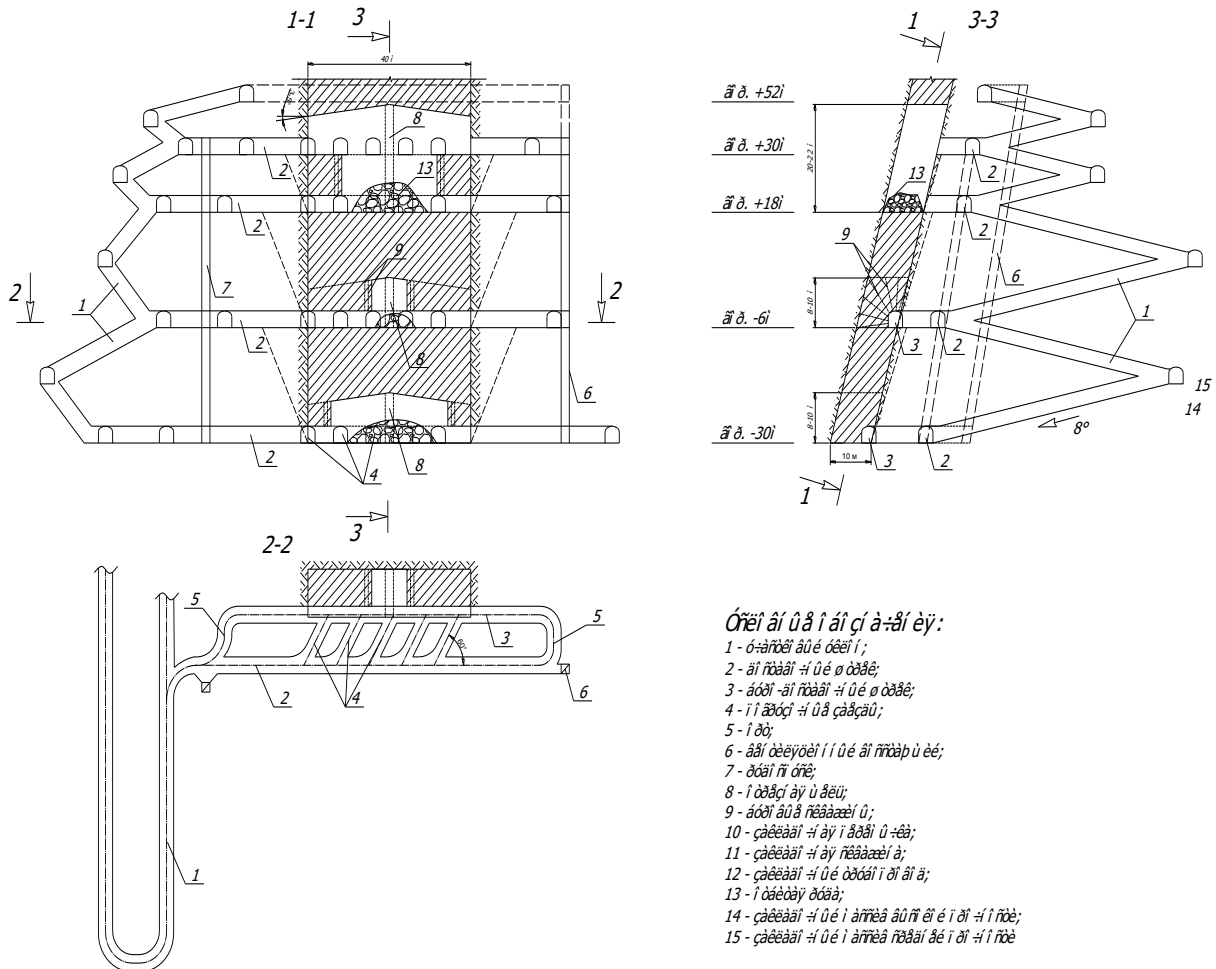


Рис. 5. Схема отработки участка рудного тела № 5 в этаже +30/-30 м

Таким образом, с целью изыскания вариантов интенсификации добычных работ для рудного тела № 5 Джусинского месторождения проработан отличный от проектного порядок отработки слоев в этаже. Предложено очистные работы вести горизонтальными слоями с оставлением временных целиков между подэтажами. Отработка целиков производится во вторую очередь после полной закладки отработанных слоев. Очистная выемка слоев на подэтажах +18 и +30 м осуществляется без формирования подэтажного целика так называемыми спаренными слоями.

Предлагаемый порядок отработки расширяет фронт горных работ в ограниченных рудных площадях и соответственно обеспечивает более быстрый выход подземного рудника на проектную мощность.

Список литературы

1. Проектная документация «Доработка Джусинского месторождения колчеданно-полиметаллических руд подземным способом (корректировка)» / ОАО «ГИПРОЦВЕТМЕТ». Москва, 2016.

2. Временные правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород. Ленинград: ВНИМИ, 1986.

3. Иофис М.А., Шмелев А.И. Инженерная геомеханика при подземных работах. М.: Недра, 1985.

4. Методические указания по установлению размеров камер и целиков при камерных системах разработки руд цветных металлов. Л.: ВНИМИ, 1972.

5. Методические указания по определению допустимых пролетов обнажений трещиноватых горных пород и размеров опорных целиков при подземной разработке рудных месторождений. М.: ИПКОН АН СССР, 1978.

6. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Положение по безопасному ведению горных работ на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам». Приказ от 2 декабря 2013 г. № 576.

Сведения об авторах

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

Асанов Денис Александрович - студент кафедры разработки месторождений полезных ископаемых, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»

УДК 622.532:622.016

МЕРОПРИЯТИЯ ПО ОСВЕТЛЕНИЮ ШАХТНОЙ ВОДЫ ДЛЯ ГЛУБОКИХ ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКОВ

Габбасов Б.М., Назаров О.В.

Аннотация. В статье предложены мероприятия по осветлению шахтных вод, и непрерывный способ удаления шахтного шлама из горных выработок, а также расчет определения его количества в зависимости от водопритока.

Ключевые слова: поршневой насос; шлам; шахтная вода; режим; осветление; система; эффективность; эксплуатация; пульпа.

Достижение высокого уровня добычи горных пород на современном этапе реализуется увеличением глубины шахт и реконструкцией существующих горных предприятий.

В настоящее время все главные водоотливные установки подземных горных предприятий оборудуются многосекционными центробежными насосами. Они являются не только основными потребителями энергии, но и центральным звеном в процессе всего срока эксплуатации месторождения.

Выход из строя насосов является причиной возникновения аварий и осложнений, ликвидация которых связана с большими материальными и временными затратами. Наивысшие показатели надежности работы достигаются при осветленной шахтной воде.

Шахтные воды постоянно транспортируют во взвешенном состоянии различное количество механических примесей как минерального, так органического происхождения в водосборник.

Осветление шахтных вод рационально с технической, экономической и экологической точек зрения. Проблема в такой постановке до настоящего времени не решена полностью ввиду сложности очистки указанных вод, отсутствия достаточно простых и эффективных компактных установок и схем очистки. Очистку шахтных вод осуществляют длительным отстаиванием в предварительных отстойниках и шахтных водосборниках. Использование последних в качестве осветлителя противоречит их назначению как аварийных, так и регулировочных емкостей [1-3].

При работе системы шахтного водоотлива определение движения шахтного шлама необходимо вести с учетом распределения откачиваемой шахтной воды по горизонтам и развития горных работ.

Согласно существующих схем водоотлива и перспективных планов горных работ, проводимых на горизонтах, можно сделать вывод о том, что максимальное количество шлама ожидается на нижних выработках.

Минеральные примеси обладают высокими абразивными свойствами и, попадая в насосы, вызывают разрушение рабочих колес и направляющих аппаратов. По нашим наблюдениям минимальная наработка на отказ центробежного насоса составила 6 ч вследствие содержания в воде большого количества абразивных частиц. Одновременно с разрушением деталей насосов при откачке неосветленных вод происходит снижение производительности, напора и К.П.Д. насоса.

Учитывая все вышеперечисленное, предлагается рассмотреть к применению предварительный способ осветления шахтных вод.

Для осветления шахтной воды, поступающей в водосборники, предусматривается строительство двух осветлительных выработок, горизонтальных отстойников, расположенных на горизонте параллельно существующему центральному откаточному квершлагу до водосборников насосной станции главного водоотлива.

Предусматривается поочередный режим их работы (в работе находится одна из

осветлительных выработок, вторая при этом очищается от шлама). Данное решение позволит существенно снизить объемы шлама, оседающего в водосборниках, и повысить наработку насосов до капитального ремонта при условии поочередной, непрерывной очистке горизонтальных отстойников.

Узел освещения шахтных вод представляет из себя две осветлительные выработки, площадки для размещения оборудования и ремонтных работ, подходные выработки со стороны околоствольного двора, камеру поршневого насоса.

Для рассматриваемых условий очистку проектируемых осветлительных выработок предлагается осуществить гидравлическим способом (непрерывная очистка с применением поршневого и шламовых насосов) [4-7].

В качестве примера рассмотрим мероприятия по осветлению шахтной воды для подземного рудника глубиной более 1000 м, такого как ПАО «Гайский ГОК».

Для глубоких шахт нецелесообразно применение одноступенчатой системы шламоудаления, так как поршневой насос даже при небольшой производительности и высоком напоре будет иметь довольно крупные габаритные размеры, что потребует сооружения и поддержания в работоспособном состоянии выработки большого сечения.

Для повышения эффективности осветления шахтной воды, поступающей в водосборники главных насосных станций, предусматривается сооружение двухступенчатой схемы шламоудаления с двумя различными режимами ее работы в зависимости от места выдачи осажденного шлама. Для реализации этого процесса необходимо осуществить строительство (см. рисунок):

- на гор. 1075 м шламовой насосной станции «ШНС-1» и двух осветлительных выработок (1 ступень);
- на гор. 670 м шламовой насосной станций «ШНС-2» и одной осветлительной выработки (2 ступень);
- на гор. 830 м узла переключения направления сброса шлама до поверхности в отделение сгущения ПСО-карьер №1 (режим №1) или через закладочный трубопровод в камеры третьей очереди (режим №2);
- на гор. 830 м узел врезки шламопровода в существующий закладочный трубопровод.

Для указанных условий очистку проектируемых осветлительных выработок предлагается осуществить гидравлическим способом (непрерывная очистка с применением мембранно-поршневых и шламовых насосов).

Данное решение позволит существенно снизить объемы шлама, оседающего в водосборниках, и повысить наработку насосов до капитального ремонта при условии поочередной, непрерывной очистки горизонтальных отстойников.

Для осветления шахтной воды, поступающей в водосборники гор. 1075 м, предусматривается строительство двух осветлительных выработок, расположенных параллельно существующему откаточному квершлагу к шах. Клетьевая на гор. 1075 м.

Предусматривается поочередный режим работы (в работе находится одна из осветлительных выработок, вторая при этом очищается от шлама).

Узел откачки шлама расположен вблизи заезда к водосборникам между центральными квершлагами №1 и 2.

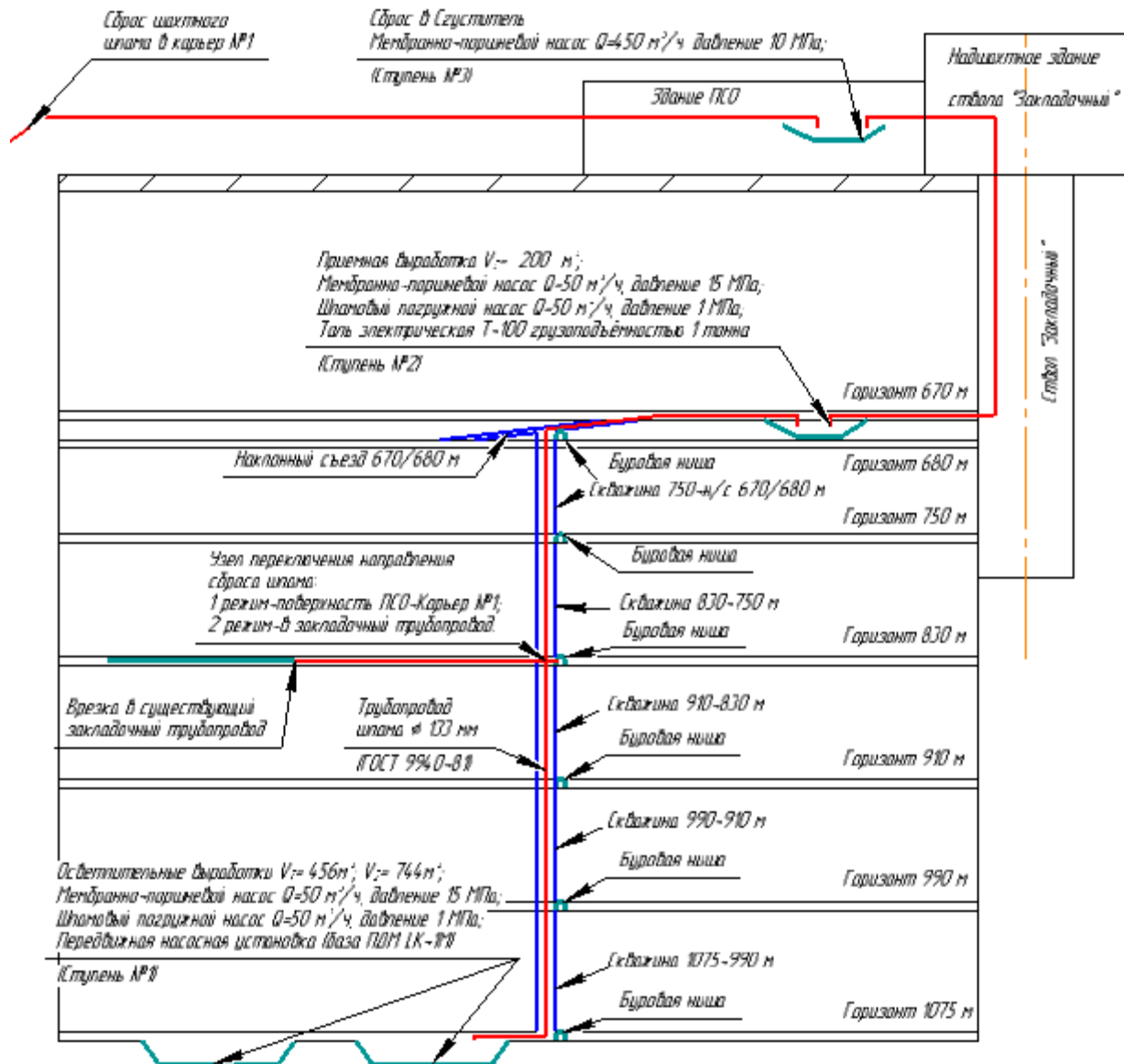


Схема шламоудаления

Откачку осевшего шлама из осветлительных выработок предусматривается осуществить с помощью предварительно выбранного погружного шламового насоса «Wagner» SHW350-750 производительностью $50 \text{ м}^3/\text{ч}$ с агитатором, подвешенным на кране имеющейся на подземном руднике передвижной насосной установки (база ПДМ ЛК-1М), по гибкому трубопроводу «SEMPERIT S Sigma FS 3330», в трубопровод расположенный в осветлительной выработке на вход мембранно-поршневого насоса «GENO» ZPM700 (1 шт.) высокого давления (15 МПа) такой же производительности [8,9].

Сброс шахтного шлама осуществить через узел переключения, расположенный на горизонте 830 м, работающий по следующему алгоритму:

- 1 режим - поверхность ПСО-Карьер №1;
- 2 режим - в закладочный трубопровод гор. 830 м.

Транспортировка шлама (1 ступень) от мембранно-поршневого насоса осуществляется по трубопроводу из коррозионно-стойкой стали 12X18H12TØ 133 мм, (ГОСТ 9940-81), максимально возможная масса погонного метра трубы со шламом составляет $50,2685 \text{ кг/п.м}$, проложенному в выработках гор. 1075 м с креплением их на анкерные опоры до буровой ниши на горизонте 1075 м, далее по вертикальным

трубопроводам, проложенных в скважинах, пройденным между горизонтами (1075-990), (990-910), (910-830), (830-750), (750-н/с670/680) м (см. рисунок).

Для приема объема и выдачи на поверхность шахтного шлама, подаваемой от «ШНС-1» первой ступени, предусматривается строительство одной приемной выработки, расположенной в обходной выработке вблизи околоствольного двора ствола «Закладочный» на гор. 670 м.

«ШНС-2» второй ступени представляет собой одну приемную выработку, площадку для размещения оборудования и ремонтных работ, подходную выработку со стороны околоствольного двора, камеру поршневого насоса, камеру участковой подстанции.

Откачку шлама из приемной выработки предусматривается осуществить с помощью предварительно выбранного погружного шламового насоса «Warman» SHW350-750 производительностью 50 м³/ч с агитатором, подвешенным на электрической тали Т-100 грузоподъемностью 1 т, по гибкому трубопроводу «SEMPERIT S Sigma FS 3330» на вход мембранно-поршневого насоса «ГЕНО» ZPM 700 (1 шт.) высокого давления (15 МПа) такой же производительности.

В здании ПСО трубопровод шлама подвести в сгуститель или смеситель для дальнейшего сброса в карьер №1 с помощью мембранно-поршневого насоса производительностью 450 м³/ч.

Промывка шламопроводов после откачки шлама осуществляется шахтной водой, подаваемой в осветлительную выработку.

Доочистку осветлительной и приемных выработок после работы шламового насоса возможно осуществить с помощью ПДМ.

Чистку водосборников при их заиливании (застаивании) возможно осуществить с помощью ПДМ [10,11].

Расчет технологической линии гидротранспорта шлама (далее по тексту пульпы) выполнен по методикам [3-7].

Расчетное количество и объемы перекачиваемой пульпы определены по нормальному и максимальному водопритоку в зависимости от ее плотности, которая в свою очередь зависит от продолжительности осветления (времени осаждения твердых частиц в осветлительных выработках).

Ожидаемое количество твердого в воде, поступающей в шламосборники г.1075 м, составит 9,644 г/л.

Объемы пульпы при различной плотности определены по следующей зависимости:

$$V = Q \cdot \left(R + \frac{1}{\rho_{тв}} \right) \quad (1)$$

где Q – количество твердого в единице объема, т/м³; R – отношение массы жидкого к массе твердого, %; $\rho_{тв}$ – плотность твердого, т/м³.

$$R = \frac{\rho_{тв} - \rho_{пульпы}}{\rho_{тв} (\rho_{пульпы} - 1)} \quad (2)$$

где $\rho_{пульпы}$ – плотность пульпы, т/м³.

Результаты расчета количества и объемов перекачиваемой пульпы в зависимости от водопритока при условии полного осаждения твердых частиц в осветлительных выработках сведены в таблицу.

Количество и объемы перекачиваемой пульпы в зависимости от водопритоков

Водоприток и	Плот-	Плот-	Количест-	Приток	Приток	Количество
--------------	-------	-------	-----------	--------	--------	------------

его значение	ность твер- дого, т/м ³	ность пульпы, т/м ³	во твердого в единице объема, т/м ³	пульпы, м ³ /ч	пульпы, м ³ /сут	о пульпы, т/сут
Нормальный водоприток						
Внутришахтный 390 м ³ /ч	3	1,2	0,009644	12,5	300,8	250,74
		1,3		8,36	200,6	154,3
		1,5		5	120	80
Прирост от продукта сгущения 281 м ³ /ч	3,2	1,2	0,0043	4,2	101	84
		1,3		2,8	67	52
		1,5		1,7	41	27
Итого при 671 м³/ч		1,2		16,7	400,8	334
		1,3		11,16	267,84	206
		1,5		6,7	161	137,5
Максимальный водоприток						
Внутришахтный 390 м ³ /ч		1,2	0,009644	12,5	300,8	250,74
		1,3		8,36	200,6	154,3
		1,5		5	120	80
Прирост от продукта сгущения и паводка 391 м ³ /ч	3,2	1,2	0,0043	5,78	138,7	115,6
		1,3		3,85	92,47	71,13
		1,5		2,34	56,3	37,55
Итого при 781 м³/ч		1,2		18,3	439,6	366,3
		1,3		12,2	293	225,4
		1,5		7,34	176,16	117,55

Общее количество пульпы в год определено из соотношения (300 сут в году - нормальный водоприток) и (65 сут - максимальный водоприток).

Годовой объем пульпы

$$V = 161 \cdot 300 + 176,16 \cdot 65 = 59750,4 \text{ м}^3/\text{год},$$

что составляет 2,928% от общего объема (2040000 м³/год) твердеющей закладки, подаваемой в шахту.

Ежесуточное время откачки шлама составит при:

- нормальном водопритоке 3,22 ч;
- максимальном водопритоке 3,52 ч.

Потребный напор для транспортирования пульпы поршневым насосом определен при максимальном возможном объеме и плотности пульпы [12].

Список литературы

1. ФНИП «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых». Москва, 2014.
2. Применение высоконапорных поршневых насосов для откачки шахтного шлама / Габбасов Б.М., Рыбаков А.Н., Малов А.М., Дутченко А.Н. // Актуальные проблемы современной науки, техники образования: материалы 71-й межрегион. науч.-техн. конференции / под ред. В.М. Колокольцева. Магнитогорск, 2013. Т.1. С. 45-48.
3. Спиваковский А.О., Дьячков В.К. Транспортирующие машины. М.: Машиностроение, 1983. с. 487.

4. Габбасов Б.М., Рыбаков А.Н. К вопросу о рациональном способе осветления шахтных вод // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. науч. тр. XII междунар. науч.-техн. конф. Чтения В.Р. Кубачека. Екатеринбург: ФГБОУ ВПО «УГГУ», 2014. С. 316–318.

5. Методические вопросы исследований в геотехнологии (Вып. 2). ГИГХС. / под ред. проф. В.Ж. Аренса. Люберцы, 1979. с. 156.

6. Габбасов Б.М., Рыбаков А.Н. Определение параметров шахтного шлама и оценка их влияния на эффективность эксплуатации поршневого насоса // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. науч. тр. XII междунар. науч.-техн. конф. Чтения В.Р. Кубачека. Екатеринбург: ФГБОУ ВПО «УГГУ», 2014. С. 52–54.

7. Пособие по проектированию гидравлического транспорта (к СНиП 2.05.07-85) / Промтранспроект. М.: Стройиздат, 1988. с. 40.

8. Типы современных высоконапорных поршневых насосов, применяемых в горной промышленности / Габбасов Б.М., Рыбаков А.Н., Малов А.М., Елютаева Р.М. // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 2014. С. 139-147.

9. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки: ВНТП 13-2-1993, Санкт-Петербург, 1993.

10. Проблемы, возникающие при эксплуатации высоконапорных поршневых насосов и способы их устранения / Габбасов Б.М., Рыбаков А.Н., Малов А.М., Елютаева Р.М. // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 2014. С. 148-151.

11. Рыбаков А.Н., Габбасов Б.М. Повышение эффективности работы поршневых насосов при откачке шахтного шлама // Актуальные проблемы современной науки, техники, образования: материалы 72-й межрегион. науч.-техн. конференции / под ред. В.М. Колокольцева. Магнитогорск, 2014. Т.1. С. 36-39.

12. Габбасов Б.М., Рыбаков А.Н. Возможность применения высоконапорных поршневых насосов в горной промышленности // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. науч. тр. XIII междунар. науч.-техн. конф. Чтения В.Р. Кубачека. Екатеринбург: ФГБОУ ВПО «УГГУ», 2015. С. 41–44.

Сведения об авторах

Габбасов Булат Маратович - канд. техн. наук, доцент кафедры горных машин и транспортно-технологических комплексов ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»,

Назаров Олег Вадимович - студент кафедры горных машин и транспортно-технологических комплексов, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

УДК 681.5:622.3

АВТОМАТИЗИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ – ОСНОВА ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ РЕЖИМОВ РАБОТЫ КАНАТНО-АЛМАЗНЫХ ПИЛ ПРИ ДОБЫЧЕ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Габбасов Б.М., Абдуллин Р.А.

Аннотация: В статье предложен способ повышения производительности канатно-алмазных пил с применением средств автоматики с учетом реализации энергосберегающего режима работы.

Ключевые слова: канатно-алмазные пилы; температура; энергосбережение; режим; автоматизация; система; эффективность; алмазный инструмент.

Основная доля затрат, связанных с распиловкой единицы поверхности камня, определяется износом дорогостоящего алмазного инструмента и составляет 40–70 %, а в зимний период и до 80% от всех статей расходов.

Поэтому в целях эффективного ведения работ по добыче природного камня исследования, направленные на выявление взаимосвязей влияния силовых и скоростных режимов резания горных пород на контактную температуру рабочих элементов, являются основополагающими, так как дают возможность в дальнейшем сделать рекомендации по рациональным условиям эксплуатации канатно-алмазного инструмента, обеспечивающим минимум удельных затрат.

Скоростной режим распиловки, а именно величина скорости резания V_p , существенно влияет на температуру контактного взаимодействия системы «порода - инструмент». В свою очередь температурный режим определяет удельную стойкость алмазного инструмента.

Как известно, особенностью пиления горных пород канатно-алмазным инструментом является нестационарность процесса, когда длина и время контактирования гибкого режущего органа канатной машины с породой непрерывно изменяется.

При заданном силовом (σ_n) и скоростном (V_p) режимах резания тепловой поток (q) и контактная температура на поверхности рабочих элементов будут определяться временем контактирования и нахождения в контакте с воздухом, величины которых взаимосвязаны соотношением

$$t_{\text{пил}} = t_{\text{конт}} + t_{\text{возд}}. \quad (1)$$

Определение данной взаимосвязи является необходимым дополнительным исследованием, дающим возможность выявить влияние многих технологических показателей и параметров процесса резания природного камня гибким инструментом на его поверхностную и среднюю температуры.

Длину контакта алмазно-режущих элементов, канатных пил в процессе пиления определим по следующей методике согласно результатам работы:

$$l_{\text{пер}} = H \cdot \left[K_{\phi} + 0,5 \cdot \left(1 + \frac{1 - \sin \alpha_0}{\cos \alpha_0} \right) - 0,5 \cdot \frac{D}{H} \cdot \left(\frac{\pi}{4} + \frac{1 - \sin \alpha_0}{\cos \alpha_0} \right) \right], \quad (2)$$

где $L_{\text{конт}}$ - длина контура гибкого органа, м; $l_{\text{пер}}$ - перемещение канатной пилы по направляющим от места первоначальной установки, м; $K_{\phi} = L/H$ - коэффициент формы; L -

длина выпиливаемого блока m ; H - высота выпиливаемого блока, м; D - диаметр шкива, м; V_{II} - скорость перемещения тележки по направляющим, м/с; $t_{ц}$ - время одного оборота режущего контура, с.

В процессе отделения монолита камня от массива горной породы длина контакта $l_{конт}$ (длина линии реза) непостоянна и принимает значение от $l_{конт}=0$ в момент запиловки до линейного размера, например полуокружности приводного шкива камнерезной машины в момент окончания реза, т. е. $l_{конт} \approx \pi \cdot D_{ш}/2$. На схеме (см. рисунок) можно выделить три стадии выполнения вертикального (продольного) пропила при отделении монолита от массива породы: 1 – участок запиливания; 2 – участок стационарного пиления; 3 – участок допиливания.

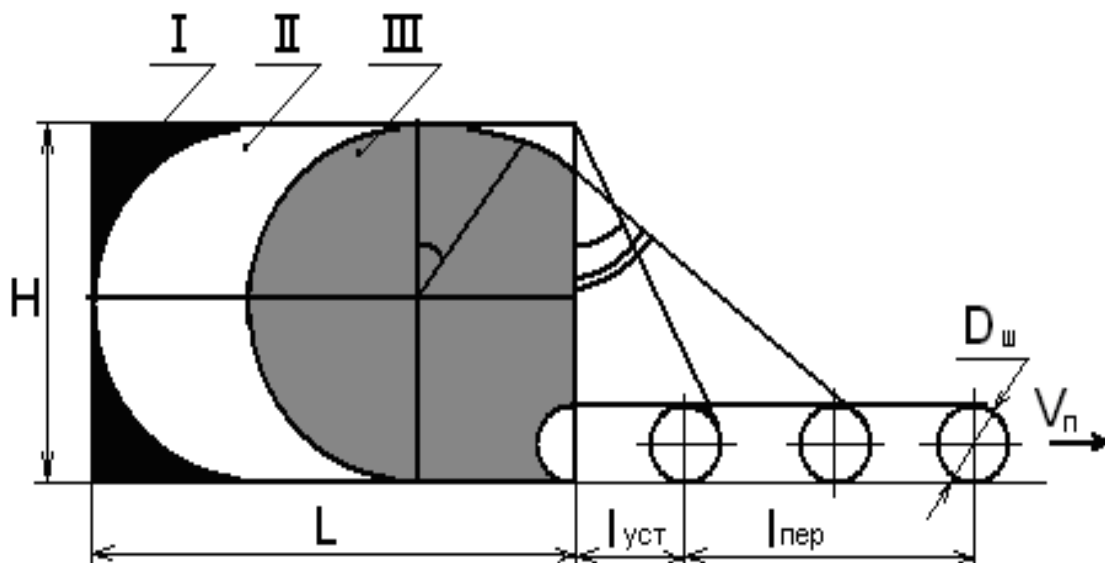


Схема стадийности выполнения вертикального (продольного) пропила

Выявлена зависимость количества теплоты от времени пиления и разработана схема резания при постоянном натяжении и скорости движения канатно-алмазного инструмента.

Температура является характерным показателем процесса резания. С одной стороны, она оказывает сложное влияние на ход процесса резания и, как результат, на стойкость инструмента, с другой – выражает собой многосторонние связи, имеющие место при резании. В связи с этим данные о величинах температур позволяют технологам оценивать работоспособность инструмента, а знание качественных зависимостей температуры от условий распиловки дает возможность глубже проникнуть в физику процесса и выработать научно обоснованные рекомендации по его улучшению.

Для определения рационального режима работы канатно-алмазного инструмента через показатель скорости перемещения канатной пилы по направляющим были приняты следующие исходные данные. Относительные доли энергии, затраченной на поверхностное разрушение породы и взаимное трение:

- мягкие мрамора

$$\mu_p^n / \mu_{mp} \approx 0,2-0,3; \quad (3)$$

- прочные мрамора

$$\mu_p^n / \mu_{mp} \approx 0,1-0,2. \quad (4)$$

Тогда коэффициент распиловки можно определить следующим образом:

$$\mu_{рас} \approx \mu_p^n + \mu_{mp} = (0,1 \div 0,3) \cdot \mu_{mp} + \mu_{mp} = (1,1 \div 1,3) \cdot \mu_{mp}. \quad (5)$$

При этом значение удельной работы распиловки принято без использования воды.

Зависимость для определения рациональной скорости подачи канатно-алмазного инструмента на забой

$$V_{II} = (1,1 - 1,3) \cdot k_n \cdot k_{II} \cdot \frac{q_1}{A_{уд}^c \cdot k_d}. \quad (6)$$

Повышение производительности канатно-алмазной пилы предлагается достичь за счет увеличения скорости резания канатно-алмазного инструмента в первой и третьей стадии пропила (см. рисунок) с помощью частотного преобразователя.

Предлагаемое решение по увеличению энергосиловых показателей распиловки – не только основа создания автоматизированных систем управления канатных пил на базе программируемых микропроцессорных средств. С ее помощью можно установить такие значения силовых параметров распиловки, которые позволят до минимума сократить расход алмазного инструмента, применяя машины с существующей системой управления по принципу поддержания постоянства мощности при плавном изменении скорости.

Оснащение действующих канатно-алмазных машин программными управляющими средствами не потребует больших затрат. Планируется, что монтаж программируемых микроконтроллеров в системы управления канатных пил, работающих на карьерах, будет производиться усилиями электрослесарей, непосредственно обслуживающих данные машины. Для этого достаточно установить блок управления и несколько датчиков. Перед пуском машины оператор будет задавать системе все необходимые данные: габаритные данные монолита, начальное положение тележки, которые будут определяться заранее по физико-механическим свойствам породы.

Эксплуатация канатно-алмазных пил в энергосберегающем режиме повысит производительность предприятия в целом и значительно снизит эксплуатационные затраты на алмазный инструмент.

Список литературы

1. Першин Г.Д., Габбасов Б.М. Теплофизический анализ резания природного камня канатно-алмазным инструментом // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2007. №4. С. 193–198.
2. Першин Г.Д., Габбасов Б.М. Расчет остаточной теплоты и температуры поверхности канатно-алмазного инструмента в процессе пиления с учетом охлаждения его на воздухе // Горный информационно-аналитический бюллетень. М.: МГГУ, 2007. №5. С. 97–100.
3. Першин Г.Д., Габбасов Б.М. Обоснование возможности алмазно-канатного резания мрамора без водяного охлаждения // Горный журнал. 2008. №1. С. 37–39.
4. Першин Г.Д., Габбасов Б.М. Температурный режим резания природного камня канатно-алмазным инструментом // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. Магнитогорск, 2007. С. 229–237.
5. Першин Г.Д., Габбасов Б.М. Расчет теплоты поверхности трения канатно-алмазного инструмента с распиливаемой породой // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. Магнитогорск, 2007. С. 237–243.
6. Першин Г.Д., Габбасов Б.М. Расчет температуры нагрева канатно-алмазного инструмента при резании природного камня // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. науч. тр. Екатеринбург: ГОУ ВПО «УГГУ», 2007. С. 202–205.
7. Першин Г.Д., Габбасов Б.М. Экспериментальное определение рабочих температур канатно-алмазного инструмента при резании природного камня // Материалы 65-й науч.-

техн. конференции: сб. докл. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2007. Т.1. С. 172–174.

8. Абдурахимов Ю.В., Першин Г.Д., Габбасов Б.М. Энергетика сухого резания в зимних условиях при добыче блоков мрамора канатными пилами // Камень вокруг нас. 2007. № 18. С. 32–35.

9. Першин Г.Д., Габбасов Б.М. Энергетическая оценка сухого резания мрамора при его добыче канатными пилами в зимних условиях // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. Магнитогорск, 2008. С. 37–46.

10. Першин Г.Д., Габбасов Б.М. Методика расчета рациональных режимов резания мрамора канатно-алмазной пилой в зимний период времени // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. Магнитогорск, 2010. С. 9-34.

11. Габбасов Б.М. Основные пути модернизации и повышения эффективности применения канатно-алмазных пил // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск.гос. техн. ун-та им. Г. И. Носова, 2011. С. 96-98.

12. Габбасов Б.М. Современное состояние и основные пути повышения эффективности применения канатно-алмазных пил // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. науч. тр. X междунар. науч.-техн. конф. Чтения В.Р. Кубачека. Екатеринбург: ФГБОУ ВПО «УГГУ», 2012. С. 45–47.

13. Першин Г.Д., Габбасов Б.М. Особенности тепловых явлений при резании природного камня канатно-алмазным инструментом // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск.гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2015. С. 183-188

14. Першин Г.Д., Габбасов Б.М. Комплексный подход к повышению эффективности применения канатно-алмазных пил при добыче природного камня // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск.гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2016. С. 105-110.

15. Энергетический метод расчета производительности алмазно-канатных машин при добыче облицовочного камня / Першин Г.Д., Уляков М.С., Пшеничная Е.Г., Габбасов Б.М. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2016. Т.14. №2. С.18–24. doi:10.18503/1995-2732-2016-14-2-18-24

16. Габбасов Б.М. Обоснование рациональных режимов работы канатно-алмазных пил при добыче природного камня в зимних условиях: дис. ... канд. техн. наук. Магнитогорск. 2008. с. 114

Сведения об авторах

Габбасов Булат Маратович – канд. техн. наук, доцент кафедры горных машин и транспортно-технологических комплексов ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»,

Абдуллин Руслан Азаматович – студент кафедры горных машин и транспортно-технологических комплексов ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

УДК 622.731

СНИЖЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ЗАТРАТ ПРОЦЕССА РУДОПОДГОТОВКИ ЗА СЧЕТ ВНЕДРЕНИЯ ИННОВАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ НА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Попова Т.М.

Аннотация. В статье представлен инновационный способ снижения материало- и энергоемкости процесса подготовки минерального сырья к обогатительному переделу за счет использования разработанной имитационной модели. Представленная модель позволяет устанавливать рациональные параметры работы барабанной шаровой мельницы с учетом структуры исходного материала и требуемой тонины помола. Представлены результаты физического и имитационного моделирования для различной шаровой нагрузки.

Ключевые слова: моделирование, барабанная шаровая мельница, подготовительные процессы, эффективность, минеральное сырье, имитационная модель, лабораторная установка.

Переработка и извлечение полезных компонентов из вещества литосферы начинается с процессов дезинтеграции исходного сырья, которые предполагают переработку его до заданного гранулометрического состава, обеспечивающего получение из горной массы конечного продукта. На большинстве отечественных карьеров наибольшее распространение получили барабанные шаровые мельницы, в которых разрушение материала происходит за счет механического способа воздействия. В шаровых мельницах основным способом разрушения измельчаемого сырья является приложение кинетической энергии падающих шаров, а также за счет истирания исходного материала между шарами и внутренней поверхностью барабана.

Необходимо отметить, что технологические процессы подготовки сырья к обогащению характеризуются высокой материалоемкостью и малой эффективностью: в цементной промышленности норма расхода мелющих тел на 1 т измельченного материала составляет: при помоле известняка – 0,8 кг, мергеля – 0,5 кг, клинкера – 0,6-0,8 кг, угля – 0,3 кг, в горной промышленности постоянный режим работы мельницы обеспечивается периодическим добавлением мелющих тел каждые 100-200 ч, а через 1800-2000 ч выполняется полная замена всех мелющих тел [4]; в горной промышленности капитальные затраты на рудоподготовку достигают 50%, эксплуатационные – 60% от суммы всех затрат, расход электроэнергии составляет 40 – 65% от общего расхода, при том что полезное использование энергии непосредственно на сам процесс измельчения материала составляет около 1 % [2,5,7]; при производстве цемента около 85% электроэнергии приходится на процесс дробления и помол, при этом 75% энергии расходуется на помол [8]. Помимо этого около 30% от общих затрат при измельчении сырья и материалов приходится на долю мелющих тел [9]. Поэтому подбор оптимальных режимов работы аппаратов дробления и измельчения на основе инновационных разработок управления процессом измельчения является весьма актуальной научно-практической задачей.

На практике управление процессом рудоподготовки сводится к заданию рекомендуемого механического режима работы мельницы, без учета влияния на процесс измельчения строения и характеристики измельчаемой среды, продолжительности приложения внешней силы, формы и материала мелющего тела, механического режима работы мельницы, наличия внешней агрессивной среды.

Лабораторные испытания для промышленных целей выполняются крайне редко, поскольку требуют существенных материальных, трудовых и энергетических затрат, а также не позволяют учесть всего многообразия факторов и получить данные с минимальной степенью отклонения. Проведение экспериментов заключается в постоянном поддержании и периодическом контроле за поведением и состоянием мелющих тел и измельчаемой среды на

устоявшемся режиме работы барабанной мельницы, снятии контрольных показаний. После обработки результатов экспериментов производится построение графических зависимостей основных показателей барабанной мельницы (расход электроэнергии, удельный расход металла мелющих органов, аэродинамическое сопротивление мельницы или перепад на расходном устройстве и др.) от оптимизируемого параметра (тонина помола, расход мелющих тел и т.д.). Следует отметить, что, полученные результаты обрабатываются с применением аналитических методик, которые позволяют выделить наиболее важные свойства объекта исследования, но данное моделирование может иметь заранее запрограммированный результат, получаемый при выборе того или иного математического аппарата.

На основании проведенного анализа в [6] наиболее перспективным в настоящее время является имитационное моделирование. Поскольку измельчение материала в барабанных шаровых мельницах является случайным процессом, точное описание которого невозможно только с помощью законов физики, следовательно, необходимо использование такой системы имитационного моделирования, которая позволяет учесть особенности данного процесса.

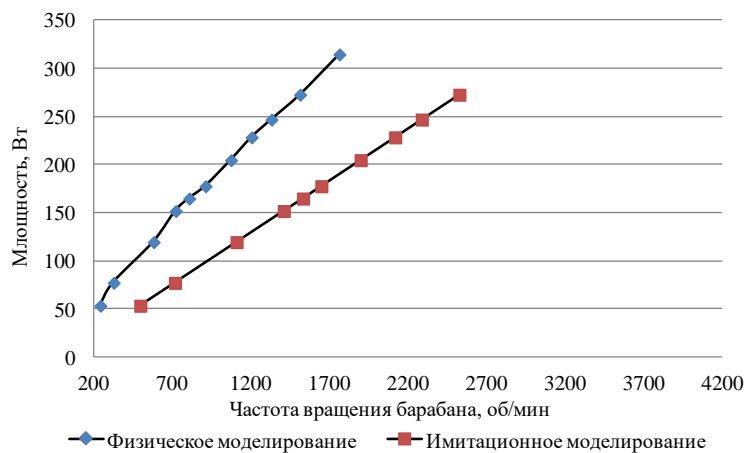
С целью определения оптимальных режимов работы барабанной шаровой мельницы автором была разработана имитационная модель шаровой мельницы, применяемой на второй и третьей стадии измельчения, позволяющая выполнять определение рациональных параметров процесса измельчения для снижения эксплуатационных затрат на данный процесс. Первоначально проведение экспериментов выполнялось как с использованием разработанной имитационной модели барабанной шаровой мельницы, так и с использованием физической модели (лабораторной установки), поскольку главной целью проведения экспериментов являлось подтверждение адекватности разработанной имитационной модели путем сравнения полученных результатов физического и имитационного моделирования. Следует отметить, что сравнительный анализ полученных результатов компьютерного и физического моделирования установки показал, что разработанная имитационная модель имеет высокую степень сходимости, следовательно, данная модель является адекватной [3].

При разработке имитационной модели барабанной шаровой мельницы задача моделирования была сформулирована следующим образом: разработка имитационной модели барабанной шаровой мельницы для получения показателей, характеризующих изменение расположения мелющих тел в n -мерном пространстве относительно барабана, измельчаемой среды и других мелющих тел, а также вычисление характеристик измельчения, зависящих от входных показателей системы и характеризующих ее свойства.

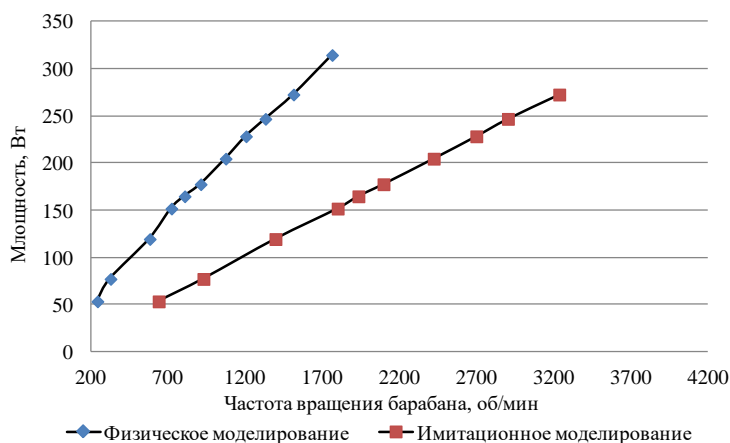
Имитация случайных процессов представляет собой функцию, ординаты которой для любых фиксированных значений аргумента являются случайными величинами. Поэтому задачу моделирования нельзя сводить к имитации случайной величины для каждого значения аргумента, поскольку между ординатами существует корреляционная зависимость. Следовательно, задача моделирования случайных процессов сводится к определению алгоритма, позволяющего формировать модель с использованием ЭВМ для реализации заданного условия функционирования.

Для определения энергетических затрат на процесс измельчения была проведена серия экспериментов для различной шаровой нагрузки мельницы. При сравнительном анализе результатов моделирования выявлено, что отклонение значений, полученных на имитационной модели от значений, снятых с лабораторной установки, составляет: при степени заполнения барабана 24 - 34%, при степени заполнения барабана 32 - 50%, при степени заполнения барабана 35 - 61%. Графическое изображение среднего отклонения данных, полученных при физическом и имитационном моделировании, представлено на рисунке. Значительная величина отклонения является следствием неправильного подхода к определению при физическом моделировании процесса перемещения мелющих тел, поскольку применяемый метод сводится к перемножению показаний, снятых с вольтметра и амперметра соответственно.

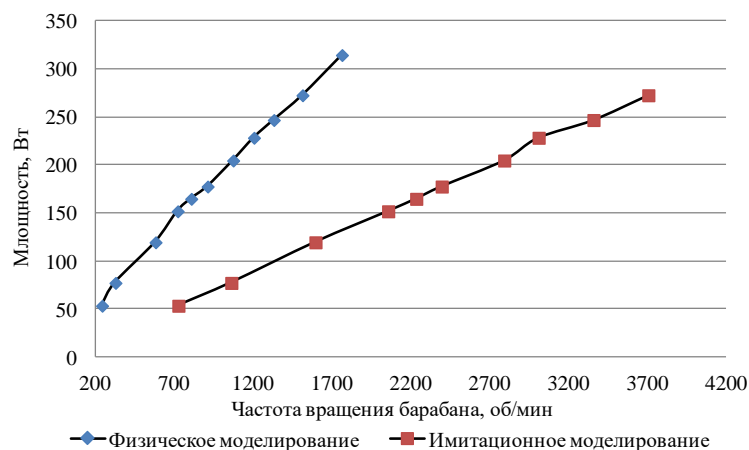
а)



б)



в)



Значение мощности двигателя барабанной шаровой мельницы, полученное в результате физического и имитационного моделирования, погрешность измерения при степени заполнения мельницы: а) 24%, б) 32%, в) 35%

Программный расчет мощности двигателя барабанной мельницы учитывает наиболее важные факторы, оказывающие влияние на данную величину, такие как коэффициент заполнения барабана мельницы, объемный вес мелющих тел, коэффициент мощности, позволяющий учитывать потери при трении узлов мельницы, механический и электрический коэффициенты полезного действия.

Поэтому для снижения энергоемкости процесса измельчения предполагается использование разработанной имитационной модели на стадиях проектирования, выполнения пусконаладочных работ, а также в процессе эксплуатации аппарата для измельчения с целью мониторинга и корректировки параметров работы при измельчении.

Список литературы

1. Каплунов Д.Р., Радченко Д.Н. Обоснование полного цикла комплексного освоения недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2011. № 1. С. 447-455.
2. Андрейко С.С. Современные проблемы науки и производства в области горного дела: учеб. пособие. Пермь: Изд-во Перм. гос. техн. ун-та, 2010. 338 с.
3. Имитационное моделирование процесса движения мелющих тел в барабанной шаровой мельнице/ Козырь А.В., Кутлубаев И.М., Попова Т.М., Пыталев И.А.// Вестник Магнитогорского государственного технического университета им Г.И.Носова. 2015. №3 (51). С. 75-78.
4. РД 153-34. 1-24. 303-98. Типовая методика натуральных испытаний по определению срока службы мелющих органов вентилируемых углеразмольных мельниц (шаровых барабанных, молотковых среднеходных мельниц и мельниц-вентиляторов). Введ. 01.05.2000. М.: Служба передового опыта ОРГРЭС, 2000. 35 с.
5. Abanti Sahoo, Simulation studies on Energy Requirement, Work Input and Grindability of Ball Mill// International Journal of Emerging Technology and Advanced Engineering. 2014. V.4. №2. P.592-597.
6. Пыталев И.А. Попова Т.М., Прохоров А.А. Ретроспективный анализ методик определения оптимальных параметров измельчения материалов в шаровых мельницах // Международный научно-исследовательский журнал. 2014. №10. Ч.2. С.57-58.
7. Доценко Н.П. Особенности потребления чугунных мелющих тел железорудными предприятиями России // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2008. №8. С. 385 – 387.
8. Шадрунова И.В, Кутлубаев И.М., Колодежная Е.В. Анализ силового взаимодействия при разрушении породы в дробилках ударного действия // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И.Носова. 2008. №2. С. 9 – 12.

Сведения об авторах

Попова Тамара Максимовна, аспирант кафедры РМПИ, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: ptm74mgn@yandex.ru