

Министерство индустрии и новых технологий
Республики Казахстан

РГП «Национальный центр по комплексной
переработке минерального сырья Республики Казахстан»

Филиал «Институт горного дела им. Д. А. Кунаева»

**НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ
ОБЕСПЕЧЕНИЕ ГОРНОГО
ПРОИЗВОДСТВА**

ТРУДЫ

том 84

Алматы, 2013

УДК 622.3 (075)

ББК 33.1 я 7

Н 34

Редакционная коллегия:

Д.т.н., проф., чл.-корр. НАН РК Буктуков Н.С. – председатель
д.т.н. Шамганова Л.С. – заместитель председателя
к.х.н. Черманова Г. Б. – ответственный секретарь

Члены редколлегии:

Д.т.н., проф., академик НАН РК Рогов Е. И., д.т.н., проф.,
чл.-корр. НАН Украины, зав. отделом Механики взрыва гор-
ных пород ИГТМ НАН Украины Ефремов Э.И., д.т.н., проф.,
чл.-корр. НАН РК Галиев С.Ж., д.т.н., зам. директора по на-
учной работе ИПКОН РАН Милетенко И.В., д.т.н. Абдуга-
лиева Г.Ю., д.т.н. Едыгенов Е.К., д.т.н., проф. Жалгасулы Н.,
д.т.н. Метакса Г.П., д.т.н. Орынгожин Е.С., к.т.н. Адилханова
Ж.А., к.т.н. Вагапов Р. В., к.т.н. Волков А.П., к.т.н. Джангулова
Г.К., к.т.н. Нугманов К. Х.

Рецензент: доктор технических наук, профессор Д. Г. Букейханов

Н.34 Научно-техническое обеспечение горного производства:

Труды Института горного дела им. Д.А. Кунаева:

Под общей редакцией: д.т.н., проф. Н.С. Буктукова. - Алматы, 2013 г. - 84 - 228 с.

ISBN 978-601-7093-25-9

В данном томе рассмотрены вопросы устойчивости прибортового массива, предложены спо-
собы его оценки и контроля. Приведен численный анализ неустойчивости в результате этажного
обрушения больших открытых выработок. Дано обоснование эффективных и безопасных способов
разработки крутонаклонных и наклонных жил. Обсуждены актуальные проблемы отработки запасов
на глубинных горизонтах Донского месторождения хромитов. Большой блок посвящен вопросам
подземного скважинного выщелачивания: эффективность кустового способа подготовки блоков;
теория фильтрации растворов при ПСВ и др. Изложены теоретические основы перехода к геотехно-
логиям бесшахтной добычи твердых полезных ископаемых. Предложено использовать электромаг-
нитные силовые импульсные системы для создания технологии и оборудования для разупрочнения
руд. Описаны конструкции и динамические схемы поличастотного вибрационного грохота для тон-
кого разделения. Проанализированы данные по измерению спектрального состава откликов на им-
пульсное воздействие для дистиллированной воды. Даны горно-геометрические расчеты загрузки
автосамосвалов в карьерах. Рассмотрен подход по управлению вентиляционными сетями. Показа-
на возможность использования мелких классов угля месторождения Каражыра для формирования
угольных брикетов. Приведены результаты исследований процесса разупрочнения железорудного
сырья, а также особенностей процесса выплавки феррохрома.

В сборнике помещены статьи, посвященные юбилейным и памятным датам Почетных на-
учных сотрудников Института: 80-летию академика РАН К.Н. Трубецкого, 90-летию со дня рож-
дения чл.-корр. АН Каз.ССР Ж.М. Канлыбаевой и 85-летию со дня рождения академика НАН РК
Ш.А.Г. Болгожина.

Сборник рассчитан на широкий круг научных и инженерно-технических работников, занимаю-
щихся исследованиями и проектированием горных предприятий, работников горного производства,
преподавателей и студентов вузов горного профиля.

УДК 622.3 (075)

ББК 33.1 я 7

Сборник рекомендован к опубликованию решением Ученого совета
ИГД им. Д. А. Кунаева, протокол № 4 от 06 сентября 2013 г.

ISBN 978-601-7093-25-9

© ИГД им. Д. А. Кунаева
филиал РГП «НЦ КГМС РК», 2013



ПОСВЯЩАЕТСЯ

***20 – летию со дня создания
Республиканского государственного
предприятия «Национальный центр
по комплексной переработке минерального
сырья Республики Казахстан»***

Буктуков Н.С., Черманова Г.Б.

**НАЦИОНАЛЬНЫЙ ЦЕНТР ПО КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
И ЕГО ВКЛАД В РАЗВИТИЕ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО
КОМПЛЕКСА КАЗАХСТАНА**

Исполняется 20 лет со дня создания Национального центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан. Он был создан в соответствии с Указом Президента № 1090 от 21 января 1993 года и Постановлением Кабинета Министров Республики Казахстан № 642 от 22 июля 1993 года в целях совершенствования организации науки и развития научно-технического потенциала республики.

Национальный центр определил своей миссией обеспечение устойчивого развития горно-металлургической отрасли Казахстана посредством создания научных основ, разработки и реализации конкурентоспособных технологий и научного сопровождения государственного регулирования горно-металлургического комплекса (ГМК) [1].

В состав РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» Комитета промышленности Министерства индустрии и новых технологий Республики Казахстан в качестве подведомственных входят ведущие исследовательские институты и предприятия горного и металлургического профиля:

- Институт геологии и экономики минерального сырья;
- Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы;
- Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева, г. Караганда;
- Восточный научно-исследовательский горно-металлургический институт цветных металлов (ВНИИцветмет), г. Усть-Каменогорск;
- Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханообр», г. Алматы;
- Центр металлургии;
- Филиал в г. Астане.

В доверительном управлении - АО «Казчерметавтоматика», г. Караганда.

В структуре центрального аппарата РГП «НЦ КПМС РК» функционируют:

- 10 научно-исследовательских лабораторий,
- опытно-экспериментальный комплекс,
- проектно-конструкторский отдел.

Горно-металлургический комплекс Казахстана – основа его экономики, определяющая в течение многих десятилетий индустриальную мощь страны. На территории Казахстана сосредоточены значительные запасы минерального сырья, имеющего стратегическое значение. По запасам вольфрама и барита Казахстан занимает первое место в мире; второе – по запасам хромовых, фосфорных и урановых руд; третье – по запасам меди, серебра, свинца и цинка; четвертое – по запасам молибдена; шестое – по запасам золота; вось-

мое – по запасам железных руд. По запасам нефти и газа Казахстан занимает одно из ведущих мест в мире.

Основа современной горнодобывающей промышленности республики была заложена в начале 30-х годов 20 века, когда вошли в строй крупные шахты Карагандинского угольного бассейна, Балхашский и Жезказганский горно-металлургические, Ачисайский и Лениногорский полиметаллические, Зырянский свинцовый, Актюбинский химический и другие комбинаты. Именно с этого времени горная наука в Казахстане стала развиваться быстрыми темпами.

Мощный толчок развитию горнодобывающей промышленности Казахстана дала Великая Отечественная война. В эти годы горные предприятия Казахстана стали главными поставщиками сырья для производства черных, цветных, редких металлов и угля, что, в свою очередь, потребовало серьезных научных исследований для широкого внедрения прогрессивных технологий добычи полезных ископаемых [2].

6 декабря 1944 г. Постановлением Совета Народных Комиссаров КазССР № 689 «Сектор горного дела» Института геологических наук КазФАН СССР был преобразован в Институт горного дела Казахского филиала АН СССР.

Руководителями Института и организаторами научной деятельности в 1945-2010 гг. были: канд. техн. наук И. З. Лысенко, чл.-корр. АН КазССР А. Ч. Мусин, проф., д-р техн. наук А. М. Сиразутдинов, д-р техн. наук, проф. И. З. Лысенко, к.т.н. В. Г. Береза, академик НАН РК Ш. А.-Г. Болгожин, академик НАН РК Е. И. Рогов, д-р техн. наук, проф. М. Ж. Битимбаев, чл.-корр. НАН РК, д-р техн. наук, проф. С.Ж. Галиев. С августа 2010 г. директор Института - чл.-корр. НАН РК, д-р техн. наук, проф. Н.С. Буктуков.

Институт горного дела им. Д.А. Кунаева (далее Институт) является ведущим научно-исследовательским институтом в Казахстане и Центральной Азии, в свое время и в СССР, в области развития горных наук. Институт со дня своего основания является ведущей организацией по выполнению фундаментальных и прикладных исследований по основным научным и приоритетным направлениям, определяющим устойчивое функционирование горнодобывающей отрасли промышленности.

Институт имеет большой экспериментальный корпус, мастерские, полигон, технопарк, медицинский кабинет, в составе Института 7 научных отделов, 17 научных лабораторий, 5 специализированных отделов, библиотека, музей, кафе.

Со дня своего образования Институт большое внимание уделяет новизне своих разработок, он является обладателем 958 авторских свидетельств, 33 российских патентов, 11 патентов и 5 инновационных патентов Казахстана, 11 свидетельств на интеллектуальную собственность.

С 1971 г. по 2010 г. в Институте защищены: 51 докторская диссертация, в том числе 39 диссертаций сотрудников Института, 327 кандидатских диссертаций, из них 210 диссертаций сотрудников Института, а также 14 магистерских диссертаций.

Квалификационный уровень Института в 2013 г. определяют: 1 академик НАН РК, 2 члена-корреспондента НАН РК, 1 академик КазНАЕН, 1 академик Международной академии минеральных ресурсов, 3 академика АМР РК, 1 академик МАИИ, 1 член-корр. АМР РК, 1 член-корр. НИИ РК, 2 академика

Международной академии «Экология», 27 докторов и 20 кандидатов наук, 1 PhD. опытные специалисты проектировщики в области подземных и открытых горных работ. Численность 225 сотрудников.

В 1993 г. Институт горного дела АН КазССР вошел в состав РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан». Постановлением Президента Республики Казахстан «Об увековечении памяти академика Д. А. Кунаева» от 24 февраля 1994 г. Институту присвоено имя Д. А. Кунаева, видного государственного деятеля, ученого-горняка.

За 69 лет своего существования Институт внес значительный вклад в совершенствование техники и технологии добычи полезных ископаемых Казахстана и Средней Азии открытым и подземным способами, в создание безопасных и комфортных условий труда на горнорудных и угольных предприятиях, рациональное и комплексное использование минерального сырья, охрану окружающей среды и рекультивацию нарушенных горными работами земель.

Добыча полезных ископаемых является вторым, после геологоразведочных работ, звеном в общей цепи использования минеральных ресурсов, и от ее эффективности во многом зависит функционирование всего ГМК в целом.

Глубокие фундаментальные исследования позволили ученым Института горного дела им. Д. А. Кунаева разработать ряд весьма эффективных технологий, которые были внедрены на рудниках с высоким экономическим эффектом, одним из важных научных направлений Института явились исследования и создание систем разработки и комплекса машин и оборудования, обеспечивающего механизацию и автоматизацию основных производственных операций, связанных с отбойкой, погрузкой и доставкой горной массы, что позволило улучшить условия труда, повысить производительность и безопасность горных работ.

Успешно ведутся исследования в области изыскания экономичных приводов, созданы опытные образцы горных машин для выемки крепких руд с электрическим приводом: электромагнитная машина ударного действия, конвейерный поезд, электромагнитный перфоратор (д.т.н. *Едыгенов Е. К., к.т.н. Кораблев Г.А.*). Работы по созданию электромагнитного перфоратора велись в соответствии с грантом АО «НИФ РК». На АО «Машзавод им. С.М. Кирова» изготовлены три опытных образца ЭМП, которые были испытаны в 2007 г. в забое на Риддер-Сокольном руднике АО «Казцинк». Подтверждена работоспособность ЭМП в производственных условиях, при этом скорость бурения была в 1,6 раза выше, чем у пневмоперфоратора ПК-75; Разработан целый комплекс новых электрических горных машин для бурения, отбойки, погрузки, транспортировки горной массы и закладки выработанного пространства: буро-зарядно-взрывной агрегат, роботизированный очистной комплекс (д.т.н. *Болгожин Ш.А.-Г., д.т.н. Музгин С.С., д.т.н. Ткаченко А.М.*), комплекс позволяет перевести подземные рудники на сплошную электрификацию. Активно ведутся работы по созданию эффективного производства промышленных ВВ из невзрывчатых компонентов (д.т.н. *Тамбиев Г.И.*), разработаны *новые составы* эмульсионно-гранулированных ВВ, обладающие высокими взрывчатыми характеристиками, водоустойчивостью и низкой стоимостью по сравнению с ВВ, предлагаемыми иностранными компаниями, взрывчатые вещества,

технологии их производства и аппараты для изготовления ВВ прошли необходимые испытания и допущены к постоянному применению. Сформировано новое для вентиляции направление – конструирование вентиляционных систем с заданной топологией и аэродинамическими параметрами и разработаны методы создания и управления подсистемами с повторным использованием воздуха, создана компьютерная программа расчета распределения воздуха в вентиляционных сетях шахт и рудников, позволяющая проводить объективный анализ состояния проветривания при любых изменениях технологии разработки месторождения (к.т.н. *Стаханов А.Н.*). Данная программа внедрена на рудниках ТОО «Корпорация «Казахмыс». Разработаны научно-технические основы поточной и мало операционной технологии формирования качества угля. Исследована изменчивость свойств полезных ископаемых при электрофизических воздействиях» (д.т.н. *Буктуков Н.С., д.т.н. Метакса Г.П.*). Разработаны теоретические основы и принципы автоматизированного управления и планирования горно-транспортных работ на карьерах, внедрены в производство автоматизированная корпоративная система управления геотехнологическим комплексом «Джетыгара», информационные программно-методические комплексы «Планирование горно-транспортных работ», «Автоматизированная система управления процессом воспроизводства производственных мощностей горно-транспортных систем карьеров», комплексы имитационного моделирования работы экскаваторно-автомобильных систем карьеров «CEBADAN-AUTO», «CEBADAN-RT» (д.т.н. *Галиев С.Ж.*), интенсивно ведутся исследования по снижению экологического риска при добыче и переработке природного и техногенного сырья, по безопасности горных работ (д.т.н. *Жалгасулы Н.*).

Разработан смолоинъекционный способ упрочнения целиков, который был успешно внедрен на рудниках Жезказгана, и технологии извлечения ряда металлов методом подземного выщелачивания (акад. НАН РК *Алтаев Ш.А.*).

Получены аналитические зависимости для определения основных параметров скважинного выщелачивания урана, необходимых при автоматизированной системе проектирования технологии подземного скважинного выщелачивания урана на рудниках НАК «Казатомпром». Даны основы проектирования разработки гидрогенных урановых месторождений методом подземного выщелачивания и разработан типовой технологический регламент на проведение опытных работ. Созданы теоретические основы математического моделирования любых подсистем горнодобывающих предприятий с учетом качественных характеристик, вероятностных траекторий их поведения и свойств адаптации к внешней среде, обоснована теоретическая база прогноза вероятности проявления катастрофических отказов в виде внезапных выбросов пород и газа, горных ударов, эндогенных пожаров, внезапных обрушений подземных конструкций (акад. НАН РК *Рогов Е.И.*).

Разработана методика управления полнотой и эффективностью извлечения полезных ископаемых из недр при эксплуатации рудных месторождений, получено заключение из Комитета геологии и недропользования МИНТ РК о необходимости использования указанной методики для установления экономически целесообразного нижнего предела содержания полезного компонента в вовлекаемой в добычу отбитой руде (д.т.н. *Бектыбаев А.Д.*).

Разработаны «Методические положения по проектированию и ведению горных работ при отработке маломощных участков пологих залежей Жезказганского месторождения» (к.т.н. Нугманов К.Х., д.т.н. Чабдарова Ю.И.). Предложена штрековая схема подготовки горизонта, обеспечивающая повышенную устойчивость горных выработок в условиях нарастания горного давления с понижением горных работ для условий шахты «10 лет независимости Казахстана» Донского ГОКа.

Институт вместе со всей страной пережил трудные времена переходного периода. Это и дефицит бюджета, реформирование управления наукой, текучесть кадров, утечка мозгов, невыплата и задержка зарплаты, падение престижа ученого и т.д.

Несмотря на указанные трудности, Институт благодаря научному и практическому заделу, заложенному предшественниками, среди которых были лауреаты Ленинской премии, Государственной премии СССР, премии Совета Министров КазССР, премии Кабинета Министров КазССР и другие ведущие ученые, сохранил и приумножил свой потенциал.

За разработку, внедрение технологии добычи руды с закладкой и предварительным укреплением вмещающих пород, обеспечивающей безопасность ведения горных работ и полноту извлечения запасов сотрудники Института Алдамбергенов У.А., Сатыбалдин О.Б., Калмыков С.И. и Ахмет-Галиев Э.С. в 1991 г. удостоены премии Кабинета Министров КазССР.

Для повышения устойчивости целиков в Институте под руководством академика НАН РК Алтаева Ш.А. был разработан смолоинъекционный способ упрочнения целиков, который был успешно внедрен на рудниках Жезказганского комбината. За эту разработку авторскому коллективу Алтаеву Ш.А., Жалгасулы Н., Спатаеву А.Н., Кадырсизову Н. в 1991 г. присуждена премия Кабинета Министров Республики Казахстан в области науки и техники.

В 1989 г. заведующий лабораторией горного давления, к.т.н. **Нугманов К. Х.** стал **первым лауреатом премии имени К.И. Сатпаева** за цикл работ «Комплексное изучение и освоение минерального сырья Жезказганского рудного района».

В последующие годы ряд сотрудников удостоен премии им. К.И. Сатпаева:

- 1993 г. чл.-корр. НАН РК Рогов Е.И. за цикл работ в области моделирования и оптимизации параметров и характеристик горнодобывающих предприятий.

- 1996 г. доктора технических наук: Букейханов Д. Г., Ермаков Т. М., Петрович С. И. за цикл работ в области разработки и освоения эффективных методов автоматизированного проектирования, планирования и оперативного управления добычей твердых полезных ископаемых;

- 2003 г. д.т.н. Галиев С.Ж., д.т.н. Буктуков Н.С., к.т.н. Ахмедов Д.Ш. за создание геоинформационных методов оперативного планирования и управления технологическими процессами на открытых разработках премией.

Академия минеральных ресурсов Республики Казахстан по результатам конкурсов присвоила звания лауреатов премии им. академика Ш. Е. Есенова:

- 2007 г. докторам технических наук, профессорам: Галиеву С. Ж., Нурпеисовой М. Б., Чабдаровой Ю. И. за работу «Развитие методологического обе-

спечения геомеханики и геоинформационных технологий в области горного дела»;

- 2011 г. академику НАН РК Ракишеву Б.Р., докторам технических наук, профессорам Буктукову Н.С. и Бектыбаеву А.Д. за цикл работ «Обоснование рационального уровня качества и полноты выемки руд».

В 2008 г. д.т.н. Бектыбаев А.Д. признан победителем в республиканском конкурсе на премию «Ғылым сардары», присужденную ему Союзом ученых Казахстана за выдающиеся достижения в области естественных наук за работу «Развитие теоретических основ методов управления полнотой и эффективностью извлечения полезных ископаемых из недр при эксплуатации рудных месторождений».

В годы независимости за заслуги в науке избраны в действительные члены НАН РК – доктора наук Ш.А.-Г. Болгожин и Е.И. Рогов, в члены-корреспонденты НАН РК – доктора наук Н.С. Буктуков и С.Ж. Галиев, академики КазНАЕН – доктор наук Н.С. Буктуков, академики Международной академии минеральных ресурсов – доктор наук А.Д. Бектыбаев А.Д., академики АМР РК – доктора наук Е.И. Рогов, С.Ж. Галиев и Е.К. Едыгенов, академики Международной академии «Экология» - доктора наук Н. Жалга-сулы и А.Е. Рогов, члены-корреспонденты: АМР РК – кандидат химических наук Г.Б. Черманова, НИА РК – доктор технических наук Е.С. Орынгожин. 34 сотрудникам Института за вклад в развитие горной науки и Института присвоено звание Почетный научный сотрудник горного дела имени Д.А. Кунаева.

Признанием вклада Института в развитие горной науки явилось включение Казахстана в 1993 г. 49-й страной в состав постоянных членов Всемирного горного конгресса и избрание академика НАН РК Рогова Е.И. председателем, а в 2012 г. членов-корреспондентов НАН РК Буктукова Н.С. и Галиева С.Ж. - членами Национального организационного комитета Всемирного горного конгресса.

Институт горного дела им. Д. А. Кунаева, увязывая свои планы со стратегическими планами профильных министерств и Национального центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан, работает над выполнением стратегического плана, включающим три основных направления:

1 Научное и научно-техническое обеспечение устойчивого функционирования горнодобывающей отрасли Казахстана.

2 Совершенствование нормативно-правовой базы в сфере недропользования.

3 Расширение сферы образовательной деятельности.

Приоритеты и основные научные направления:

- создание новых ресурсосберегающих, безопасных и экологически чистых технологий и оборудования для оптимального функционирования и устойчивого развития горно-металлургического и топливно-энергетического комплексов РК;

- получение прибыли за счет эффективного использования научного и хозяйственного потенциала Института и направление части прибыли на финансирование фундаментальных и прикладных исследований, подготовка научных кадров в рамках послевузовского образования, развитие инфраструктуры

Института, инвестирование совместных предприятий и проектов по созданию новых производств.

В 1950 г. в ряду научных учреждений горного профиля в Казахстане появился **Восточный научно-исследовательский горно-металлургический институт цветных металлов – ВНИИцветмет**, который с 1993 г. входит в состав РГП «НЦ КПМС РК».

ВНИИцветмет - многофункциональная научная организация, которая проводит исследования, опытно-промышленные и промышленные испытания, выполняет проектные работы и оказывает научно-техническую помощь при внедрении разработанных технологий и оборудования в области горного дела, обогащения руд, металлургии тяжелых цветных металлов, прикладной и аналитической химии, промышленной экологии, стандартизации и метрологии, экономики. Основным объемом научно-исследовательских работ институт выполняет на основе контрактов с предприятиями и организациями Республики Казахстан, ближнего и дальнего зарубежья. В состав института входит 16 научно-исследовательских и проектно-конструкторских отделов и лабораторий, из них 3 - по охране окружающей среды, 4 - горных, 3 – обогатительных, 3 - металлургических, 3 - вспомогательных, а также 6 функциональных отделов и служб. Общее число сотрудников составляет около 300 человек [3].

Основным научным направлением деятельности является научно-техническое обеспечение устойчивого функционирования горно-металлургического комплекса Республики Казахстан на базе создания и реализации технологий и оборудования, повышающих научно-технический уровень производства цветных и благородных металлов, которое предусматривает решение проблем:

- развитие и укрепление сырьевой базы;
- комплексное использование минеральных ресурсов, экономии материальных и топливно-энергетических ресурсов;
- повышение качества и расширение ассортимента товарной продукции;
- охрана окружающей среды и промышленная безопасность.

В Институте создана автогенная технология переработки медного и различного, в том числе низкосортного свинецсодержащего сырья - КИВЦЭТ-процесс, являющийся самой прогрессивной и экологически чистой технологией в мире. По лицензии ВНИИ цветмета крупные КИВЦЭТные комплексы построены на заводах компаний: «Портовезме» - Италия, «Тек Коминко» - Канада, «Комибол» - Боливии. В Казахстане КИВЦЭТ-установки были построены сначала для медного сырья в пгт. Глубокое Восточно-Казахстанской области, а затем для свинцового сырья на Усть-Каменогорском свинцово-цинковом комбинате, ныне ТОО «Казцинк».

В 2012 г. запускаются в промышленную эксплуатацию 2 китайских завода с КИВЦЭТными комплексами. КИВЦЭТные комплексы построены в рамках лицензионных договоров крупными компаниями Китая: Jiujiang lead and zinc smelting Co., LTD и Zhuzhou Smelter Co. производительностью 100 и 120 тысяч тонн свинца в год соответственно.

Институтом получено более 500 патентов Казахстана и России, 134 патентов других стран. Заключено 40 лицензионных соглашений с предприятиями и организациями Казахстана и дальнего зарубежья.

На сегодняшний день для горнодобывающих предприятий характерно резкое ухудшение горно-геологических и горнотехнических условий разработки месторождений в связи с переходом подземных горных работ на глубокие горизонты при ограниченности возможностей совершенствования применяемых классических технологий. Увеличение горного давления с ростом глубины отработки, накопление большого объема пустот в недрах ведет к повышению аварийности и производственному травматизму, крупномасштабным самопроизвольным обрушениям горных пород с выходом на поверхность, снижению качества проведения шахт и рудников и, соответственно, ухудшению условий труда.

В современных рыночных условиях одним из основных требований, предъявляемых к горному производству, является обеспечение высокой рентабельности в сочетании с безопасностью горных работ. При этом необходимо обеспечить рачительное отношение к недрам с учетом требований рационального и комплексного использования недр.

Основой развития рентабельных и безопасных горных производств являются результаты фундаментальных и прикладных исследований, обеспечивающих создание высокоинтенсивных, автоматизированных, ресурсосберегающих, экологически чистых и безопасных технологий выемки полезных ископаемых.

Творческие коллективы Института горного дела им. Д.А. Кунаева и ВНИИцветмета на всех этапах своего развития разрабатывают приоритетные научные направления, признанные в странах СНГ и дальнего зарубежья:

- теоретически обосновывается взаимодействие технологических систем горнодобывающего предприятия с агрегатами и окружающей средой и создаются теоретические основы синтеза адаптивных технологий подземной разработки твердых полезных ископаемых;

- создаются новые и совершенствуются существующие технологии подземной разработки рудных месторождений, в том числе и с закладкой выработанного пространства, обеспечивающие возможность извлечения руд в сложных условиях, расширение сырьевой базы действующих горных предприятий и снижение вредного воздействия на окружающую среду;

- разрабатываются системы автоматизированного проектирования карьеров на основе развития системных исследований;

- создаются принципиально новые физико-химические методы добычи полезных ископаемых;

- разрабатываются эффективные технологии повторной разработки ценных руд, отнесенных в потери;

- исследуются геомеханические процессы, происходящие в массиве при ведении горных работ, как основы разработки эффективных и безопасных технологий;

- создаются новые средства механизации процессов бурения, погрузки, доставки полезных ископаемых;

- разрабатываются ресурсосберегающие технологии разработки техногенных месторождений, теория и методы инженерно-экологической оценки, прогноза и управления состоянием окружающей среды;

- создаются системы, обеспечивающие контроль за состоянием рудничной атмосферы в подземных горных выработках для обеспечения комфортных условий труда горняков;

- разрабатываются шахтно-скважинные технологии добычи вязких нефтей и технологии безогневого снижения вязкости.

Для расширения сырьевой базы и продления срока эксплуатации действующих рудников и шахт, повышения полноты использования недр, вовлечения в добычу некондиционных, бедных по содержанию руд перспективными являются специальные методы – способы подземного выщелачивания металлов из руд и скважинная гидродобыча. Безопасность горного производства является обязательным условием при разработке месторождений. Процессы добычи полезных ископаемых связаны с выделением в атмосферу рудников и шахт различных вредных веществ (газ, пыль), вызывающих профессиональные заболевания горнорабочих и загрязнение окружающей среды, поэтому для их предотвращения необходимо вести постоянный мониторинг состояния рудничной атмосферы с целью регулирования и управления процессами вентиляции подземных рудников и шахт.

Можно констатировать, что в будущем основной прирост запасов на рудниках будет происходить за счет вовлечения в добычу бедных руд, вследствие сокращения фонда богатых, легко перерабатываемых руд. А поскольку переработка таких руд менее рентабельна, перед горной наукой возникает комплекс проблем, требующих проведения научно-исследовательских и проектно-конструкторских разработок для снижения затрат на добычу полезных ископаемых и повышения эффективности горно-металлургического комплекса в целом, что обеспечивает конкурентоспособность его продукции на мировом рынке.

Наиболее важными проблемами в горнодобывающей промышленности на современном этапе являются:

- Совершенствование традиционных технологий открытых и подземных горных работ для разработки, как природных, так и техногенных источников минерального сырья при комплексном его использовании.
- Разработка, обоснование и расширение области применения перспективных и нетрадиционных горных технологий как для первичной, так и для повторной отработки месторождений – скважинной добычи полезных ископаемых, подземного скважинного выщелачивания и других.
- Изучение геомеханического состояния горных пород, создание систем мониторинга для управления сдвижением горных пород при разработке твердых полезных ископаемых.
- Разработка новых составов промышленных ВВ из невзрывчатых компонентов с использованием конверсионных материалов.
- Разработка безвзрывных способов отбойки крепких руд.
- Разработка и создание эффективных технологий и транспортного оборудования для отработки глубоких горизонтов карьеров.
- Разработка эффективных средств механизации производственных процессов на открытых и подземных горных работах.
- Разработка и создание новых эффективных средств и способов повторного использования воздуха и методов управления рудничной аэрологией при подземной и открытой разработке месторождений.
- Создание методов и программного обеспечения автоматизированного проектирования карьеров и подземных рудников.
- Создание транспортных систем для поточной технологии добычи полезных ископаемых.

Химико-металлургический институт был создан в 1958 г. Постановлением Совета Министров КазССР и решением Президиума АН КазССР с целью оказания широкой научной помощи быстроразвивающимся металлургической и химической отраслям промышленности Центрального Казахстана и прилегающим к ним Кустанайского и Северо-Казахстанского экономических административных районов. Первым директором был назначен И.Н. Азербает. Организация института началась с небольшой научной ячейки лаборатории полукоксования Института химических наук АН КазССР. Период становления института характеризуется созданием лабораторий различного профиля по черной и цветной металлургии, химии, горного дела, геологии и др. На момент основания институт состоял из 117 сотрудников. Первый состав членов Ученого совета ХМИ в количестве 18 человек был утвержден Президентом Академии наук КазССР академиком К.И. Сатпаевым 19 марта 1959 г.

В разные годы институт возглавляли член-корреспондент АН КазССР И. Н. Азербает, академик АН КазССР Е.А. Букетов, член-корреспондент НАН РК Ж. Абишев, д.т.н., проф. В.П. Малышев, член-корреспондент НАН РК Б.С. Фиалков, к.т.н. Б.П. Хасен, член-корреспондент НАН РК д.т.н., проф. Толымбеков М.Ж.

В становлении, выработке, определении и развитии научных направлений института большую роль сыграли академики Сатпаев К.И., Михайлов В.В., Грузинов В.М., Букетов Е.А., Смирнов В.И. и члены-корреспонденты Академии наук Азербает И.Н., Абишев Ж.Н., Фиалков Б.С. [4].

С июля 1993 года ХМИ входит в состав Национального центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан.

В процессе своей деятельности Химико-металлургическим институтом им. Ж. Абишева накоплен большой экспериментальный материал по переработке минерального сырья и отходов горно-металлургического комплекса. За 50 с лишним лет в стенах института подготовлено порядка 47 докторов и 300 кандидатов наук, сотрудниками Института опубликовано более 75 монографий, 36 сборников трудов, около 6700 статей и тезисов докладов. Интеллектуальная собственность, созданная учеными института (патенты РК, предварительные патенты РК, отчеты по НИР, сборники научных трудов, монографии), постоянно пополняются.

Наиболее значимые для экономики страны разработки Института в разные годы были удостоены четырех государственных премий:

- в 1969 г. за разработку и освоение технологии комплексной переработки медных концентратов Балхашского ГМК академик Евней Арстанович Букетов был удостоен Государственной премии СССР.

- в 2001 г. за разработку технологий и организацию инновационных производств по переработке техногенного сырья с выпуском продукции, соответствующей мировому уровню, - ферросиликоалюминия и чистых сортов серной кислоты творческий коллектив ученых РГП «НЦ КПМС РК» и ХМИ им. Ж. Абишева был удостоен государственной премии Республики Казахстан в области науки, техники и образования.

- в 2003 г. за разработку технологий и организацию производств новых видов материалов специального назначения: флюсов и спецкокса, обеспечивающих конкурентоспособность и мировой уровень качества казахстанских

ферросплавов, ученые института удостоены Государственной премии Республики Казахстан в области науки, техники и образования.

- в 2005 г. за разработку единой теории хаотизированных частиц для твердого, жидкого и газообразного состояний и применения ее для совершенствования технологии, увеличения производства и повышения качества черновой меди и медной катанки авторы работы – ученые института также удостоены Государственной премии Республики Казахстан в области науки, техники и образования.

Учеными института создано порядка 30 инновационных технологий, в том числе технологии: выплавки марганцевых сплавов, боросодержащих флюсов для внепечной обработки черных и цветных металлов, очистки технической серной кислоты, выплавки кристаллического кремния, производства специальных видов кокса, получения ферросиликоалюминия (бренд Казахстана – сплав «Казахстанский»).

Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханобр» основано в 1958 г. С 1993 г. входит в состав РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан».

Структура «Казмеханобра», объединяющая научные и проектные подразделения, а также единственную в республике действующую опытную фабрику по проведению полупромышленных испытаний на обогатимость руд новых месторождений с выдачей данных для утверждения запасов в ГКЗ РК, позволяет реализовать разработанные высокоэффективные технологии в области обогащения полиметаллических и золотосодержащих руд, охраны окружающей среды и рационального природопользования, очистки питьевых и сточных вод [1].

Объединение специализируется на выполнении:

- Технологических исследований и услуг, включающих изучение состава объектов рудного и техногенного сырья, их технологических характеристик; разработку новых технологий, технологических схем и режимов переработки всех типов руд, биохимической очистки почв и сточных вод; разработку научно обоснованных рекомендаций, технологических регламентов для проектирования и реконструкции производств; разработки и изготовление оборудования, установок, приборов контроля.

- Экологических исследований и услуг, включающих организацию и проведение мониторинга, оценку и прогноз состояния окружающей среды, в том числе в районах деятельности предприятий горно-металлургического комплекса, химической промышленности, космической индустрии; разработку научно обоснованных экологических нормативов, стандартов; обоснование комплексного и рационального использования природных ресурсов; экологическое районирование; определение класса опасности отходов производства, получение разрешения на природопользование, разработку проектов ПДС, ПДВ и складирование отходов; оценку воздействия на окружающую среду проектируемых и действующих предприятий, разработку технологии утилизации и складирования отходов потребления и производства, экологическую экспертизу и аудиторские услуги.

- Проектных работ, включающих разработку проектов на строительство горнодобывающих комплексов, обогатительных фабрик, хвостовых хо-

зйств, гидрометаллургических сооружений; разработку ТЭО на строительство полигонов ТБО, скотомогильников; комплексное проектирование с выдачей рабочей документации; авторский надзор.

Выполняя роль отраслевой организации Комитета промышленности Министерства индустрии и новых технологий Республики Казахстан, **Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан** ведет Программы по развитию горно-металлургической отрасли, научно-техническому обеспечению развития редкометальной отрасли, научно-технологическому сопровождению интенсификации производства золота в Республике Казахстан, Мастер-планов по черной и цветной металлургии, редких и редкоземельных металлов, способствуя реализации Государственной программы по форсированному индустриально-инновационному развитию страны.

Национальный центр, располагая необходимыми активами для адаптации научно-технических разработок и передовых технологий к промышленному внедрению, как единая мощная научно-производственная структура осуществляет системное решение проблем в области геологоразведки, добычи и переработки минерального и техногенного сырья в целях модернизации действующих и создания новых предприятий по выпуску инновационных продуктов. Благодаря этому стала не только возможной, но и привычной деятельность по продаже лицензий и патентов на мировом уровне. Из общего же числа действующих охранных документов РГП «НЦ КПМС РК» пятая часть (14) приходится на зарубежные (Европейский патент, патенты КНР, Индии, Мексики, Алжира, Южной Африки, России и др. стран).

Через реализацию технических решений Национальный центр успешно сотрудничает с отечественным бизнесом, в частности с компаниями ENRC, TOO «Корпорация «Казахмыс», TOO «Казцинк», АО «АрселорМиттал Темиртау», НАК «Казатомпром», АО «Костанайские минералы» и др.

Сегодня, оценивая результаты труда ученых центра и филиалов, можно сказать, что по их разработкам запущены в эксплуатацию, функционируют и создаются различные промышленные объекты не только в нашей стране, но и за рубежом: в Германии, Южной Корее, Китае, Италии, Канаде, Боливии, странах СНГ.

Двадцатилетие Центра ознаменовано запуском двух свинцовых заводов в Китайской Народной Республике (Jiangxi Copper Corporation и Zhuzhou Smelter Group Co.) по технологии переработки бедного свинецсодержащего сырья, началом промышленного выпуска на TOO «KSP Steel» в г. Павлодаре созданного в Национальном центре уникального сплава для раскисления стали – ферросиликоалюминия, явившегося поистине революционным событием в ферросплавной и смежных с ней отраслях. Деловое партнерство по реализации на разных континентах проекта под названием «Сплав «Казахстанский» сложилось с крупнейшими в мире компаниями: POSCO, Thyssen Krupp AG, Hanwa Co.Ltd, SMS Siemag и др., проводятся работы по модернизации действующих заводов в Боливии (Comibol) и Италии (Portovezme, Forni Engineering).

Ученые Центра не останавливаются на достигнутом, и активно работают в других инновационных направлениях. В ходе решения задачи по созданию альтернативных источников энергии разработана технология получения для

элементов солнечных батарей чистого кремния из возобновляемого растительного сырья – отходов переработки риса; проводится работа по запуску серийного производства ветроэлектростанций.

Авторитет и международное признание достижений Национального центра неоднократно служило основой для выбора РГП «НЦ КПМС РК» в качестве организатора различных научных форумов, в их числе Международный симпозиум по планированию горных работ и выбору оборудования MPES2011, Всемирный конгресс ферросплавщиков INFACON XIII.

Национальный центр выступает учредителем и издает научно-технический журнал «Промышленность Казахстана»; выпускает сборник трудов ИГД им. Д. А. Кунаева «Научно-техническое обеспечение горного производства» и сборник научных трудов ВНИИцветмета. ТОО «Научно-производственное предприятие «Интеррин» при участии Института горного дела им. Д. А. Кунаева выпускает ежемесячный научно-технический и производственный журнал «Горный журнал Казахстана».

По данным Национального бизнес-рейтинга, по результатам статистического ранжирования хозяйствующих субъектов по совокупности показателей их финансово-экономической деятельности за период 2011-2012 гг. Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья признан «Лидером Казахстана 2013» и занимает 7 место в ТОП-25 предприятий-лидеров Республики Казахстан.

Национальный центр ставит перед собой цель стать отраслевым центром передовых технологий для ГМК; интегрироваться в международную инновационную среду, обеспечив повышение уровня конкурентоспособности отечественной науки и экономики и вхождение Казахстана в число мировых лидеров.

Материальная база и кадровый потенциал РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» позволяют успешно решать научные и практические задачи. Более эффективная координация научных исследований внутри РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» позволит в полной мере использовать весь его потенциал для проведения научных исследований, создания наукоемких технологий добычи и комплексной переработки минерального сырья и получения конкурентоспособной продукции.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Электронный ресурс <http://cmrp.kz>
- 2 Ю.И. Мальченко. Институту горного дела им. Д.А. Кунаева 60 лет. – Алматы.: ОО «OST-XXI век», 2004. – 200 с.
- 3 Электронный ресурс <http://vcm.ukg.kz>
- 4 Толымбеков М.Ж. Химико-металлургический институт: история, достижения и перспективы (Пленарный доклад к 100-летию юбилею первого директора Химико-металлургического института Азербайева Ирдана Нигметовича) // Химический журнал Казахстана. - 2012. Специальный выпуск (38) - С. 21-28.

Әбдуғалиева Г.Ю., Шәкіртова Р.К.

АҚЖАЛ КЕНОРНЫНЫҢ ОРТАЛЫҚ КАРЬЕР БЕТКЕЙІНІҢ ОРНЫҚТЫЛЫҒЫН БАҒАЛАУ

Түінді сөздер: *Карьер беткейінің орнықтылығы, беткей қиябетінің бұрышы, тұрақтылық қорының коэффициенті.*

Ключевые слова: *Устойчивость борта карьера, угол откоса борта, коэффициент запаса устойчивости.*

Keywords: *Pit edge stability, angle of the highwall slope, stability coefficient.*

ЖЭМ-да карьер беткейінің орнықтылығын бағалау үшін тау-кен жыныстары сілемінің жарықшақтануын және карьер кертпеші мен беткейінің конструктивтік конфигурациясын ескере отырып, олардың тұрақтылығын бағалауға мүмкіндік беретін алгоритмдер жасалды. Олардың негізінде «NOVA-Цинк» ЖШС-нің Ақжал кенорнының Орталық карьерінің беткей орнықтылығы бағаланды. Есептеу нәтижелері барлық қималарда карьердің беткей қиябетінің бұрыштары рұқсат етілген мәннен төмен, яғни, беткей маңы сілемінің орнықтылығының қанағаттанарлық екенін көрсетті.

Для оценки устойчивости карьерных откосов на ПЭВМ разработаны алгоритмы, которые позволяют оценивать устойчивость уступов и бортов карьера по коэффициенту запаса с учетом их конструктивной конфигурации и трещиноватости породного массива. На их основе была проведена оценка устойчивости бортов Центрального карьера Акжалского месторождения ТОО «NOVA-Цинк». Результаты расчета показывают, что по всем профилям углы откоса бортов карьера меньше допустимых, что свидетельствует о достаточной устойчивости прибортового массива.

In order to assess the pit slopes stability on PC the algorithms have been developed, which allow to assess stability of the pit slopes and edges by the stability coefficient taking into account their structural configuration and rock mass cleavage. On their basis the Central pit edge stability assessment of the Akzhal deposit has been carried out by «NOVA-Zinc» LLC. The calculation results show that across all profiles the angles of the pit edge slopes are less than the acceptable angles, which indicates the sufficient stability of the near edge mass.

Карьер беткейінің орнықтылығы кен-геологиялық, гидрогеологиялық және технологиялық жағдайлардың кешенімен анықталады. Олардың ішінде беткей орнықтылығына елеулі әсер ететін жағдайлар мыналар: тау-кен жыныстарының беріктігі, қабаттылығы және жарықшақтануы, олардың сусымалылығын тудыратын тозуға, ісінуге бейімділігі, сондай-ақ, гидрогеологиялық жағдайлар – тектоникалық бұзылулар мен сілемнің беткей жыныстарының сулылығы, жерасты суларының деңгейі [1].

ЖЭМ-сында карьер қиябетінің орнықтылығын бағалау мәселесін шешу үшін ұзақ жылдық ғылыми-зерттеу жұмыстары негізінде алгоритмдер мен бағдарламалар жасалды.

Бұл алгоритмдер мен бағдарламалар бұрын қолданылатын типтік схемалардан өзгеше және жұмыс уақыты шығынын азайтып, есептеулердің сенімділігін арттыруға мүмкіндік береді. Алынған бағдарламалар кертпеш, кертпеш тобы және карьер беткейінің орнықтылығын олардың конструктивті конфигурациясын және тау-кен жыныстары сілеміндегі әр түрлі бұзылуларды (тектоникалық жарықшақтар, қабаттылық, осал байланыстар) ескере отырып, нақты алынған қор коэффициенті бойынша бағалайды.

Жасалған компьютерлік технологияны қолданып, «NOVA-Цинк» ЖШС Ақжол кенорны Орталық карьеріндегі беткейлердің орнықтылығын бағалау жүргізілді.

Ақжол кенорнының жанас жыныстары бор сілемінен, сирек жағдайда, сканерленген және мүйізделген борлардан, диориттер мен диабазды порфириттерден тұрады. Тау-кен жыныстары мен кеннің М.Протодьяконов шкаласы бойынша қаттылық коэффициенті 6 мен 20 аралығын құрайды. Сканерленген борлардың тұрақтылық коэффициенті ең жоғарғы, 15-20-ға тең. Массивті және қабатты борлардың тұрақтылық коэффициенті 7-13 сипатталады. Баланстық сульфидті кеннің көлемдік салмағы 3 т/м^3 , ал баланстық емес кен – $2,7 \text{ т/м}^3$, аралас кен – $2,5 \text{ т/м}^3$, жанас жыныстар – $2,6-2,7 \text{ т/м}^3$. Кеннің сулылығы 0,87%, қопсу коэффициенті 1,5, кендегі бос кремниземнің құрамы 2,3% құрайды. Сілемдегі байланысулар C_m : порфириттер – 6,22 МПа, массивті борлар – 4,64 МПа. Ішкі үйкеліс бұрышы ρ_m : порфириттер үшін – 22° , массивті борлар үшін – 23° . Беткейлік сілем жыныстарында жарықшақтанудың таралуын зерттеу жарықшақтардың тікқұлау жүйесінің көп орын алатынын көрсетті. Тектоникалық бұзылулар мен уатылу аймақтарының көпшілігінің құлау бұрышы $\delta = 70^\circ$.

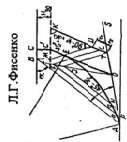
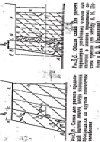
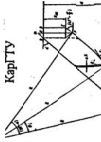
Кенорнының тиімді және рентабельді игерілуін қамтамасыз ету үшін қор контуры жиектеліп, карьердің соңғы контурларында, жобадан өзгеше, реконструкциялау жүргізілген. Сол себепті, тек кен денелерінің жатыс жағдайлары ескеріліп, максимал пайда табу үшін салынған карьер беткейі мен кертпештерінің параметрлерін нақтылау қажеттігі туындады.

Карьердің соңғы контурларын анықтағанда, бұрын жасалған жобада Орталық учаске қорын игеруде карьер контурына енгізілмеген, Орталық карьердің X-X +22-22 профиль аралығындағы шығыс бөліктерін игеру қажеттігі көзделген.

Кен-геологиялық сараптау және Қ.И. Сәтпаев ат. ҚазҰТУ мен «ТЖ бойынша ӨЗО» (Алматы қ.) бірлесіп жасаған, «Ақжол карьері беткейінің орнықтылығын $57^\circ-58^\circ$ -тағы карьер беткейінің бұрышында бағалау» жұмыстарының ұсыныстары негізінде, тау-кен жыныстарының аршу көлемін 8 млн. м^3 -ке дейін азайтуға және 12,064 млн.т. баланстық кенді игеруге мүмкіндік беретін, карьер контурының жаңа нұсқасы қабылданды.

Кертпеш қиябеті бұрышының рұқсат етілген шамасында, жанас жыныстардың физика-механикалық қасиеттері бойынша карьер алабының аймақталуын және де тасымалдау торының даму схемасын ескере, орталық карьер беткейі шектік жағдайда қайта салынды.

1 кесте - Ақжал кенорнының Орталық қарьер беткейінің орнықтылығын есептеу

Есептеу схемасы	Профил-дер	Тау-кен жыныстарының есептеу сипаттамалары					Беткей қиябет бұрышы α, град	Осал бет. келбеу бұрышы δ, град	Н _з , м	Орнықтылық қоры коэф. η _{yc}	Есептеу формулалары
		сілемде		Жарықшақ б-ша		C _p , ρ _p					
		γ _r , т/м ³	C _m ¹ , т/м ²	ρ _m	C _p ¹						
		γ _r , т/м ³	C _m ¹ , т/м ²	ρ _m							
	Юг Б-IX	2,68	55,8	22,5	-	-	65	70	60	1,46	$\eta_{yc} = \frac{tg\rho_m \cdot \sum N_i + C_m \cdot L_i}{\sum T_i}$ $N = P \cdot \cos\theta$ $T = P \cdot \sin\theta$
	Юг III-VI	2,70	60,2	22,5	-	-	70	70	90	1,79	
	Юг Б-IX	2,70	60,2	22,5	-	-	75	70	120	2,34	
	С М-22	2,70	60,2	22,5	-	-	75	70	30	1,25	
	Генер. Б-IX	2,70	60,2	22,5	-	-	60	70	340	3,09	
	Юг Б-IX	2,68	55,8	22,5	18,6	20	65	70	60	1,35	$\eta_{yc} = \frac{E \cdot \sin\theta(ctg\theta + tg\rho_1) + C_p \cdot L_p}{P \cdot \cos\delta(tg\delta + tg\rho_p)}$ $E = tg\rho_m \cdot \sum N_i + C_m \cdot L_i$
	Юг Б-IX	2,70	60,2	22,5	19	20	70	70	90	1,23	
	Юг Б-IX	2,70	60,2	22,5	19	20	75	70	190	1,15	
	Юг Б-IX	2,68	55,8	22,5	18,6	20	60	70	30	2,74	$\eta_{yc} = K_1 \cdot \frac{(H_1 - A_1) \cdot (H_1 + B_1)}{(H_1 - A_2) \cdot (H_1 + B_2)}$
	Юг I	2,68	55,8	22,5	18,6	20	65	70	60	1,21	
	Юг Б-IX	2,70	60,2	22,5	32,1	20	70	70	90	1,70	
	С М-22	2,70	60,2	22,5	-	-	75	70	190	1,50	
	Юг Б-IX	2,70	60,2	22,5	-	-	75	70	190	1,58	

Ақжал кенорнының Орталық карьер беткейінің орнықтылығын бағалау үш схема бойынша жүргізілді [2, 3] (1 кесте). 1 кестеде Ақжал кенорнының Орталық карьер беткейінің орнықтылығын есептеу нәтижелері берілген. [1] әдістемеге сәйкес карьерді толық игеру жағдайындағы Орталық карьер беткейі қиябетінің бұрыштары есептелді. Есептеу нәтижелері 2 кестеде берілген.

2 кесте – Орталық карьердің беткей қиябетінің бұрыштары

Про-филь	Карьер беткейінің проекциясы, м	Биіктік белгілері		Тереңдік, м	Беткей қиябетінің бұрыш-тары, град
		табан	жер беті		
Солтүстік беткей					
У	208,98	505	640	135	32,9
Р	194,89	465	640	175	41,9
О	226,61	445	640	195	40,7
Л	227,76	395	625	230	45,3
Л	32,13	625	640	15	25,0
Е	297,75	315	625	310	46,2
А	349,72	315	640	325	42,9
І	313,09	345	640	295	43,3
IV	268,04	385	640	255	43,6
VI	272,19	385	640	255	43,1
VIII ^А	254,28	475	640	165	33,0
XIII ^А	193,02	475	640	165	40,5
6	178,48	500	640	140	38,1
14	86,43	535	640	105	50,5
Оңтүстік беткей					
16	72,75	535	640	105	55,3
10	105,27	505	640	135	52,1
4	119,94	505	625	120	45,0
15А	122,28	475	625	150	50,8
X	229,17	465	640	175	37,4
VA	309,09	385	650	265	40,6
I	383,47	345	650	305	38,5
Д	332,58	315	645	330	44,8
Ж	309,86	315	645	330	46,8
Н	255,44	445	645	200	38,1
С	202,33	465	645	180	41,7
У	199,62	505	645	140	35,0
13А	67,88	595	640	45	33,5

Шектік жағдайларда есептелген карьердің беткей бұрыштарының мәндерін сараптау, барлық профиль бойынша карьердің беткей қиябеті бұрыштарының рұқсат етілген мәннен төмен екенін көрсетеді, демек, қарастырылған қималардағы орнықтылық қоры коэффициенті жоғары. Бұл беткейлік сілемнің орнықтылығын дәлелдейді. Сол себепті карьердің беткей қиябетінің басты бұрышы оларды жою кезінде 41° - 47° аралығында қабылданды.

Әдебиеттер

1 Методические указания по определению углов наклона бортов откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров.-Л.: ВНИМИ, 1972.

2 Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов - М.:Недра, 1965.

3 Нурпеисова М.Б. Проект наблюдательной станции, закладываемой на Ақжалском карьере. -Алматы: КазНТУ, 2001.

Қабетенов Т, Әбдуғалиева Г. Ю.

КҮРДЕЛІ КЕН-ГЕОЛОГИЯЛЫҚ ЖАҒДАЙЛАРДА КЕНДІ УАТУ ПАРАМЕТРЛЕРІН ОҢТАЙЛАСТЫРУ

Түінді сөздер: Кенді уату, тарамды ұңғымалар, ұңғыманың диаметрі мен ұзындығы, қысқа қарысу сызығы

Ключевые слова: Отбойка руды, веерные скважины, диаметр и длина скважины, линия наименьшего сопротивления.

Keywords: Ore breaking, ring holes, diameter and length of the hole, line of least resistance.

Бұл жұмыста пайдалы қазбаларды игерудің қажетті тиімділігін және жоғалымдарды төмендетуді қамтамасыз ету мақсатында, күрделі кен-геологиялық жағдайларда жерасты тау-кен жұмыстарын тиімді жоспарлауға мүмкіндік беретін, уатудың тиімді параметрлерін, атап айтқанда, тарамды ұңғымалардың диаметрін анықтау және оның шамасына сәйкес бұрғылау жабдығын таңдау әдістемесі ұсынылады.

В данной работе в целях обеспечения необходимой рентабельности добычи полезных ископаемых и снижения потерь предлагается методика определения параметров отбойки руд, в частности, диаметра веерных скважин, а затем по нему выбор бурового оборудования, которая позволяет рационально планировать подземные горные работы в сложных горно-геологических условиях.

In order to ensure the required profitability of minerals excavation and losses decrease the present work proposes the method of determining ore breaking parameters, particularly, diameter of ring holes, and further, according to them, the selection of the drilling equipment, which allows to efficiently plan the underground mining works in complex mining-geological conditions.

Тау-кен өндірісінде пайдалы қазбаларды қазу жұмыстарын жоспарлау кенорнының тау-кен-геологиялық және кентехникалық жағдайларына байланысты қабылданған қазу технологиясы мен қолданыстағы техникаға сәйкес жүргізіледі. Сонымен қатар, жерасты кеніштері белгілі техника мен технологияны қолдана отырып, көп жағдайда модернизациялау мақсатында жаңа техника мен технологияны қолдануға көшеді.

Демек, пайдалы қазбаларды игерудің тиімділігін арттыру үшін, оларды қазудың прогрессивті технологиясын ескере отырып, жерасты тау-кен жұмыстарын жоспарлау және өнімділігі жоғары техниканы таңдау қазіргі жағдайларда өзекті мәселелердің бірі болып табылады.

Кеніштерде, көп жағдайларда, пайдалы қазбаларды өндірудің өнімділігі жоғары және өзіндік құны төмен болатын қалың кен денелері қазылады, ал өнімділігі төмен, өзіндік құны жоғары болатын жұқа кен денелері кенорнын игерудің соңғы кезеңдеріне қалдырылады. Қалдырылған жұқа кен денелері үлкен жоғалымдарға әкеп соғады, себебі оларды игеру тиімділігі төмен болғандықтан, пайдалы қазбалардың тиімсіз жұқа кен денелері мүлде

игерілмей, жер астында қалып қояды. Мұндай жағдайлар «Ачполиметалл» АҚ Мырғалымсай және Глубокий кеніштерінде орын алды. Кен өндіру тиімділігінің төмендеу салдарынан, миллиондаған тоннамен есептелетін қор бар болса да, кеніштер жабылды.

Айтылған мәліметтер негізінде мынадай тұжырымдама жасауға болады: тиімділігі әр түрлі кен денелерін, нарық сұранысын ескере отырып, тиімділігін нақтыланған шамадан жоғарылатпай, алдын ала жасалған кесте бойынша игеру қажет. Ал кейбір қолайлы жағдайларда, кенорнындағы қорды толық игеруді қамтамасыз ету үшін, кенорны бойынша қабылданған тиімділікті ескере отырып, тиімсіз кен денелерін қазу арқылы өндіріс көлемін жоғарылатуға болады.

Кей жағдайларда техника мен технологияның қажетті бағытта жеткіліксіз дәрежеде дамуы салдарынан немесе мониторингтің толық жүргізілмеуінен пайдалы қазбаларды қалыңдықтары, құлау бұрышы, тау-кен жыныстарының қаттылығы әр түрлі болатын күрделі кен-геологиялық және кентехникалық жағдайларда игеру қиындай түседі де, кеннің жоғалымы 20-30% -ға дейін жетеді.

Бұған қарастырылған көптеген еңбектер дәлел бола алады [1]. жұмысында ұңғымалы уатудың параметрлерін есептеу әдістемелері сарапталып, тарамды ұңғымалардың қысқа қарысу сызығын (ҚҚС) анықтау үшін мынадай формула ұсынылады:

$$W = \sqrt{\frac{\pi \cdot d^2 \cdot \rho \cdot e}{4 \cdot q_0 \cdot \gamma \cdot m}}, \text{ м}, \quad (1)$$

мұндағы d - ұңғыма диаметрі, м;

e - жарылғыш заттардың қатысты жұмыс қабілеттілік коэффициенті;

ρ – жарылғыш заттардың тығыздығы, т/м³;

m – ұңғыма зарядтарының жақындасу коэффициенті;

q_0 – жарылғыш заттардың уатуға кеткен үлес шығыны, кг/т;

γ – кеннің тығыздығы, т/м³;

$$q_0 = ((0,8 - q_b) k_f k_\gamma k_c k_d) / e,$$

мұндағы q_b - екінші қайтара уатуға кеткен жарылғыш заттардың берілген шығыны, кг/т;

k_f, k_d, k_γ, k_c – қаттылықтың, диаметрдің, тығыздықтың, сапашартты кен кесектерінің әсерлерін ескеретін коэффициенттер.

Легостаев Е.Г. және басқа да авторлар мәліметтерді статистикалық өңдеу негізінде ҚҚС есептеудің формуласын алды [2]:

$$W = k^1 \frac{90}{\sqrt{f}} \sqrt{\frac{e}{e_{3m} \cdot m}} \cdot d_{скг}, \text{М}, \quad (2)$$

мұндағы k^1 – Протодьяконов М.М. шкаласы бойынша тау-кен жыныстарының тығыздығы;

e_{3m} , e – эталондық және қолданыстағы жарылғыш заттар энергиясының көлемдік концентрациясы, ккал/см³;

$d_{скг}$ – ұңғыма диаметрі, м;

m – зарядтардың жақындасу коэффициенті;

k^1 – тау-кен сілемінің жарықшақтылығын ескеретін коэффициент.

[3] жұмысында ұңғымалардың жақындасу коэффициентінің қолайлы мәні ретінде, тікбұрышты орналасу кезінде ($1 \div 1,2$) ал шахматты орналасуда – ($2,5 \div 3,5$) алынған. Бірден жарылатын параллель немесе тарамды зарядтар қатарымен кенді уатуда ҚҚС шамасын мына формуламен анықтауды ұсынады:

$$W_b = 4 \cdot k \cdot d \cdot \left(\frac{A \cdot \rho}{f} \right)^j, \text{М}, \quad (3)$$

мұндағы k – зарядтың түпкі бөлігінде ұңғыманың қысылуын көрсететін коэффициент, бірлік;

d – ұңғыма диаметрі, м;

A – жарылғыш заттар жарылысының толық идеалды жұмысы, кал/кг;

ρ – заряд тығыздығы, г/см³;

j – зарядтардың әсер ету дәрежесін ескеретін көрсеткіш, бірлік.

[4] еңбекте ҚҚС 1,0 до 10,0 м аралығында өзгереді және көптеген тау-кен жыныстары үшін осы шама қолданылады. Кертпешті жарылыс кезіндегі есептеулер негізіне Лангефорс формуласы қабылданған:

$$B_{\text{макс}} = \frac{d}{33} \sqrt{\frac{p \cdot s}{c \cdot f \cdot (S/B)}}, \text{М}, \quad (4)$$

мұндағы $B_{\text{макс}}$ – ҚҚС максимал шамасы, м;

d – жарылыс ұңғымасының түпкі бөлігінің диаметрі, мм;

p – зарядтау тығыздығы, кг/литр;

s – жарылғыш заттардың қатысты энергиясы, (Эмулит 150=0,95);

c – жыныстардың эталондық жарылғыштығы, кг/м³;

f – ылді дәрежесі, тік ұңғымалар үшін — 1,0 және ылдильығы 3:1 ұңғымалар үшін — 0,95;

S/B – зарядтардың арақашықтығының ҚҚС-ке қатынасы.

[5] еңбекте ҚҚС анықтау формуласы төмендегідей берілген:

$$W = 11 \cdot d \cdot \varepsilon \cdot \sqrt{\frac{3 \cdot k \cdot d_k}{f \cdot (k_1 - k_2 \cdot d_k)}}, m, \quad (5)$$

мұндағы d — ұңғыма диаметрі, м;

ε — жарылғыш заттар қуатының қатысты көрсеткіші;

k — ұсақ кесектердің шығуы, %;

k_1, k_2 тұрақты коэффициенттер, 0,3 және 0,39 мәндеріне тең;

f — Протодеяконов М.М. шкаласы бойынша кен қаттылығының коэффициенті;

d_k — сапашартты кесектің мөлшері.

Сараптау нәтижесі қарастырылған формулалардың бірдей кемшіліктермен сипатталатынын көрсетеді. Біріншіден, ҚҚС есептеуде тарамдағы ұңғымалардың ұзындығы ескерілмейді. Өндірістік тәжірибелер тарамдағы ұңғыма ұзындығы өзгергенде ҚҚС тұрақты болмайтынын көрсетеді. Екіншіден, ұсынылған әдістемелермен тарамды ұңғымалардың диаметрін анықтау қиын, себебі әр түрлі кен-геологиялық және кентехникалық жағдайларда ұңғыманың кез келген диаметрін қолдану ұсынылады. Бұндай жағдай өндірісте мүмкін емес және де ұңғыма диаметрін кеніштердің белгілі тәжірибелеріне сүйеніп анықтау ұсынылады.

Аталған мәліметтер негізінде, осы бағытта зерттеулер жүргізіліп, детонациялық қысымнан туындайтын соққы толқындарының әсерінен бұзылатын ортада жарықшақтану процесінің басталу уақытын және зарядтық қуыста газ кеңеюінің басталу уақытын ескере отырып, ұңғыманың ұзындығы мен диаметрі арасындағы тура байланыс нақтыланды [6]:

$$d_c = \frac{l_{эф}}{100}, m \quad (6)$$

мұндағы $l_{эф}$ — ұңғыманың тиімді ұзындығы, м;

d_c — ұңғыманың диаметрі, м.

Сондай-ақ, тарамды ұңғымалар мен тазарту камерасы қимасы ауданының арасында төмендегідей байланыс алынды:

$$d_c = 0,005 \sqrt{S_k}, m^2 \quad (7)$$

мұндағы S_k — тазарту камерасы қимасының ауданы, м².

(6) және (7) формулаларынан тазарту камерасы қимасының ауданы кішірейгенде тарамды комплектінің ұңғымаларының диаметрі де кішірейетінін көруге болады. Сондықтан тау-кен жыныстары сілемін уату және екінші рет ұсақтауға кететін жарылғыш заттардың үлес шығынының көбеюін болдырмау үшін диаметрді есептеу қажет.

Мысалы, егер кен денесінің қалыңдығын 10-15м-ден 3,0м-ге дейін азайтқанда [1, 2, 3, 4, 5] әдістемелерімен орындалған есептеулер жарамсыз болып табылады. [1, 2, 3, 4, 5] берілген формулалар, төмендегі шарт орындалатын, жеке жайдайларда ғана қолданылады:

$$l_{эф} \leq l_c, м \quad (8)$$

мұндағы l_c — тарамды комплекті ұңғымаларының орташа ұзындығы, м;
 $l_{эф}$ - ұңғыманың орташа тиімді ұзындығы, м.

Өзгергіш кен-геологиялық және кентехникалық жағдайларда ұңғымалық зарядтардың ҚҚС анықтау үшін жүргізілген зерттеулер негізінде мына байланыс алынды [7]:

$$W_e = W_{cm} \left(1 + 1,32 \log \frac{l_c}{l_{эф}} \right), м \quad (9)$$

мұндағы W_{cm} - ҚҚС стандарттық шамасы, белгілі формуламен анықталады:

$$W_{cm} = C \cdot d, м \quad (10)$$

$$C = 20 + 56 \cdot e^{-0,2 \cdot f},$$

мұндағы f — Протождьяконов М.М. шкаласы бойынша тау-кен жыныстары қаттылығының коэффициенті, $8 \leq f \leq 18$;

l_c — тарамды комплекті ұңғымаларының орташа ұзындығы, м;

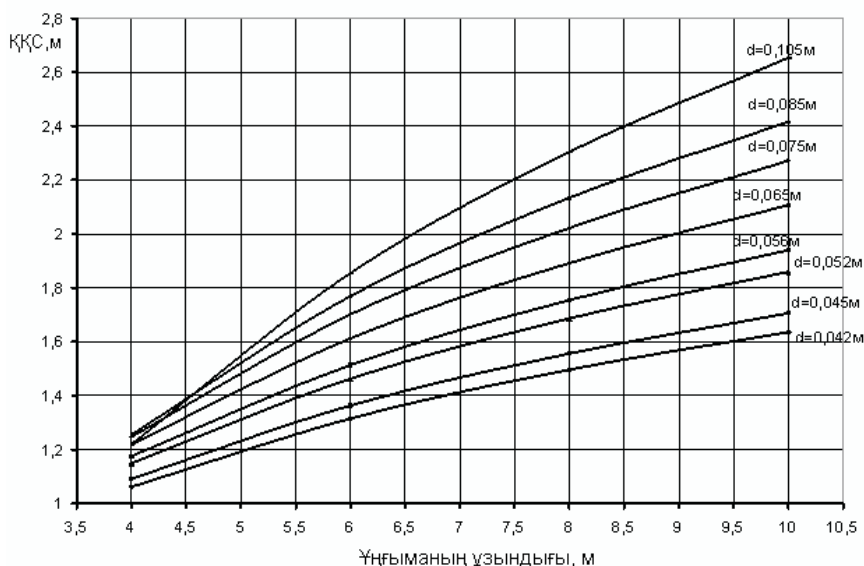
$l_{эф}$ - ұңғыманың тиімді ұзындығы.

$$l_{эф} = d_c \cdot 100, м. \quad (11)$$

Кеніштердің тәжірибелері, егер тарамдағы ұңғымалардың орташа ұзындығын немесе тазарту камерасы қимасының ауданын ескермесек, онда кен денелері қалыңдығының 10-15м-ден 3,0м-ге азайған кезде пайдалы қазбалар жоғалымының 20-30%-ға жететінін көрсетеді.

Суретте тарамды ұңғымалар ұзындығы мен диаметрінің әр түрлі шамаларындағы ҚҚС тиімді мәндері көрсетілген.

Әр түрлі кен-геологиялық және кентехникалық жағдайларында уатудың тиімді параметрлерін және оларға сәйкес жабдықты таңдау қажеттігін суреттен көруге болады. Қарастырылып отырған жағдайда, алдымен тарамды ұңғымалардың диаметрін анықтап, содан кейін оған сәйкес бұрғылау жабдығын таңдау қажет.



Сурет – тарамды ұңғымалардың әр түрлі ұзындықтары мен диаметрлеріндегі ККС тиімді мәндері

Әдебиеттер

- 1 Ерофеев И.Е. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. – Москва, 1983. – 271 с.
- 2 Легостаев Е.Г., Соколов Б.А., Брыгин Ю.П. О расчете параметров БВР при применении веерных скважин. В кн.: Совершенствование взрывных работ. Взрывное дело, 1977, 78/35, – С. 56-58.
- 3 Бейсебаев А.М., Долгов А.С. и др. Определение параметров буровзрывных работ, обеспечивающих повышенный выход горной массы на подземных рудниках при скважинной отбойке. – Алма-Ата, 1983, КАЗНИИНТИ.
- 4 Стиг Олофссон. Прикладная технология взрывной отбойки для строительства и горной промышленности. – Под редакцией докт. техн. наук. Р. Б. Юна. Жезказган, 2003. – 279 с.
- 5 Дубынин Н.Г., Рябенко Е.П. Отбойка руды зарядами скважин различного диаметра. – Новосибирск: Наука, 1972. – 134 с.
- 6 Кабетенов Т. Определение эффективной глубины и диаметра скважин при отбойке горной массы. // Комплексное использование минерального сырья. 1991. №2. – С. 9-15.
- 7 Т. Кабетенов. Рациональные параметры скважинной отбойки при отработке маломощных рудных залежей Миргалимсайского месторождения. // Комплексное использование минерального сырья. 1990. №3. – С. 5-8.

Чабдарова Ю.И., Шамганова Л.С, Джапаев С.К., Алишева Ж.Н.

К МЕТОДИКЕ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ КОНСТРУКТИВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ДЛЯ НАКЛОННЫХ ЗАЛЕЖЕЙ

Түйінді сөздер: Камерааралық кентіректер, тосқауыл кентіректер, камерааралық-діңгекті жүйенің конструкциялары, көлбеу шоғырлар.

Ключевые слова: Междуканнерные целики, барьерные целики, конструкция каннерно-столбовой системы, наклонные залежи.

Key words: Interchamber pillars, barrier pillars, chamber-pillar design systems, inclined deposits.

Камерааралық-діңгекті қазу жүйесі варианттарына қолданылатын параметрлерді есептеудің сұлбасы мен алгоритмі, қазу жүйесі конструктивтік элементтері параметрлері өлшемінің кен-геологиялық және кен техникалық жағдайларға тәуелділік заңдылықтары келтірілген.

Приведены схемы и алгоритм расчета параметров к применяемым вариантам каннерно-столбовой системы разработки, закономерности зависимости размеров параметров конструктивных элементов системы разработки от горно-геологических и горнотехнических условий.

The schemes and algorithm of calculation parameters are provided to applied options chamber-pillar systems of development, regularity of parameters sizes dependence constructive elements of development system from mining-geological and mining conditions.

Для разработки наклонных залежей мощностью более 5,0 м на Жезказганском месторождении предусмотрены варианты каннерно-столбовой системы, модифицированные к измененным условиям.

При выборе варианта системы необходимо знать: особенности варианта системы, тип и морфологию залежи: изолированная или перекрывающаяся залежи, количество перекрытий, мощность и состав междупластия, угол наклона залежей, мощность залежи, породный состав кровли и почвы, форму междуканнерных целиков (МКЦ), наличие барьерных целиков (БЦ), застроенность поверхности.

Анализ проектных данных по рудникам показал, что существенное влияние на адаптацию каннерно-столбовой системы оказывает мощность, угол падения залежей и применение самоходного оборудования. Мощность ограничивает область применения каннерно-столбовой системы до 18,0 м, угол наклона залежей обуславливает схему заложения и пространственное размещение очистных и подготовительно-нарезных выработок в пределах выемочной панели, расположение очистных камер по простиранию, для использования самоходного оборудования следует учитывать специфику формирования контуров очистного пространства, в результате чего МКЦ приобретают форму целиков с разновысокими стенками h_1 и h_2 вкрест простирания залежи.

Нами рассмотрены основные варианты конструкций каннерно-столбовой системы для залежей с углами наклона 25° - 35° мощностью до 18,0 м:

- для участков наклонных залежей мощностью 5÷6 м - *вариант камерно-столбовой системы с расположением камер по простиранию*. Камеры отрабатываются двумя забоями одного направления в каждой камере, что позволяет уменьшить объемы прихвата пород почвы залежи (рисунок 1);

- для обширных наклонных участков большой протяженности по простиранию - панельно-столбовая система с подготовкой диагональной транспортно-вентиляционной выработкой, соединяющей несколько очистных панелей или блоков;

- на участках залежей, протяженность которых по простиранию будет недостаточной для преодоления разницы в высотных отметках транспортного и вентиляционным штреками при заданном уклоне $i=0,1\div0,15$ - комбинация прямолинейных и спиральных участков этой выработки.

Подготовка панелей к очистным работам включает проведение вентиляционно-разрезных штреков. Ширина панелей ограничена расположением БЦ, расстояние между которыми - 150 м. Длина панели составляет 200÷300 м и ограничивается контурами рудных залежей. Сетка расположения МКЦ принята 22х22 м.

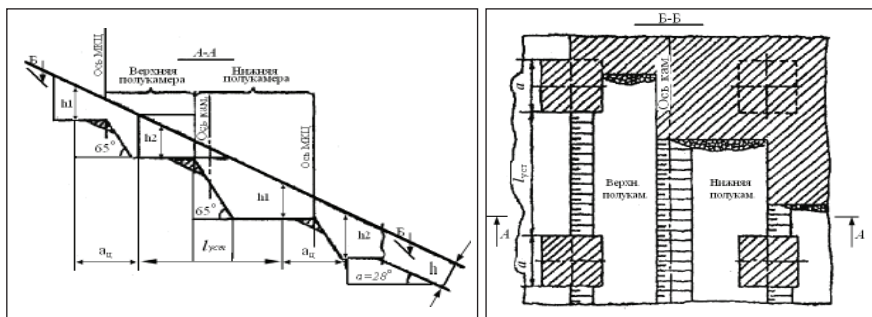


Рисунок 1 – Типовая технологическая схема отработки наклонной залежи средней мощности (очистные забои в камере при $\alpha \approx 30^\circ$).

Подрабатываемая толща пород при отработке участков наклонных залежей средней мощности видоизменяется различными вариантами камерно-столбовой системы поддерживается МКЦ, расположенными по определенной схеме, панельными (ПЦ) и БЦ, размещенными на границах очистных панелей обширных залежей или МКЦ и кромками залежей при их ограниченных размерах. При выборе технологии отработки наклонных залежей, кроме установления основных конструктивных элементов системы (ширины панели очистного пространства, пролетов очистных камер, сетки размещения целиков) требуется определение размеров междуканальных, панельных и барьерных целиков с учетом специфики морфологии наклонных залежей, сопутствующих геомеханических процессов, соблюдения технологических требований к оформлению элементов системы.

Исследования показали, что изменение угла наклона обуславливает необходимость изменения формы МКЦ и снижение их несущей способности по сравнению с пологопадающими залежами. Поэтому, при проектировании отработки наклонных участков залежей, следует дифференцированно подходить к расчету параметров целиков и их оформлению.

Нами выделено две группы залежей с углами падения $15 \leq \alpha < 25^\circ$ и $25 \leq \alpha \leq 35^\circ$ в пределах проектируемого шахтного поля: обычные и сложные. К обычным относятся изолированные и перекрывающиеся залежи с мощностью междупластия $h_m > 35$ м Анненского рудника, Акчий-Спасского района и других, представленные трещиноватым серым рудным песчаником ($k_{тр} = 0,63$), с прослоями красноцветов и кальция ($k_{пр} = 0,86$), в почве и кровле – серые безрудные песчаники ($k_k = 1$). К сложным относят наклонные изолированные, перекрывающиеся и сближенные залежи перечисленных выше рудников и районов, представленные трещиноватым серым рудным песчаником ($k_{тр} = 0,4$) с прослоями красноцветных пород и кальция ($k_{пр} = 0,8$), кровля или почва которых состоит из красноцветного комплекса пород ($k_k = 0,7$).

Так как сложные условия преобладают в указанных районах, поэтому в расчетах ориентировались на показатели второго варианта.

Форма междуканнерных целиков принимается столбчатая с вертикальной осью и сечением в виде квадрата со скошенными углами близкой к кругу, либо прямоугольника и при этом длинная сторона сечения, как правило, ориентирована вкост простирания рудной залежи. При формировании контуров очистного пространства на наклонных залежах форма целиков видоизменяется, приобретая разновысотность боковых стенок. Расчет МКЦ ведется с учетом усредненной высоты целика $h_{цр}$. Форма БЦ, ПЦ и РЦ принимается ленточной. Сетка МКЦ определяется исходя из размеров поперечного сечения МКЦ (d или a) и устойчивого пролета очистной камеры в свету: при квадратной сетке $l^2 = (l_{уст} + a)^2$ или $(l_{уст} + d)^2$, при прямоугольном сечении МКЦ – сетка определяется $l^2 = (l_{уст} + a) \cdot (l_{уст} + b)$.

Расчет размеров МКЦ производится исходя из основного уравнения прочности по допускаемым и разрушаемым нагрузкам или напряжениям [1] с учетом влияния статических и динамических факторов и разновысоких целиков за счет подрыва пород почвы.

Барьерные целики, в которых ширина превосходит высоту, находятся в объемном напряженном состоянии за счет формирования в средней его части «ядра», несущая способность которого повышена благодаря действию всесторонних сжимающих усилий, увеличивая несущую способность всего целика [2]. Это зависит от состояния контакта БЦ с вмещающими породами, но однозначно повышает несущую способность БЦ и его сопротивляемость разрушению и снижению влияния структурной нарушенности. Поэтому для БЦ коэффициент трещиноватости принимается как средняя величина $(0,5 + 0,63 + 0,81)/3 = 0,65$. В исключительных случаях при расположении БЦ у флексур принимать $K_{тр} = 0,5$, однако уменьшение $K_{тр} = 0,65$ до 0,5 в 1,3 увеличит размер БЦ на 14%.

Для расчетных операций по определению размеров целиков разработана программа «Расчет МКЦ и БЦ для наклонных участков залежей мощностью более 5,0 м» с учетом угла наклона, разновысотности МКЦ и изменения отдельных конструктивных элементов системы (рисунок 2).

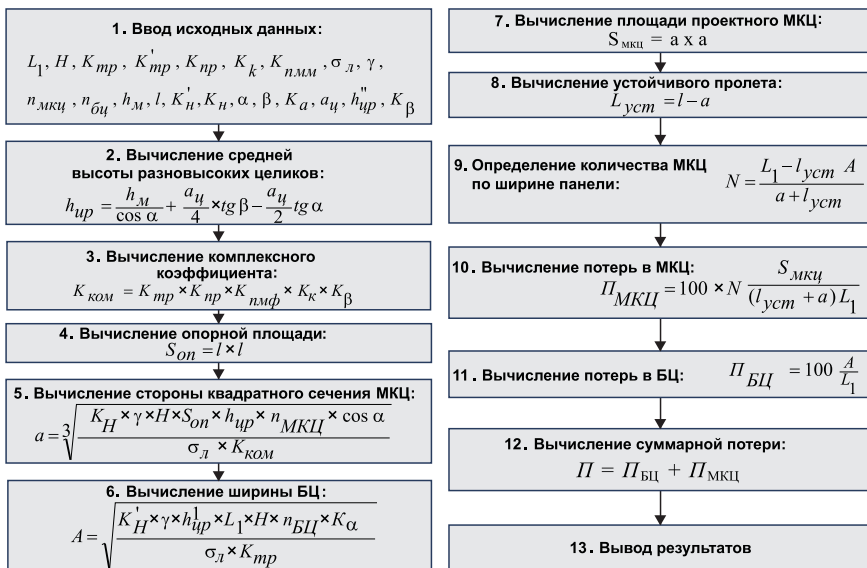
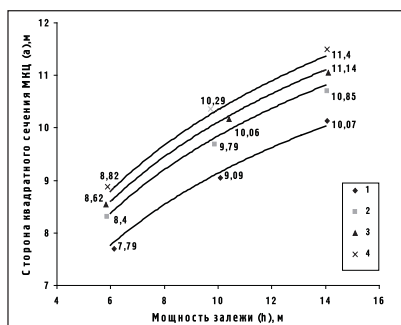
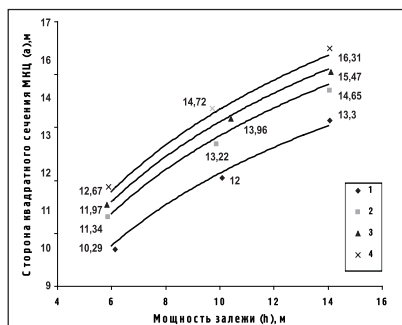


Рисунок 2 – Схема алгоритма программы «Расчет МКЦ и БЦ для наклонных участков залежей мощностью более 5,0 м»

а)



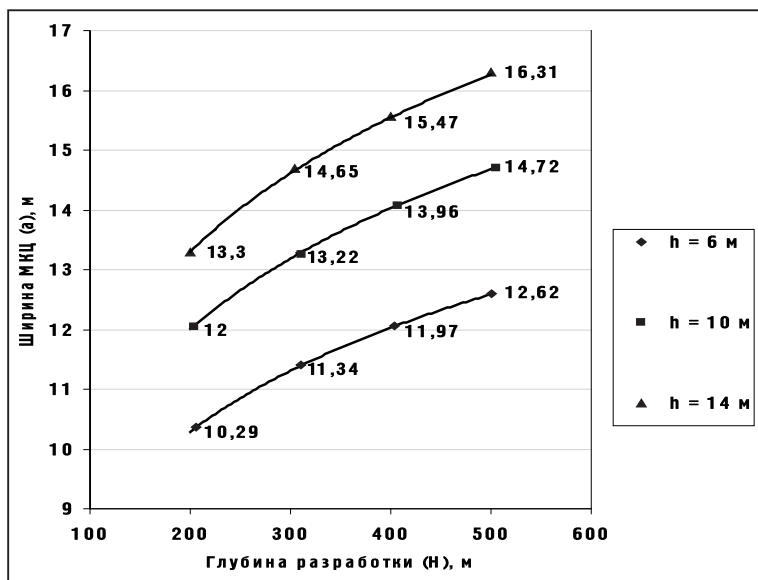
б)



1, 2, 3, 4 – соответственно для глубин (Н): 200, 300, 400 и 500 м.

Рисунок 3 – Изменение стороны квадратного сечения МКЦ $a=f(h)$ с ростом мощности залежи для глубины разработки $H=200 \div 500$ м и вмещающих пород – серый песчаник (а) и – красный песчаник (б), $\alpha=25^\circ$.

Аналогичная зависимость прослеживается при оценке влияния глубины разработки на параметры МКЦ. Увеличение глубины разработки в 2,5 раза приводит к росту ширины МКЦ в 1,13 и 1,22 раза соответственно для серого и красного песчаников (рисунок 4).



1, 2, 3 – соответственно для мощности залежи (h): 6, 10 и 14 м. Кровля – красный песчаник, $\alpha = 25^\circ$, $\ell = 22$ м.

Рисунок 4 – Увеличение стороны квадратного сечения МКЦ с ростом глубины разработки $a = f(H)$.

Полученные закономерности необходимо использовать при оценке факторов, влияющих на устойчивость целиков.

Литература

1 Временная инструкция по расчету целиков для пологопадающих залежей на глубинах более 400 м и наклонных залежей Жезказганского месторождения. Алматы-Жезказган – Корпорация «Казахмыс», ЖезказганНИПИцветмет, ИГД им. Д.А. Кунаева. - 1998. - 158 с.

2 Ильштейн А.М., Либерман Е.А. и др. Методы расчета целиков и потолочин камер рудных месторождений. - М.: Наука, 1964. -142 с.

Шевченко В.Г., Зайцев М.С.

СПОСОБ ВИЗУАЛЬНОГО КОНТРОЛЯ И ОПРЕДЕЛЕНИЯ СОСТОЯНИЯ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ ОБЪЕКТОВ

Түйінді сөздер: нысаналы бақылау тәсілі, кен массивінің ахуалы, шахталардағы қазба және техникалық құралдар, ақпараттың дұрыстығы мен оралымдылығын арттыру, еңбек қауіпсіздігі.

Ключевые слова: способ визуального контроля, состояние породного массива, выработка и технических средств на шахтах, повышение достоверности и оперативности информации, безопасность труда.

Keywords: method of visual control, the state of rock mass excavation and equipment in the mines, increasing the reliability and timeliness of information, safety.

Ақпараттың дұрыстығын, оралымдылығын, қабылданған шешімнің сенімділігін, кеншілердің еңбек қауіпсіздігін арттыру үшін кен массивін, қазбаларды, техникалық құрал-жабдықтарды, басқа кентехникалық нысандарды жедел бақылау тәсілі ұсынылған.

Предложен принципиально новый способ и устройство оперативного контроля состояния горного массива, выработка, технических средств и прочих горнотехнических объектов на шахтах и карьерах, с использованием современных средств микроэлектроники, для повышения достоверности, оперативности информации, надежности принимаемых решений и безопасности труда горняков.

A fundamentally new method and apparatus for operational monitoring of rock mass, workings, tools and other mining sites in mines and quarries, with the use of modern microelectronics, to improve the reliability, timeliness of information, the reliability of decision-making and safety of miners.

Актуальность разработки способов, бесконтактных оптоэлектронных устройств и средств измерения геометрических параметров горнотехнических объектов продиктована постоянным совершенствованием методов метрологии, предусматривающей измерение линейных и угловых величин, расчет соотношений между ними, измерение формы объектов и взаимного их расположения. Развитие оптических, оптоэлектронных, лазеросканирующих, мультискановых, телевизионных и видеосканирующих систем выводит на новый уровень решение перечисленных задач в рамках горного производства [1-4].

В Институте геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины проводятся работы по разработке методов и оборудования для видеоконтроля состояния внутренней поверхности скважин, устройств и информационных комплексов для использования в системе контроля производственного процесса на шахтах [5, 6]. На основании накопленного опыта таких работ, предлагается решение задачи повышения достоверности и оперативности информации посредством применения способа и устройства оперативного контроля состояния горного массива, выработка и технических средств на шахтах.

Определение состояния породного массива – это комплекс различных, зачастую, очень трудоемких и не всегда безопасных, технологий исследования. Большое число видов измерений параметров характеризующих состояние технологических процессов, машин и механизмов, чаще всего превышают возможности человека быстро и адекватно реагировать на их изменение. Разобщенность существующих систем исследований и способов измерений параметров нередко приводит к различным толкованиям результатов.

Авторами предлагается принципиально новый способ и устройство оперативного визуального контроля состояния горного массива, выработок, технических средств и прочих горнотехнических объектов на шахтах и карьерах.

Область применения способа и устройства – шахты и карьеры, ведущие разработку угольных, рудных и нерудных месторождений. Способ и устройство могут также быть адаптированы для применения на горно-обогатительных комбинатах. Цель разработки - создание принципиально нового способа и устройства оперативного контроля состояния горного массива, выработок и технических средств, с использованием современных средств микроэлектроники, для повышения достоверности, оперативности информации, надежности принимаемых решений и безопасности труда горняков. Назначение разработки – обеспечение оперативного контроля состояния горного массива, выработок и технических средств для прогнозирования и своевременного реагирования на изменение текущей обстановки при выполнении разного рода технологических процессов и операций. Задачи разработки включают: контроль состояния горного массива, горнотехнических объектов, оперативная регистрация и передача максимально достоверной информации об объектах, обеспечение безопасности ведения горных работ.

Устройство оперативного контроля состояния горнотехнических объектов включает: микрокомпьютер, обеспечивающий связь между отдельными блоками устройства, удобный интерфейс, оперативное ведение базы данных контролируемых объектов; блок видеорегистратора, имеющего собственную систему накопления видеоинформации, способную в требуемое время и нужном качестве вести запись, включающий регулируемые сменные объективы для обеспечения различного фокусного расстояния (угла захвата изображения или диагонального угла зрения); блок проектора; блок дальномера; блок питания, обеспечивающий непрерывную работу в течение требуемого времени.

Суть способа и работа устройства заключаются в следующем. Работник, в обязанности которого входит контроль за состоянием горного массива, выработок, оборудования, механизмов (технических средств) в «ключевых» точках стационарно устанавливает устройство. Затем, средствами интерфейса, выбирает соответствующий режим его работы. Включается блок дальномера, информация с которого, обрабатывается микрокомпьютером, который автоматически регулирует включение и угол развертки блока проектора. При этом, микрокомпьютер включает блок видеорегистратора, с помощью которого определяется степень освещенности исследуемого объекта и регулируется яркость проектора. При этом, проектор проецирует сплошной белый экран, а

блоком видеорегистрации производится фотографирование, а микрокомпьютером – сохранение в своей памяти новой фотографии. Затем выбирается предшествующая фотография исследуемого объекта из базы данных микрокомпьютера. Проекция «накладывается» на исследуемый объект и, одновременно с оценкой изменений исследуемого объекта рабочим, производится, снова, фотофиксирование.

Также, при подготовке и анализе фотографий специалистами в стационарных условиях возможно редактирование фотоснимков – использование линейки, прорисовка отметок критического состояния, наложение служебных пометок, например требования уточнения параметров оборудования и пр. Такие пометки существенно облегчают труд рабочего, использующего устройство для контроля, и работу специалистов, обрабатывающих и анализирующих полученную информацию об объекте.

На рисунке 1 представлена схема, иллюстрирующая принцип работы устройства. На рисунке 1а показано фото крепи, потолочины и защитной сетки. На рисунке 1б показан принцип наложения изображения, проецируемого устройством. При этом, меньшее изображение выбирается из памяти устройства, то есть предыдущей съемки. На рисунках 1в и 1г показаны варианты проецирования: полное изображение и изображение, содержащее прорисованные специалистами отметки критического состояния, сектора, линейка, служебные пометки.

Изложенный способ предполагает двойное его применение: в подземных условиях и на дневной поверхности. В подземных условиях работник оперативно реагирует на изменение обстановки в «ключевых» точках: это изменение контура выработки, формы забоя, положения крепи, искривления трубопроводов, появления притечек грунтовых вод, оценка вывалообразований и т.п. Также, изменение цвета, связанного с истиранием деталей и узлов оборудования, проскальзывания, проявления химических реакций (коррозия, ржавчина), ветшалости и т.п. На основании этих оперативных данных работник имеет возможность своевременно изменить ход технологического процесса или вовсе его приостановить для обеспечения безопасности и недопущения возникновения нештатной ситуации.

На дневной поверхности специалистами в стационарных условиях оцениваются полученные фотоснимки и делаются выводы об общем состоянии выработок, оборудования и механизмов, также производятся долговременные прогнозы на основании исследования динамики изменений параметров и свойств исследуемых объектов, выявленных в процессе контроля за их состоянием.

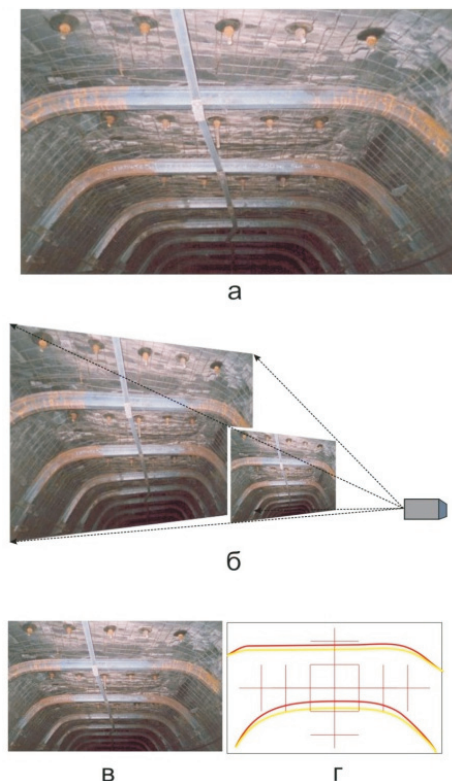


Рисунок 1 - Схема, иллюстрирующая принцип работы устройства

В процессе визуального бесконтактного контроля также вычисляются конкретные количественные параметры исследуемых объектов, например, объем и масса вывала и как, следствие, намечаются работы, необходимые для обеспечения безопасности и его ликвидации.

Также, при исследовании особо важных элементов выработок или узлов механизмов, авторами рекомендуется применять технологии, усиливающие качество и достоверность фото-видеоинформации, это - технологии окрашивания объектов.

Суть технологии окрашивания заключается в следующем. В местах выработок, склонных к выбросам (для угольных шахт) или вывалам, меняющим нагрузку от воздействия окружающих пород (например, контакт «забой-штрек») и т.п., но не допускающим истирания, наносится красящий состав, например анилиновая краска. В процессе изменения напряженного состояния, и, как следствие, деформаций, на поверхности исследуемого (контролируемого) объекта, происходят необратимые изменения высохшего красящего состава – это проявление утолщения/уплотнения, вплоть до образования трещин.

При соответствующей подсветке изменение цвета состава будет видно при компьютерной обработке получаемых фотографий. При этом, специалисты смогут оперативно отреагировать на изменение ситуации - перераспределения деформаций, и, как следствие, поля напряжений.

Также, нанесение линий под различными углами, а потом последующий анализ изменения их цвета друг относительно друга, поможет специалистам определить и направление изменения деформаций, и, как следствие, направление основного вектора напряженности.

Для облегчения проводимых исследований рядом с измерительными линиями ставится базовая метка, относительно которой и производятся замеры цветности.

На рисунке 2 представлен пример комплексного исследования шахтного поля с использованием данных визуального контроля деформаций дневной поверхности.

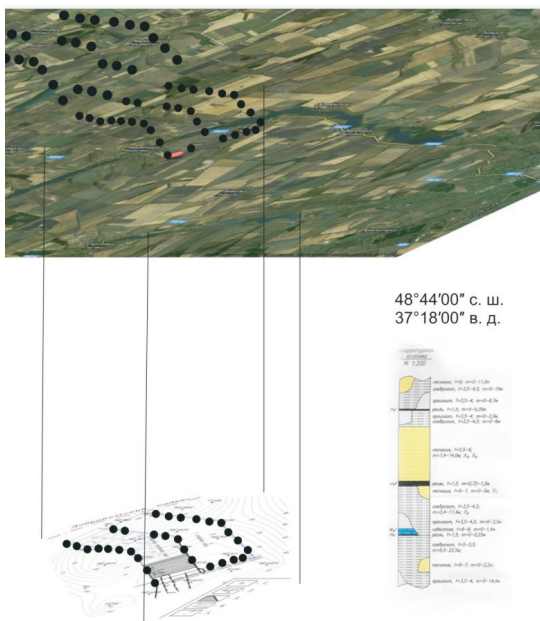


Рисунок 2 – Карта локальных структур пласта m_4^0 участка поля шахты «Белицкая» в районе Северной коренной лавы (точками обозначены места проведения исследований с помощью визуального контроля)

Оборудование визуального контроля позволяет провести основные измерения в точке исследований за 1-3 минуты, что делает возможным за одну

смену рабочим провести десятки измерений, обойдя все контрольные точки, и выявляя изменения в состоянии объектов. Это позволяет контролировать и получать динамику изменений всего шахтного поля и сопоставлять эти данные с производственными процессами. При использовании нескольких таких устройств возможно контролировать технологические процессы также в капитальных и участковых выработках. Совместив такие данные в одну групповую комплексную трехмерную модель, можно получать оперативную обстановку по всему производству и проводить оптимальные действия для повышения добычи и обеспечения безопасности ведения горных работ.

На рисунке 3 изображен пример обработки изображений при помощи устройства визуального контроля. На примере схематично показана обработка результатов исследований, проводимых по ряду визуальных параметров: изгиб верхняка трапецевидной крепи вниз; отрыв части потолочины, удерживающейся защитной сеткой; искривление оси выработки; ржавчина на участках трапецевидной крепи; дополнительно: концевики анкерной крепи полностью в ржавчине, также как и участок защитной сетки.



Рисунок 3 - Пример обработки фотоизображения с помощью визуального контроля

Исходя из вышеперечисленного, первичный анализ ситуации на этом участке выработки свидетельствует о следующем: изменение напряженно-деформируемого состояния на участке привело к локальному трещинообразованию до слоя надлежащих водоносных горизонтов; локальное изменение направления выработки по отношению к собственной оси также свидетельствует об изменении напряженно-деформируемого состояния надлежащих пород.

В качестве выводов-рекомендаций по приведенному примеру можно предложить следующее: уточнить динамику изменений деформаций потолочины

для прогноза возможных обрушений; определить известными методами, в том числе визуальным контролем, направление и величину главных напряжений в массиве, и динамику их изменения; определить уровень дебита флюидов в выработку и их динамику.

В процессе реализации этих рекомендаций удастся предотвратить возможные аварийные ситуации и тем самым обеспечить безопасность и эффективность ведения горных работ.

Разработанный способ и устройство в комплексе с методиками исследований, является дешевым к применению, достаточно информативным, и рекомендуется к использованию на горнодобывающих предприятиях.

Предложенный способ и устройство оперативного контроля состояния горнотехнических объектов представляется перспективным направлением разработок, а их применение позволит существенно увеличить объем и быстроту решаемых исследовательских и практических задач горного производства, что, в свою очередь, обеспечит повышение безопасности и производительности труда шахтеров.

Литература

1 Галузева программа поліпшення стану безпеки, гігієни праці та виробничого

середовища на підприємствах ПЕК на 2007-2011 роки. Електронний ресурс. Режим доступу до документу: <http://mpe.kmu.gov.ua/fuel/doccatalog/document?id=106168>.

2 ВБН В.2.5-78.11.01-2003 «Інженерне обладнання будинків і споруд. Системи сигналізації охоронного призначення» (МВС України). Електронний ресурс. Режим доступу до документу: normativ.com.ua/types/tdoc796.php.

3 «Порядок проведення розслідування та ведення обліку нещасних випадків, професійних захворювань аварій на виробництві» Затверджено Постановою Кабінету Міністрів України від 30 листопада 2011 р. N 1232. Електронний ресурс. Режим доступу до документу: <http://zakon2.rada.gov.ua/laws/show/1232-2011>.

4 Игорь Осколков. Реальности: виртуальная, дополненная и суженная - CHIP UA Online / Игорь Осколков // Электронный ресурс. Режим доступа к документу: <http://www.chip.ua/stati/go-digital/2011/03/realnosti-virtualnaya-dopolnennaya-i-suzhennaya>.

5 Исследование динамики деформаций образца балки при изгибе с использованием методик визуального внутрискважинного контроля (ВБК) / В.Г. Перепелица, М.С. Зайцев, Р.А. Дякун, В.Н. Светличный // Геотехнічна механіка. – 2010. – Вып. 89. – С. 203-210.

6 Шевченко В.Г. К разработке устройств и информационного комплекса наложенной виртуальной реальности для урановых шахт / В.Г. Шевченко, Ю.И. Кияшко, М.С. Зайцев // Геотехнічна механіка. – 2012. – Вып. 107. – С. 41-51.

Шевченко Г.А., Шевченко В.Г., Бобылёв А.А., Ишук М.А.

ПОЛИЧАСТОТНЫЕ КОЛЕБАНИЯ ПРОСЕИВАЮЩИХ ПОВЕРХНОСТЕЙ ВИБРАЦИОННЫХ ГРОХОТОВ ДЛЯ ТОНКОГО РАЗДЕЛЕНИЯ СЫПУЧИХ СРЕД

Түйінді сөздер: бөлу, сусымалы орта, жұқа фракция, діріл, жиілік тербелістері, детерминистикалық хаос.

Ключевые слова: разделение, сыпучие среды, тонкие фракции, вибрации, поличастотные колебания, детерминированный хаос.

Keywords: separation, dry environment, fine fraction, vibration, polyfrequency fluctuations, deterministic chaos.

Елегіш беттің жиілік тербелісінің сусымалы ортаның жұқа ұнтақты фракциясының бөліну тиімділігіне әсері негізделген. Ұсақтап бөлуге арналған жиі дірілді електің конструкциясымен динамикалық сұлбасы сипатталады.

Обосновывается влияние поличастотных колебаний просеивающей поверхности на эффективность разделения тонкодисперсных фракций сыпучих сред по крупности частиц и их обезвоживание. Приводится описание конструкции и динамической схемы поличастотного вибрационного грохота для тонкого разделения.

Abstract. Substantiates the impact of fluctuations polyfrequency screening area on the separation efficiency of fine fractions of granular media on the size of the particles and their dehydration. The description of the structure and dynamic scheme polyfrequency vibrating screen for fine separation.

Выделение из сыпучих сред и пульп на просеивающих поверхностях вибрационных грохотов мелких и тонких фракций крупности частиц чрезвычайно затруднительно [1]. Особенно это относится к разделению влажных материалов и при наличии в них липких примесей. Легко разделяемые материалы относительно эффективно классифицируются на типовых вибрационных грохотах с достигаемыми уровнями ускорения просеивающих поверхностей до 80 м/с^2 по крупности от 0,5 - 2,0 мм. Для эффективной классификации более мелких частиц ускорения просеивающих поверхностей должны существенно увеличиваться, достигая при выделении частиц в диапазоне крупности 0 – 200 мкм значений в тысячи м/с^2 [2]. Эффективность классификации таких частиц при понижении необходимых уровней ускорений существенно увеличивается при поличастотном возбуждении колебаний просеивающих поверхностей с широким сплошным частотным спектром в режиме детерминированного хаоса [3, 4, 5]. Реализация таких режимов возможна при виброударном возбуждении колебаний просеивающих поверхностей и сыпучей среды на поверхности.

Достичь ускорений в тысячи м/с^2 на просеивающих поверхностях типовых вибрационных грохотов с возбуждением таких колебаний на корпусе грохота без потери его прочности не представляется возможным. Для этого были раз-

работаны вибрационные поличастотные грохоты МВГ (рисунок 1) в которых ускорения в тысячи м/с^2 возбуждаются только на просеивающих поверхностях и в разделяемой сыпучей среде при ударном взаимодействии просеивающей поверхности с рабочими органами грохота (ударниками), которые совершают резонансные колебания в режиме детерминированного хаоса.



Рисунок 1 – Вибрационный поличастотный грохот МВГ1.0 для тонкого разделения

За счет резонансного усиления колебаний на возбуждаемых частотах происходит разрушение связей, создаваемых силами поверхностного взаимодействия, удерживающих частицы сыпучей среды между собой и просеивающей поверхностью, в том числе поверхностными силами натяжения жидкости в капиллярах между частицами и т. д. Разрушаются капиллярные мениски в ячейках просеивающей поверхности и высвобождаются частицы, застрявшие в ячейках [2]. Интенсифицируется сегрегация частиц в слое и прохождение частиц меньшей крупности разделения через ячейки просеивающей поверхности, что улучшает процессы классификации и обезвоживания.

Разделение сыпучих сред, выделение тонких частиц из пульп или суспензий и их обезвоживание на грохоте МВГ осуществляется на много-

слоистых тканых ситах, совершающих интенсивные колебания в режиме детерминированного хаоса. Многослойные сита состоят из опорного сита с крупной ячейкой и тонкого сита для разделения. При классификации частиц по крупности в несколько миллиметров, разделение осуществляется на опорном сите, при этом тонкое сито на грохот не устанавливается.

Опорное сито устанавливается с натяжением, а тонкое – свободно без натяжения укладывается на опорное. Отсутствие растягивающих напряжений позволяет увеличить долговечность тонкого сита и использовать для разделения тканые сита, изготовленные из тонких полимерных нитей. Кроме того, для тонкого разделения используются сита тканые нержавеющие и сита, изготовленные из полимерных материалов. В качестве опорных сит используются сита, изготовленные из сеток тканых нержавеющих или полимерные сита (резиновые, полиуретановые) с большой ячейкой. Для защиты тонкого сита между опорным и тонким ситом может укладываться полимерное сито с большей, чем в тонком сите ячейкой. Опыт эксплуатации поличастотных грохотов показал, что долговечность тонких полимерных сит с ячейкой, например, от 100 мкм составляет до 500 часов, опорных сит – до одного года.

В отличие от традиционных вибрационных грохотов с одночастотными колебаниями в грохоте МВГ интенсивному вибрационному воздействию подвергается только сито, на котором находится разделяемая среда, а корпус грохота практически остаётся неподвижным. Колебания сита возбуждаются виброударной системой закрепленной на корпусе грохота, к которому прикреплен возбудитель колебаний инерционного типа, например, электромеханический вибратор общего назначения ИВ. Виброударная система грохота состоит из ударников и упруго-механических частотных преобразователей, закрепленных на корпусе грохота. Виброударные режимы колебаний таких механических систем являются существенно нелинейными [4]. При определенных параметрах колебания сита возбуждаются в режиме детерминированного хаоса с широким сплошным спектром в диапазоне частот от нескольких Гц до кГц и с ускорениями в тысячи м/с², что в десятки раз превышает уровень ускорений сит типовых грохотов. Такой характер колебаний обеспечивает преимущество поличастотных грохотов над грохотами с моночастотным возбуждением при классификации любых сыпучих материалов, в том числе таких, которые невозможно было эффективно разделять на вибрационных ситах (с повышенной влажностью, тонкие фракции, с глинистыми включениями и т. д.). При поличастотном возбуждении исключается прилипание частиц материала к ситовым поверхностям, застревание частиц в отверстиях сита, создаются условия для разрушения агрегатов из слипшихся частиц и интенсивного их перемещения в слое материала, что существенно повышает вероятность прохождения частиц через ячейки сита грохота. При этом интенсивные поличастотные колебания возбуждаются только на сите грохота, а его короб с дебалансным вибровозбудителем колеблется с интенсивностью значительно меньшей интенсивности колебаний на типовых грохотах. Вследствие этого обеспечивается более высокая надежность работы

грохота, уменьшаются потери мощности в подшипниках дебалансов и шум вибровозбудителя, повышается безопасность его работы. В связи с тем, что корпус грохота практически динамически не нагружен, то он изготавливается облегченным, а из-за передачи минимальных нагрузок на основание грохот устанавливается без обустройства специальных фундаментов, в том числе на перекрытиях зданий и сооружений. Принципиально иной характер вибрации сит и разделяемой среды в поличастотном грохоте позволяет добиваться значительно большей эффективности разделения и обезвоживания материалов, чем в типовых грохотах и обеспечить постоянную самоочистку сетки, что способствует процессу разделения и обезвоживания.

Поличастотные грохоты могут работать при высоких температурах, в агрессивных средах, в водной среде, в горнодобывающей, строительной, химической, пищевой, фармацевтической промышленности, а также в порошковой, черной и цветной металлургии для разделения и обезвоживания любых сыпучих материалов, очистки загрязненных вод и др. Эти грохоты способны обеспечивать высококачественное просеивание/разделение углей независимо от содержания в них золы, влажности и исходного гранулометрического состава. Одновременно с разделением поличастотные грохоты обеспечивают эффективное обезвоживание угля с большей степенью обезвоживания, чем на типовых грохотах.

На поличастотном грохоте возможно эффективно осуществлять улавливание, разделение и обезвоживание угольных шламов, очистку питания флотации от крупных частиц, что является важным при обогащении углей особенно с низкой степенью метаморфизма, с вмещающими породами склонными к размоканию и илообразованию. В основу обогащения таких шламов может быть положено простое механическое разделение их по крупности.

Для выбора рациональных параметров, обеспечивающих эффективную работу поличастотного грохота, разработана его математическая модель на основе динамической схемы, приведенной на рисунке 2.

Грохот представляет собой двухмассную динамическую систему, состоящую из короба массой m_1 , установленного на неподвижном основании через упругие связи с жесткостью c_1 . К коробу жестко прикреплен инерционный вибровозбудитель колебаний с дебалансной массой m_0 . Внутри короба закреплено упругое сито и ударник массой m_2 , установленный с зазором δ_{03} или в контакте с ситом, для непосредственного возбуждения его колебаний. Ударник закреплен к коробу посредством упругих связей с жесткостью c_2 и оснащен эластичными буферами с жесткостями c_{01} и c_{02} , а короб жесткими ограничителями перемещения ударника. При этом, между буферами и ограничителями в состоянии покоя системы устанавливаются зазоры δ_{01}' , δ_{01}'' и δ_{02}' , δ_{02}'' в общем случае не равные между собой. На рисунке 2 показана также масса m_3 и жесткость c_3 , моделирующие сито и технологическую нагрузку. Просеивание материала через сито моделируется за счёт уменьшением его массы по длине сита от загрузки к разгрузке. С учётом технологической нагрузки система становится трехмассной.

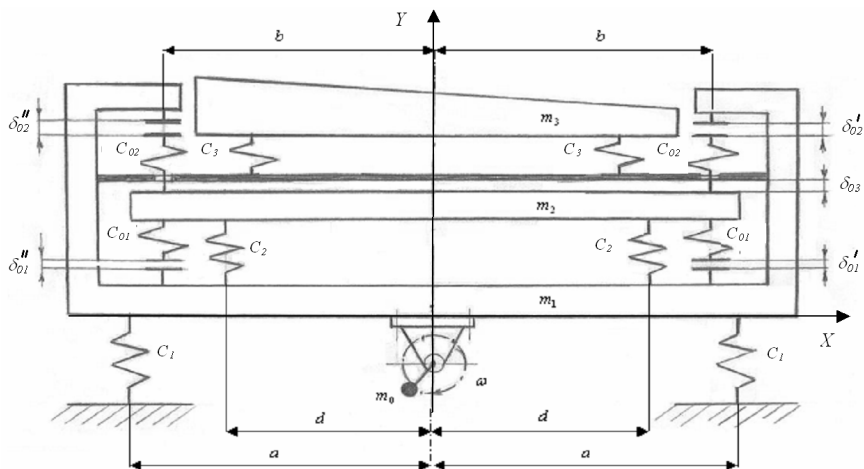


Рисунок 2 – Динамическая схема вибрационного поличастотного грохота

Особенности такой динамической системы заключаются в следующем. Соотношение масс m_1 и m_2 выбирается таким образом, что $m_1 \gg m_2$. Такое соотношение, а также отсутствие абсолютно жесткой связи между коробом, ударником и упругим ситом позволяет запустить систему. Взаимодействие ударника с коробом осуществляется посредством соударения буферов с ограничителями и ситом. В результате ударного взаимодействия возбуждается широкий спектр частот колебаний ударника, который при взаимодействии с ситом передается на последнее и при этом за счет удара, еще больше усиливается, что благоприятно влияет на увеличение подвижности технологической нагрузки, а значит и эффективность просеивания. Короб за счет соответствующего соотношения масс колеблется со значительно меньшей амплитудой, а путём выбора жесткости c_1 и динамических параметров системы, можно уменьшить передачу динамических нагрузок на основание. Задача заключается в определении такого соотношения динамических параметров системы, величины зазоров и возмущающего усилия, которые обеспечивают максимальную подвижность технологической нагрузки при работе приводного электродвигателя в режиме, близком к номинальному.

Разработанная математическая модель позволяет осуществлять выбор параметров поличастотных грохотов при их проектировании и настройке на эффективные режимы работы при эксплуатации. Результаты компьютерного моделирования послужили основой для выбора параметров при проектировании вибрационных поличастотных грохотов с различными активными площадями просеивающих поверхностей от 1 до 4 м².

Имеется положительный опыт эксплуатации поличастотных грохотов по выделению частиц угля из шламовых продуктов обогащения и их обезвоживания на ситах с ячейкой 100 мкм [6], очистке буровых растворов от выбуренных породных частиц на ситах с ячейками 25 мкм и 71 мкм, разделению продуктов обогащения титаноциркониевых руд по крупности 200 мкм и 160 мкм и обезвоживания этих продуктов на ситах с ячейкой 40 мкм, разделению каолина сухого обогащения по крупности 200 мкм, доломита по крупности 160 мкм при содержании минусовой фракции в исходном материале около 40 % и его влажности до 9 % и др.

Результаты выполненных исследований позволяют утверждать о широких перспективах применения вибрационных поличастотных грохотов МВГ в разнообразных технологических процессах, связанных с разделением по крупности и выделением из пульпы и суспензий тонких фракций минеральных частиц.

Литература

1 Андреев С.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. 3-е изд., перераб. и доп./ С.Е. Андреев, В.А. Перов, В.В. Зверевич – М.: Недра, 1980. – 415 с.

2 Булат А.Ф. Влияние поличастотных колебаний просеивающих поверхностей вибрационных грохотов на разделение сыпучих материалов / А.Ф. Булат, Г.А. Шевченко // Науковий вісник Національного гірничого університету. – Дніпропетровськ, 2010. – Вип. 4. – С. 92–97.

3 Шевченко Г.А. Обоснование параметров колебаний сит поличастотных вибрационных грохотов / Г.А. Шевченко, А.А. Бобылёв, М.А. Ищук // Науковий вісник Національного гірничого університету. – Дніпропетровськ, 2010. – Вип. 5. – С. 64–71.

4 Шевченко Г.А. Исследования режимов колебаний виброударного осциллятора / Г.А. Шевченко, А.А. Бобылёв, М.А. Ищук // Вібрації в техніці та технологіях. – 2012. – № 1 (65). – С. 56–59.

5 Шевченко Г.А. Вибрационные грохоты с поличастотными колебаниями просеивающих поверхностей / Г.А. Шевченко, В.Г. Шевченко, А.А. Бобылёв // Уголь Украины. – 2013. - №2(674). – С. 23-27.

6 Шевченко Г.А. Поличастотные грохоты для разделения тонких сыпучих материалов / Г.А. Шевченко, В.Г. Шевченко, А.Р. Кадыров / Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ: НГУ, 2009. – Вип. 38 (79). – С. 44–50.

Тулебаев К.К., Абдибеков Н.К.

ВЛИЯНИЕ ДИНАМИЧЕСКОГО ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА НА УСТОЙЧИВОСТЬ БОРТОВ КАРЬЕРА

Түйінді сөздер: квазистатикалық сейсмикалық әсер ету, орнықтылық, оқтам жарылысының динамикалық әсері

Ключевые слова: квазистатическое сейсмическое воздействие взрыва, устойчивость, динамическое действие взрыва

Keywords: quasistatic seismic influence explosion action, stability, dynamic action of explosion of charges

Бұл жұмыста жарылысты сейсмикалық әсерін квазистатикалық және 9, одан да артық баллды жер сілкінуді ескере отырып карьер беткейінің орнықтылығын есептеп шығару берілген.

В данной работе приведен расчет устойчивости бортов карьера с учетом сейсмического и квазистатического действия взрыва и землетрясения в 9 и более баллов.

In this work is given a calculation of pit boards stability with taking into account seismic action of explosion, quasistatic and an earthquake to 9 and more points.

Практика ведения горных работ на карьерах свидетельствует о том, что одной из главных причин деформации приконтурного массива является сейсмическое действие производственных взрывных работ. При сильных сейсмических воздействиях в горном массиве развиваются сдвиговые силы, величина которых может оказаться критической и вызвать обрушение борта (оползень). Поэтому при оценке устойчивости борта карьера требуется учитывать воздействие сейсмических сил.

Расчеты горнотехнических конструкций и строительных сооружений должны вестись с учетом их способности противостоять действию сейсмических волн и обеспечивать безопасную отработку месторождений. При изучении сейсмического эффекта взрыва, прежде всего, рассматривают динамические характеристики сейсмических волн: амплитуды смещения, скорости колебания грунта, ускорение, удельную энергию на единицу площади (объема) исследуемого участка горного массива. При этом важно знать спектральный состав и периоды колебаний преобладающих по энергии типов волн.

При решении задач, связанных с управлением энергией взрыва, необходимо учесть ряд влияющих факторов, таких, как физико-механические свойства горных пород, геологические особенности разрабатываемого участка, тип и массу ВВ, конструкцию заряда, способ инициирования, схемы расположения и взрывания зарядов в забое, порядок ведения очистных и подготовительных работ и т.п.

Факторами, влияющими на интенсивность сейсмического воздействия, относящиеся к организации буровзрывных работ и возможности их использования для уменьшения сейсмических нагрузок являются: выбор типа взрывча-

того вещества, форма и конструкция заряда, короткозамедленное взрывание (КЗВ), диаметр скважины и л.н.с., схемы расположения зарядов.

На основании изучения влияния сейсмического действия взрыва на условия отработки месторождения разработана программа, позволяющая выполнять расчеты устойчивости борта карьера с учетом сейсмического воздействия взрывов «ВЗРЫВ». Данная программа предназначена для расчета в изотропной твердой среде скорости колебания грунтов при мгновенном взрыве точечного либо удлиненного заряда или при взрывании многочисленных зарядов с учетом времени задержки некоторых из них. Определяются скорости распространения продольных и поперечных волн, динамические напряжения, периоды колебаний и амплитуд смещения частиц и безопасное расстояние расположения зарядов до сооружений. Учитывается глубина заложения отдельных зарядов и глубина точек наблюдения. При расчете учитывается наличие трехмерных камер (полостей) между точками взрыва и точками наблюдения.

Предусмотрена возможность задания поправочного коэффициента - показателя эффективности зарядов взрывчатого вещества для учета влияния технологии производства взрывных работ на сейсмический эффект взрывов. Вносится поправка также за скорость детонации взрывчатого вещества для удлиненных горизонтальных зарядов.

В качестве исходных данных принимаются величины отдельных зарядов взрывчатого вещества, координаты их заложения - начальные точки зарядов ($X_{\text{нач}}$; $Y_{\text{нач}}$; $Z_{\text{нач}}$) и конечные ($X_{\text{кон}}$; $Y_{\text{кон}}$; $Z_{\text{кон}}$), время задержки взрыва отдельных зарядов, скорость детонации ВВ для удлиненных зарядов, вид однородного грунта (скальный, галечниковый и т.д.), удельный вес породы, водонасыщенность грунта, модуль упругости Юнга (E) и коэффициент Пуассона (μ) для породы на поверхности ($Z = 0$), координаты (X_n ; Y_n ; Z_n) точек наблюдения. Расчетные показатели, зависящие от расстояния R (от точек взрыва до точки наблюдения), определяются для дискретных точек, задаваемых пользователем в зоне наблюдения. В основу расчета динамических нагрузок от взрыва взята модель плоской синусоидальной затухающей механической волны, вызванной мгновенным ударом, в твердой однородной среде.

Учет наличия камер на пути волны опирается на допущение “обтекания” ударной волной четырех стенок камер по кратчайшим расстояниям в направлении точки наблюдения. При расчете предусмотрена возможность включения режима автоматического выбора из четырех направлений ударной волны одного – самого главного, т.е. имеющего наикратчайший путь. Для учета общего воздействия взрывов различных зарядов применен принцип суперпозиции волн.

Расчет скоростей распространения поперечных и продольных волн производится по соответствующим формулам для изотропной твердой среды [1]. Функции поправки на глубину получены аппроксимацией (по методу наименьших квадратов) экспериментальных данных [2].

Скорость колебания грунта определяется по формуле [3] для условий при мгновенном одиночном взрыве:

$$V = k \cdot (Q/R^3)^{0.5}, \text{ см/с} \quad (1)$$

где $k = 545 \cdot (Z^{0.087} - 74.6)$, коэффициент, полученный аппроксимацией экспериментальных данных, Z – глубина, Q – вес заряда, R – расстояние от точки взрыва до точки наблюдения.

Максимальные динамические напряжения для мгновенного одиночного взрыва рассчитываются по формуле:

$$\sigma = \rho \cdot C_p \cdot V \cdot \text{psz} , \text{ г/см}^2 \quad (2)$$

где ρ – плотность грунта, $\text{г} \cdot \text{с}^2 / \text{см}^4$, C_p – скорость распространения упругих колебаний, $\text{psz} = 0.9 \cdot \text{Exp}(-0.056 \cdot R) + 0.2$ – эмпирический поправочный коэффициент затухания при наличии трещин.

Для учета динамического воздействия взрыва зарядов на устойчивость откосов борта карьера проведено математическое моделирование одновременного взрыва пяти удлиненных зарядов весом по 300 кг каждый с расположением зарядов в скважинах глубиной 8 м на расстоянии 5 м друг от друга.

Приняты следующие характеристики однородной породы, в которой происходят взрывы: удельный вес породы равен 2.6 г/см^3 ; модуль упругости Юнга $E = 5 \cdot 10^9 \text{ кг/см}^2$; коэффициент Пуассона $\mu = 0.2$.

Рассматривая поле динамических напряжений в вертикальной и горизонтальной плоскостях можно определить количественные значения динамических напряжений σ_0 с изменением расстояния.

На рисунке 1а показано в вертикальной плоскости поле динамических напряжений сейсмических волн от взрыва, расположенного на расстоянии 10 м от ближайшего заряда, на рисунке 1б – проекция этого же взрыва на горизонтальную плоскость, причем ближайшие точки поля наблюдения находятся на расстоянии 10 м от первого заряда, а поле точек – на глубине верхней части зарядов. В таблице 1 приведено это изменение для мгновенного взрыва 5 скважин с общим весом ВВ 1500 кг (5 скважин по 300 кг).

На рисунке 2а приведен график расчета устойчивости без учета сейсмического воздействия взрыва. Минимальный запас устойчивости $K_{ЗУ} = 1.77$ здесь имеет призма сползания с номером 6, отсек с номером 10 имеет $K_{ЗУ} = 1.95$ и призма сползания по борту карьера с номером 12 имеет $K_{ЗУ} = 1.96$.

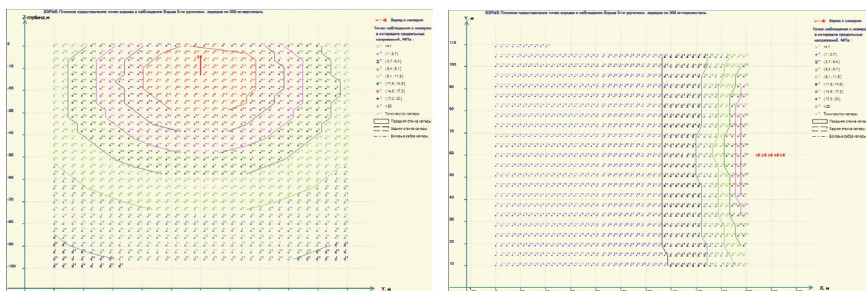


Рисунок 1 – Динамическое действие взрыва 5-ти удлиненных зарядов на вертикальную плоскость (а) и на горизонтальную плоскость (б)

Таблица 1 – Зависимость динамических напряжений с увеличением расстояния от точки взрыва до точки наблюдения

Расстояние от точки взрыва, R, м		10	20	30	40	50	100	200
Динамические напряжения, σ , МПа	в верт. плоскости	40	25	17-20	11-14	9,0	3,7	1,2
	в гор. плоскости	20	14.3	10.5	7.2	6	2.8	1.2

На рисунке 2б приведен график расчета устойчивости с учетом сейсмического воздействия взрыва, причем здесь принимается во внимание максимальное мгновенное динамическое воздействие продольной волны.

Минимальный запас устойчивости КЗУ = 0.84 здесь имеет отсек с номером 10. Отсек с номером 9 имеет КЗУ = 1.17.

Для тех же условий проведен расчет устойчивости с учетом квазистатического сейсмического воздействия взрыва и с учетом землетрясения в 9 и более баллов. Рисунок 3.

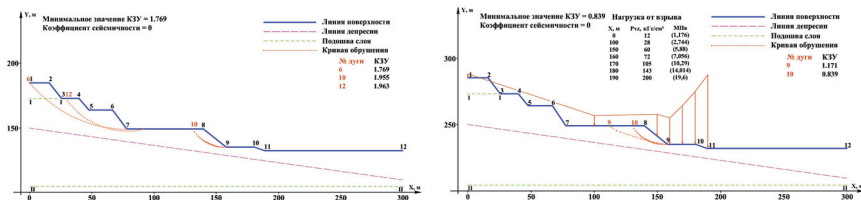


Рисунок 2 – Графическое представление устойчивости откоса без учета взрывов (а) и с учетом динамики взрыва (б)

При переходе от динамического воздействия к статическому действию, динамические значения напряжений уменьшаются примерно 4-5 раза. Это снижение в основном зависит от физико-механических свойств горных пород, представляющих борт карьера. Теперь, при квазистатической нагрузке призма сползания с номером 10 имеет минимальный запас устойчивости КЗУ = 1.19, отсек с номером 6 имеет КЗУ = 1.74, а призма сползания с номером 12 – КЗУ = 1.83. Минимальный запас устойчивости КЗУ = 1.10 при землетрясении в 9 баллов наблюдается у призмы сползания с номером 16, отсек с номером 5 имеет КЗУ = 1.44, а отсек с номером 10 – КЗУ = 1.42.

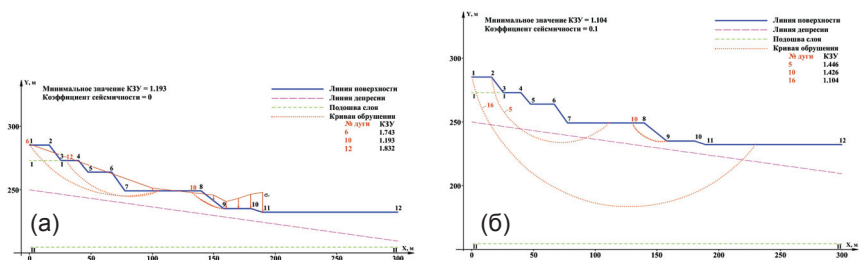


Рисунок 3 – Графическое представление устойчивости откоса при действии квазистатической нагрузки (а) и с учетом землетрясения в 9 и более баллов (б)

Таким образом, можно сделать вывод, что землетрясения в 9 и более баллов, как и сейсмическое воздействие взрыва, оказывает существенное влияние в сторону снижения запаса устойчивости откоса, хотя проявляется это по-разному. Взрыв заряда достаточной мощности понижает устойчивость откоса локально вблизи точки взрыва, в нашем случае прослеживается примерно на расстоянии 60 м от точки заложения зарядов. Землетрясения в 9 баллов и более понижает общую устойчивость всего откоса от бровки до подошвы, причем обнаруживаются глубинные отсеки с малым запасом устойчивости, призма сползания 16.

Литература

- 1 Б.М. Яворский и А.А. Детлаф. Справочник по физике. – Москва, 1963.
- 2 К.К. Тулебаев. Исследование закономерности изменения упругих свойств горного массива с глубиной и ее приложение к расчетам прочных размеров опорных целиков (на примере Джезказгана): дис. ... канд. техн. наук 05.15.02 – Алма-Ата, ИГД им. Д.А. Кунаева. 1974.
- 3 В.Н. Заякин. Исследования сейсмического действия короткозамедленных взрывов. – Ереван: Изд. АН Армянской ССР, 1981.

Vyazmensky A., Stead D., Elmo D., Moss A.

**NUMERICAL ANALYSIS OF BLOCK CAVING-INDUCED
INSTABILITY IN LARGE
OPEN PIT SLOPES: A FINITE ELEMENT / DISCRETE
ELEMENT APPROACH**

Түйінді сөздер: Қабатты құлау; ашық кен қазымдау және қабатты құлату тәсілдерінің өзара байланысы, беткей беріктігі, сандық модельдеу, соңғы элемент/дискретті элемент, DFN модельдеу

Ключевые слова: этажное обрушение; взаимосвязь открытой разработки и этажного обрушения; устойчивость откоса; численное моделирование; подход «конечный элемент / дискретный элемент»; моделирование DFN

Keywords: block caving; open pit – block cave mining interaction; slope stability; numerical modelling; FEM/DEM; DFN

Аталмыш мақалада тау-кен ісінің күрделі мәселелерінің бірі, қабатты құлату және аса үлкен бұлғаулау ашық кен қазылымдарының өзара байланысы қарастырылған. Соңғы элемент/дискретті элемент тәсілдері арқылы, қабатты құлату аса үлкен ашық кен жұмыстарының жүргізілуіне талдау орындалды. Талдау барысында, құлату жұмыстарын жүргізу кезінде кеніштің қазылымдалмаған аумағында карьер беріктігін қамтамасыздандыратын байланыстырушы жазықтығы айқындалды. Ашық кен қазу жұмыстарының жер асты кен жұмыстарына көшу барысында, жарылыс арқылы құлатудың карьер кемерлеріне тигізетін кері әсері Палабора шахтасы мысалында қарастырылған. Соңғы элемент/дискретті элемент амалдарын қолдана отырып модельдеу кезінде, құлау жазықтығының базальды бетінің пайда болуын зерттеуге болады.

Палабора модельдеуінің нәтижесі, бос жыныс массасының жарылым кезіндегі беріктілік шегінің құлау қиябетіне тигізетін әсерінің маңыздылығын көрсетеді.

Показана взаимосвязь параметров устойчивости массива при комбинированной разработке. Подход «конечный элемент / дискретный элемент» использовался в анализе механизма этажного обрушения в больших открытых выработок. Анализ выявил, что существует пороговый процент критических нетронутых породных мостов в плоскости разрушения, который может обеспечить устойчивость карьера в процессе работ по обрушению. Переход от открытой добычи к подземной на шахте Палабора представляет собой яркий пример неустойчивости бортов карьера, вызванной обрушением. С помощью подхода моделирования «конечный элемент / дискретный элемент» возможно исследовать формирование базальной поверхности обрушения в открытой разработке в результате этажного обрушения. Моделирование Палаборы указало на важность предела прочности породной массы на разрыв и его влияния на реакцию откоса на обрушение.

This paper addresses one of the most challenging problems in mining rock engineering - the interaction between block cave mining and a large overlying open pit. The FEM/DEM modelling approach was utilized in the analysis of block caving-induced step-path failure development in a large open pit slope. Analysis indicated that there is a threshold percentage of critical intact rock bridges along a step-path failure plane that may ensure stability of an open pit throughout caving operations. Transition from open pit to underground mining at Palabora mine presents an important example of a pit wall instability triggered by caving. Using combined FEM/DEM-DFN modelling it was possible to investigate the formation of a basal failure surface within an open pit slope as a direct result of cave mining. The modelling of Palabora highlighted the importance of rock mass tensile strength and its influence on caving-induced slope response.

1. Introduction

Low cost and high efficiency are making block caving an attractive option for the continuation of mining activities at large open pit operations that otherwise are approaching their economic limits. A few such projects have been implemented and many more are being planned, including, but not limited to, the world largest open pit mines, Bingham Canyon (USA) and Chuquibambilla (Chile). Recent implementation of block caving at a large open pit mine at Palabora (South Africa) illustrates that transition projects can be successfully carried out and achieve targeted ore output. At the same time however, this mine encountered a series of geotechnical issues, including cave induced subsidence that triggered a failure of the North pit wall. This development highlighted the need for a better understanding of the complex response of pit slopes to caving. This paper examines the mechanisms leading to block caving-induced failure of large open pit slopes, using the FEM/DEM modelling technique, focusing on step-path driven failure and presenting preliminary FEM/DEM-DFN analysis of the Palabora mine failure.

2. Transition from Open Pit to Block Cave Mining

For an optimum open pit operation, pit slopes will have been designed close to the limit of their stability (Stacey and Terbrugge 2000). Potential slope instability induced by caving operation may have an adverse impact on the mining infrastructure and affect reserve recovery. Caving operations require high upfront investments and are inflexible once commenced. Considering these circumstances a reliable assessment of the interaction between the developing cave and the existing open pit is of particular importance for the successful adaptation of block cave mining. Open pit - underground block cave transition projects should be designed with full consideration of the high sensitivity of large open pit slopes to caving-induced deformation.

According to Eberhardt et al. (2007) rock engineering interactions involved with transition projects are complex. On surface, pit wall slopes frequently exceed heights of several hundred metres and the potential for deep-seated, stress-controlled rock slope failures is becoming more of an issue compared to bench-scale, structurally-controlled wedge failures. Block caving by its very design results in an almost immediate response of the rock mass leading to deformation and surface subsidence. Beck and Pfitzner (2008) emphasized the forecasting and characterization of under-

ground - slope interaction as one of the most challenging tasks in rock mechanics. Unfortunately, to the authors' knowledge, slope stability issues related to open pit - caving interaction have to date received relatively limited attention in the published literature.

Flores and Karzulovic (2004) performed a detailed analysis of the subsidence associated with open pit/cave interaction, using the continuum code FLAC2D and a limit equilibrium technique. Eberhardt et al. (2007) compared application of FLAC2D and UDEC in the analysis of cave induced slope deformations. Their results demonstrated that both the magnitude and shape of the subsidence profile modelled can vary as a function of modelling approach (continuum vs. discontinuum), constitutive model (elastic vs. elasto-plastic), and geometry of the discontinuity network. The authors indicated that one significant limitation of conventional continuum and discontinuum numerical analyses is their inability to explicitly account for brittle fracture processes, and their subsequent role in underground-surface mine interactions.

Beck and Pfitzner (2008) provide example applications of the three dimensional continuum code ABAQUS (Simulia 2007) to the analysis of interaction between an open pit and block cave and two neighbouring block caves. They proposed a set of milestones to assess caving-induced interaction and employed dissipated plastic energy and plastic strain as interaction indicators.

Elmo et al. (2007b, 2008) adopted a FEM/DEM-DFN methodology for modelling open pit - block cave interaction. A series of conceptual models were run investigating the effect of joint orientation, stress ratio and rock mass strength on caving-induced slope instability. It was found that the joint orientation may have a defining role in cave induced slope failure. This agrees with the findings of a modelling study by Salim and Stacey (2006) who showed that variability in the geometry of the jointing can have a major effect on the slope behaviour, and on the geometry and extent of the volume of collapse. It should be recognized that use of large scale continuum modelling where jointing can only be accounted for implicitly may not be applicable in all cases. Research by Elmo et al. (2007b, 2008) illustrated that use of the FEM/DEM-DFN methodology may provide valuable insights into complex interaction behaviour.

3. Characteristic Slope Failure Mechanisms in Large Open Pits

Large scale rock slope failure mechanisms are not completely understood and may often comprise a number of different mechanisms (Franz et al. 2007). As summarized by Baczynski (2000) high rock slope failures may include:

- sliding on one or more major geological discontinuities (planar, tetrahedral, active-passive wedges);
- sliding along circular or quasi-circular failure paths through a highly fractured or weak rock mass, or across rock mass fabric (rotational failure);
- toppling; and
- composite modes, involving two or more of the above mechanisms.

Stacey (2007) indicated that failure mechanisms in high, hard rock slopes are much more complex than typical planar, wedge, circular and toppling modes. Progressive failure in hard rock slopes involves initiation and progression of failure along existing weakness planes, and initiation and progression of failure in intact rock, i.e. step-path failure mechanism. Jennings (1970) pioneered detailed step-

path analyses of rock slopes with the development of a limit equilibrium approach that incorporated shear failure along joints, shear through intact rock and tensile failure of rock bridges. Among recent developments in limit-equilibrium based solutions of step-path failure, work by Baczynski (2000) is of particular interest. This author, based on the research of McMahon (1979) and Read and Lye (1984) developed the STEPSIM4 code which evaluates step-path development using a probabilistic analysis. This tool provides a valuable and logical approach, however, it does not specifically consider the increased importance of the stress field and deformation processes in high rock slopes (Franz et al. 2007). Moreover, it does not consider explicitly intact rock fracture mechanisms.

According to Stead et al. (2007) the role of brittle fracture modelling in rock slope instability both in engineered and natural slopes is the subject of considerable on-going research. Impetus for this work was originally derived from the failure of high mountain slopes, however the increasing number of large open pits with projected depths of 1 km or more has become a major driver for understanding intact rock fracture in rock slope environments.

Recognizing the significance of the diversity of roles and scale of brittle fracture within rock slopes, Stead et al. (2007) proposed a classification of brittle fracture processes in rock slopes in terms of primary, secondary and tertiary processes:

- *Primary* brittle fracture processes occur prior to onset of failure and include (i) propagation of failure surfaces through fracture tip growth, (ii) coalescence of fractures and failure of intact rock bridges and (iii) shearing along discontinuities involving removal of asperities.
- *Secondary* brittle fracture processes occur following the onset of failure and involve (i) development of rear and lateral release surfaces leading toward global slope failure and (ii) internal deformation, fracturing and dilation of the rock slope mass associated with translational failure, toppling or multiple complex interacting mechanisms.
- *Tertiary* brittle fracture processes are associated with the final stages of slope failure involved the comminution of the rock mass associated with transport leading up to debris deposition.

Stead et al. (2007) emphasized the particular importance of simulation of the first two processes for large scale failures. Simulation of rock comminution may involve significant run-times and therefore may not be practical in all cases.

4. Fracture Mechanics Based FEM/DEM Approach

Here a state-of-the-art hybrid continuum-discontinuum approach based on the finite/discrete element method (Munjiza et al. 1995) and incorporating fracture mechanics principles is adopted. In this method the finite element-based analysis of continua is merged with discrete element-based transient dynamics, contact detection and contact interaction solutions (Munjiza 2004). Use of fracture mechanics principles in combination with the finite-discrete element method allows brittle fracturing processes to be simulated in a physically realistic manner. Rock mass failure is realized through a brittle fracture driven continuum to discontinuum transition with the development of new fractures and discrete blocks. Full consideration of the failure kinematics is possible through degradation from a continuum into discrete deformable blocks by stress-induced fracturing and fragmentation.

Intensive research carried over the last 15 years has facilitated major advances in FEM/DEM theory and led to the development of several codes including Y (Munjiza et al. 1999), VGW (Munjiza and Latham 2004) and ELFEN (Rockfield Software Ltd. 2006). Currently ELFEN is the only fully featured commercially available code and therefore was adopted in this study. ELFEN is a multipurpose FEM/DEM software package that utilizes a variety of constitutive criteria and is capable of both implicit and explicit analyses in 2-D and 3-D space. It has the capability to simulate continuum materials, jointed media and particle flow behaviour. The current study uses only the hybrid FEM/DEM features of the code.

The simulation of fracturing, damage and associated softening in ELFEN is achieved by employing a fracture energy approach controlled by a designated constitutive fracture criterion. The current study employed a Mohr-Coulomb model with a Rankine cut-off. A detailed description of this constitutive model can be found in Klerck (2000) and a summary of the ELFEN solution procedure is given by Owen et al. (2004).

The ELFEN computational methodology has been extensively tested and fully validated against controlled laboratory tests by Yu (1999) and Klerck (2000). Among others, research by Coggan et al. (2003), Cai and Kaiser (2004), Stead et al. (2004), Elmo (2006) and Stefanizzi (2007) has demonstrated the capabilities of the code in the analysis of various rock mechanics problems involving brittle failure, including analysis of Brazilian, UCS and direct shear laboratory tests, analysis of slope failures and underground pillar stability. In addition, recent work by Yan (2008) has illustrated that ELFEN simulations of laboratory scale step-path failure under axial compression are in good agreement with actual physical tests and correlate well with modelling results obtained by other codes (Phase2, UDEC and FRACOD). Applications of the code to the analysis of block caving by Pine et al. (2006), Vyazmensky et al. (2007), Elmo et al. (2007), Rance et al. (2007) and Vyazmensky (2008) showed encouraging results.

5. Conceptual Study of Block Caving-Induced Step-path Driven Failure in a Large Open Pit Slope

5.1 Modelling Methodology

To investigate step-path development mechanisms during caving - open pit interaction a series of conceptual ELFEN models were run. As illustrated in Fig. 1, a simplified 2D model geometry of a 750m deep open pit with 60° slopes and a caving operation located 400m beneath the pit was adopted. It was assumed that the rock mass fabric forms a potential failure surface consisting of non-coplanar step-path joints dipping 50° into the cave and intact rock bridges with a vertical spacing of 15m. The rock bridges, within the failure surface, were placed at different distances from the cave footprint. Cave induced development of step-path failure was analyzed, where fracturing was allowed only within the vicinity of the rock bridges and in the cave itself. A fine mesh was adopted for the fracturing regions, i.e. 2m within the cave and 0.7m for the rock bridges. Calibrated equivalent continuum properties for the cave and intact rock properties for the rock bridges were utilized. GSI based equivalent continuum properties were adopted for the area adjacent to the caving footprint, e.g. open pit slopes. Modelling input parameters are presented in Table 1.

Table 1 - Modeling input parameters used in conceptual modeling

Parameter	Unit		Value	
		Ore	Open pit slopes1 GSI 70	Intact rock bridge
<i>Rock properties</i>				
Young's Modulus, E	GPa	18	44	60
Poisson's ratio, ν		0.25	0.25	0.25
Density, ρ	kgm-3	2600	2600	2600
Tensile strength, σ_t	MPa	1	0.88	10
Fracture energy, G_f	Jm-2	60	60	60
Cohesion, c_i	MPa	4.7	6.6	20
Friction, ϕ_i	degrees	45	45	50
Dilation, ψ	degrees	5	5	5
<i>Discontinuities</i>				
Fracture cohesion, c_f	MPa		0	
Fracture friction, ϕ_f	degrees		35	
Normal stiffness, kn	GPa/m		2	
Shear stiffness, ks	GPa/m		0.2	
<i>Stress level</i>				
In-situ stress ratio, K			1	

¹ GSI based properties were established using the RocLab v1.031 program (Rocscience Inc., 2007), assuming $m_i=15$, $D=0$ and intact rock properties $\sigma_{ci}=127\text{MPa}$, $E_i=60\text{GPa}$

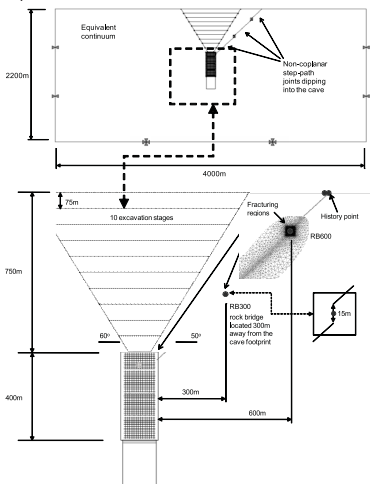


Fig. 1 - Typical model geometry for simulation of block caving-induced step-path failure (cases with two rock bridges shown).

Conceptual modelling focused on investigating the effect of varying:

- rock bridge strength;
- joint cohesion and
- number of rock bridges.

Table 2 shows the model runs undertaken. To capture the full picture of the interaction mechanisms a “total interaction” analysis was adopted relating cave propagation, stress redistribution in the crown pillar with step-path failure development and surface subsidence. History points (see Fig. 2) were placed at:

- the footwall and hanging wall edges of the surface outcrop of the discontinuities, where differential XY displacements were monitored;
- at the centre of the rock bridges, where variation of shear stress was tracked;
- 50m below the pit bottom, where variation of vertical stress was recorded.

Table 2 - Modelling scenarios

Scenario	Number of rock bridges/ rock bridge %	Rock bridge tensile strength, MPa	Step-path discontinuities cohesion, MPa
M1	2 / 4	10	0
M2	3 / 6	10	0
M3	4 / 8	10	0

5.2 Modelling Results

Block caving and associated development of step-path failure in the open pit for model M1 is illustrated in Fig. 2. The open pit is stable prior to caving, after which progressive caving initiates stress redistribution within the slope triggering failure of the rock bridges. Slope failure is initiated at rock bridge RB600 located, furthest from the caving footprint, and after some delay steps through the second rock bridge RB300. Fig. 3 illustrates characteristic development of fracturing within the rock bridges. Initially the formation of en-echelon fracturing is observed parallel to the orientation of the major principal stress, followed by the coalescence of these fractures to form a shear failure plane. A combined stress/displacement analysis of caving/open pit interaction is shown in Fig. 4. The lower graph describes the rock mass response below the pit bottom and shows cave propagation expressed in terms of crown pillar thickness and the change in vertical stress with continuous caving at a history point located 50m below the pit bottom. The upper graph illustrates the response in the open pit slope, showing change in shear stress within the rock bridges (normalized by the value at the end of pit excavation before caving is initiated) and differential displacements at the surface outcrop.

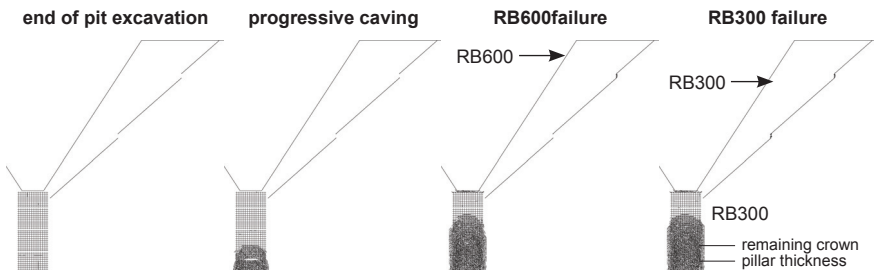


Fig. 2 - Block caving-induced step-path failure in large open pit slope (model M1)

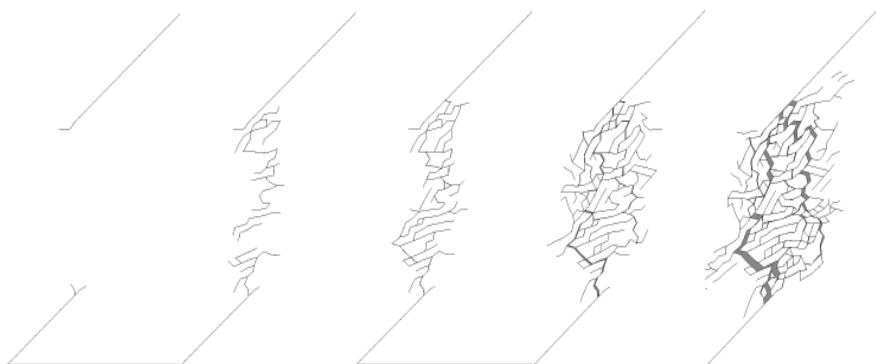


Fig. 3 - Typical rock bridge failure development

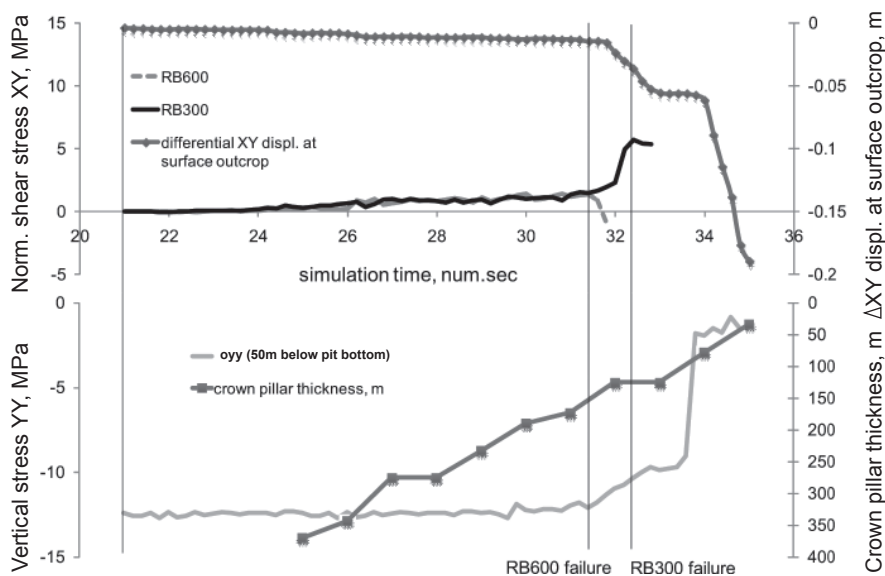


Fig. 4 Stress/displacement analysis of caving - open pit slope interaction (rock bridges failure, model M1)

Fig. 4 clearly shows that movement of the pit walls is directly related to caving. When the thickness of the crown pillar is reduced to approximately 175m, a rapid destressing of the crown pillar is initiated; this causes an unloading of the pit slope toe allowing movements within the slope, which trigger failure of the RB600 rock bridge. Interestingly, this rock bridge fails at a very low level of destressing, i.e. at about a 3% vertical stress decrease (in

relation to the stress level at the end of pit excavation). It can clearly be seen that on failure of the rock bridge RB600 the shear stress in the RB300 rock bridge rapidly increases; this rock bridge subsequently failing at about 16% vertical stress decrease in the crown pillar. Failure of the RB600 rock bridge is associated with a distinctive drop in the differential displacements at the location of the surface outcrop of step-path discontinuities. Failure of the lower rock bridge occurs when accumulated differential displacements reach about 3cm. It should be noted that the slope of the surface displacement closely follows the variation in the crown pillar vertical stress.

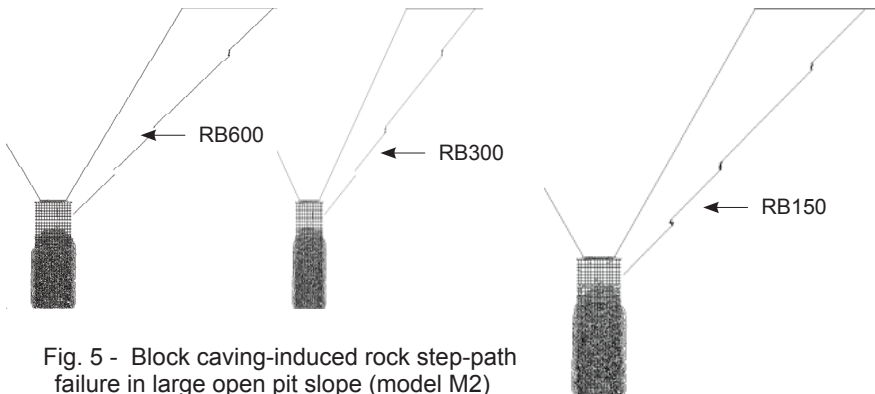


Fig. 5 - Block caving-induced rock step-path failure in large open pit slope (model M2)

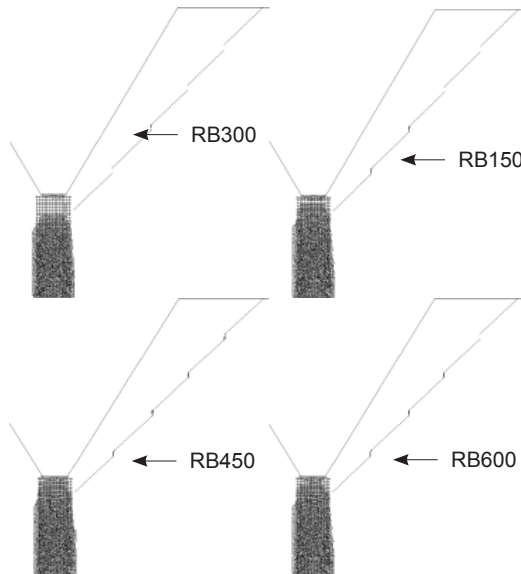


Fig. 6 - Block caving-induced step-path failure in large open pit slope (model M3)

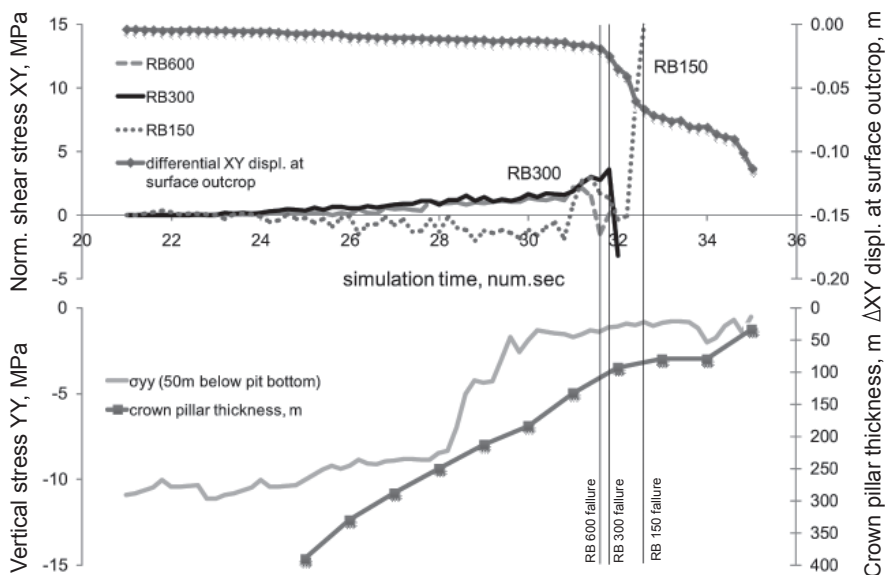


Fig. 7 - Stress/displacement analysis of caving - open pit slope interaction (rock bridges failure, model M2)

Models M2 and M3 assumed three and four rock bridges, respectively, as shown in Fig. 5 and 6. For model M2, failure initiated in the upper portion of the slope where a single rock bridge (RB600) provided limited shearing resistance, then the failure subsequently stepped through the rock bridges located in the lower portion of the slope (RB300 and RB150). For model M3 failure started in the middle of the slope (RB300), stepped down to the lowest rock bridge (RB150) and stepped up along the upper rock bridges (RB450 and RB600). It appears that such complex step-path development patterns can be explained as follows: the RB300 rock bridge experiences the highest concentrated loading from the portion of the slope undercut by the step-path joints, and given that the shearing resistance is nearly evenly distributed between the upper and lower portions of the slope, the failure must be initiated at the rock bridge experiencing the maximum loading. Subsequent failure of the lower rock bridge is related to continuous toe unloading and hence reduced shearing resistance in the lower portion of the slope. The upper portion of the slope is then effectively pulled downwards by the weight of the failing slope.

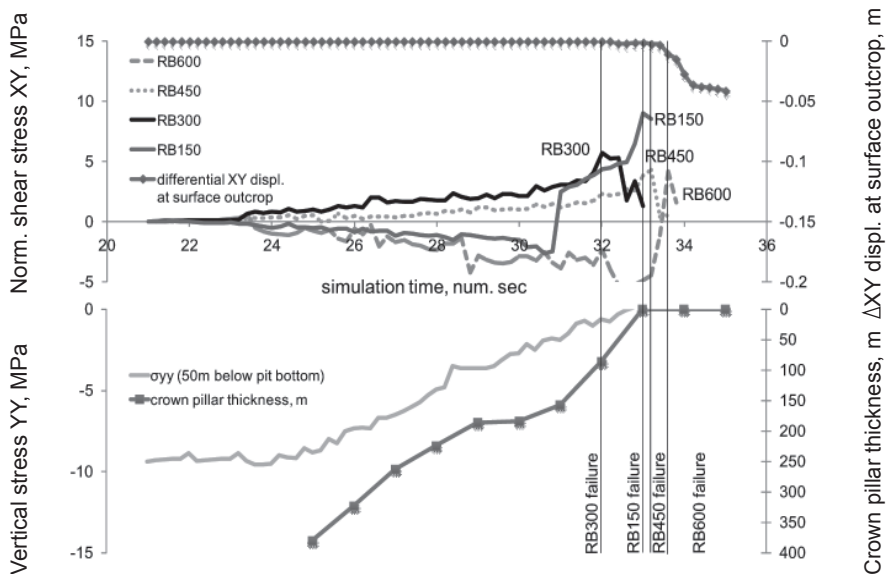


Fig. 8 - Stress/displacement analysis of caving - open pit slope interaction (rock bridges failure, model M3)

As follows from Fig. 7, the step-path failure for simulation M2 initiates at 87% and fully develops by 90% of crown pillar destressing, RB600 and RB300 rock bridges fail nearly simultaneously, and the RB150 rock bridge fails with some delay. The latter is associated with an accumulated differential displacement of the sliding block at surface of about 5cm and the rapid build up of shear stresses within the rock bridge. According to Fig. 8, step-path failure for model M3, with four rock bridges, was initiated at 95% crown pillar destressing and continued with crown pillar collapse (see Fig. 6). For this model no substantial surface subsidence was observed prior to the failure of the last rock bridge (RB600).

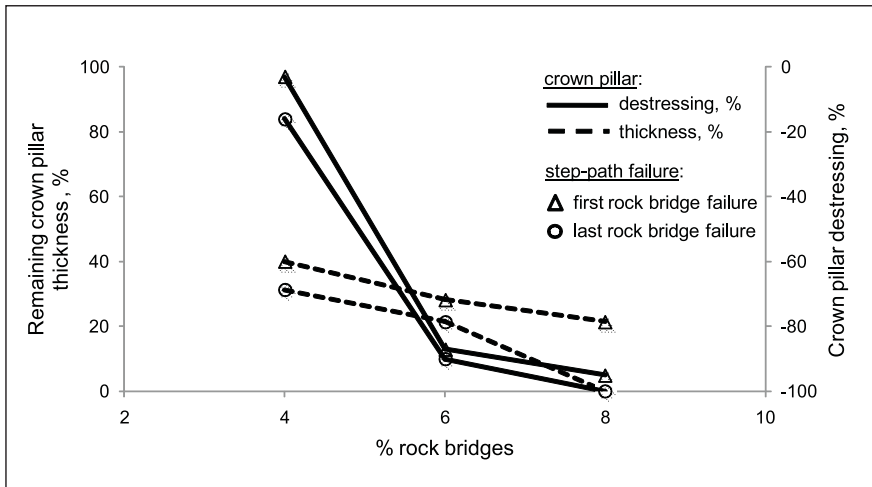


Fig. 9 - Development of step-path failure in the open pit slope during caving mining as a function of crown pillar geometry and stress level. Simulations assume varying % of rock bridges within the step-path failure surface

Fig. 9 summarizes the interrelationship between caving, expressed in reduction of thickness and destressing of the crown pillar, and the step-path failure response (expressed as failure of the first and last rock bridges) based on models with different percentages of rock bridges: 4 (M1), 6 (M2) and 8% (M3). The percentage of the rock bridges relates the cumulative sum of the rock bridges spacing to the total length of step-path forming discontinuities. It is evident that with increase in percentage of the rock bridges along the step-path failure surface the degree of crown pillar destressing needed to mobilize the failure in the slope increases. It appears that the simulation with 8% rock bridges approaches a stable condition, the failure development within the slope becomes less sensitive to crown pillar behaviour and is not fully realized until complete crown pillar collapse. This agrees well with the findings of Martin (1978), who indicated that for slopes greater than 300m high in moderately hard rock occurrence of less than 10% rock bridges along a prospective failure surface would provide enough resistance to prevent shear failure.

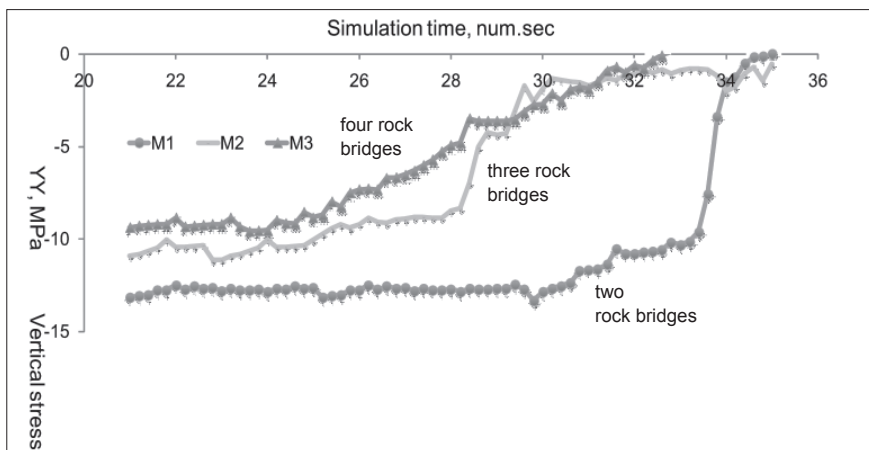


Fig. 10 - Variation of vertical stress in the crown pillar (50m below pit bottom) for models M1-M3

Fig. 10, which compares variation of vertical stress in the crown pillar (at 50m depth below pit bottom), indicates that there is an interrelation between the stress level in the crown pillar and the number of rock bridges in the step-path failure surface. Simulation with more than two rock bridges (M2, M3) exhibit lower stress levels in the crown pillar at the end of the pit excavation, as well as quite different stress unloading behaviour during caving. Generally, a larger number of rock bridges is associated with lower stresses in the crown pillar. Fewer rock bridges result in more rapid stress changes during unloading. It appears that higher shearing resistance in the slope related to a higher number of rock bridges reduces the active pressure of the slope onto the crown pillar and vice versa. This may have implications on the manner of crown pillar collapse. A weaker slope may impose higher stress in the crown pillar which may in turn delay the cave propagation and therefore increase the risk of rapid crown pillar collapse. The open pit rock mass quality may influence the crown pillar response and affect cave propagation behaviour and in turn the caving-induced unloading of the open pit influences open pit slope stability.

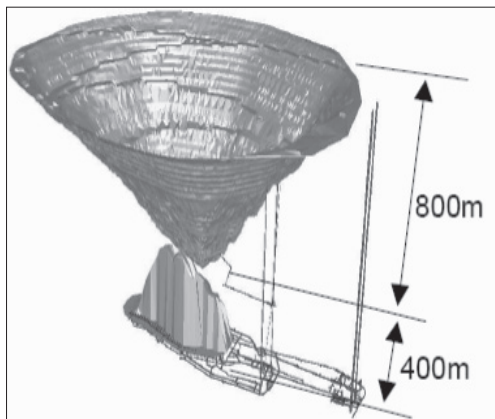
6. Preliminary Modelling of Block Caving-Induced Failure of the North Wall, Palabora mine

6.1 Problem Description

6.1.1 Background Information

Palabora mine, located in the Limpopo province of South Africa was one of the steepest and deepest large open pits in the world. Open pit mining at Palabora commenced in 1966 at a rate of 30,000 tonnes per day (tpd) increasing to 82,000 tpd prior to closure in 2002. In total about 960 Mt of ore and 1,300 Mt of waste were mined. Surface dimensions of the oval shaped open pit are approximately 1650 m in the north-south direction and about 1950 m in the east-west direction. The pit is approximately 800 m deep with interramp slope angles ranging from 37° in the up-

per weathered lithologies to about 58° in the competent constrained ground toward the base of the pit (Moss et al. 2006; Piteau Associates 2005).



In 1996 a feasibility study was completed for a block cave targeting a block height of around 500m and an ore reserve in excess of 220 Mt of carbonatite ore at 0.7% copper. Target production was 30,000 tpd which translates into a life of mine of about 23 years (Pretorius and Ngidi 2008). Upon completion of major open pit operations, a cave with a footprint of 150 to 300 m north-south and about 700 m east-west was initiated approximately 400 m below the pit floor, as shown in Fig. 11.

Fig. 11 3D view of Palabora pit and cave mine (after Brummer et al. 2005)

6.1.2 Geological Settings.

Fig. 12 illustrates the geological units encompassed by the Palabora open pit boundaries as well as the pit slope geometry. A brief description of the rock units present in the North wall is given in Table 3, while detailed descriptions of the regional and local geology can be found in Hanekom et al. (1965).

Table 3 - Description of rock units present in the North Wall (based on Piteau Associates, 2005)

Rock type	Description	UCS, MPa	RMR
Carbonatite	Forms the lower benches of the pit wall, primarily comprised of magnesium calcite with variable amount of magnetite and accessory minerals	127	61
Foskorite	Positioned in the lower middle part of the pit wall and comprised of serpentinized olivine, magnetite, apatite and some phlogopite	90	56
Micaceous pyroxenite	Occupies the upper half of the pit wall, and comprises mainly of diaspore, phlogopite and accessory minerals	86	59

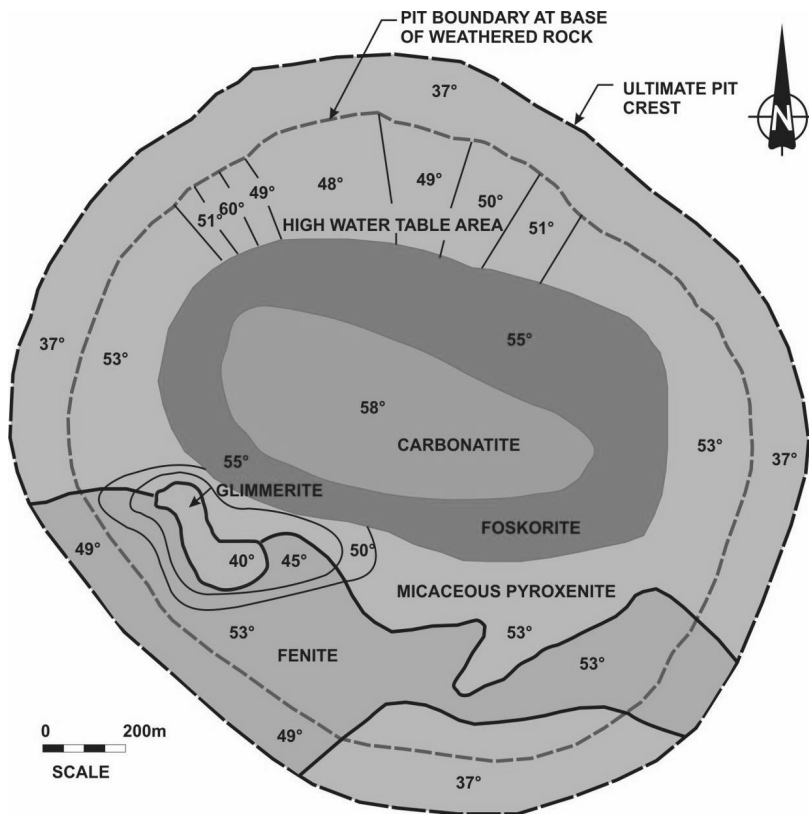


Fig. 12 - General geology and pit slope geometry at Palabora mine
(after Moss et al. 2005)

Structural geology at the site comprises a number of sub-vertical dolerite dykes trending north-easterly and four major faults, as shown in Fig. 13. Eight pronounced discontinuity sets were mapped in the pit, of which three steeply dipping sets with dip/dip direction $80^{\circ}/320^{\circ}$, $82^{\circ}/270^{\circ}$ and $85^{\circ}/020^{\circ}$ are present throughout the pit. In the upper portion of the pit wall a more representative orientation of the $85^{\circ}/020^{\circ}$ set is $80^{\circ}/225^{\circ}$ (Piteau Associates 2005). Mapping data presented by Martin et al. (1986) indicates the presence of a sub-horizontal set $014^{\circ}/07^{\circ}$ in carbonatite, foskoprite and micaceous pyroxenite.

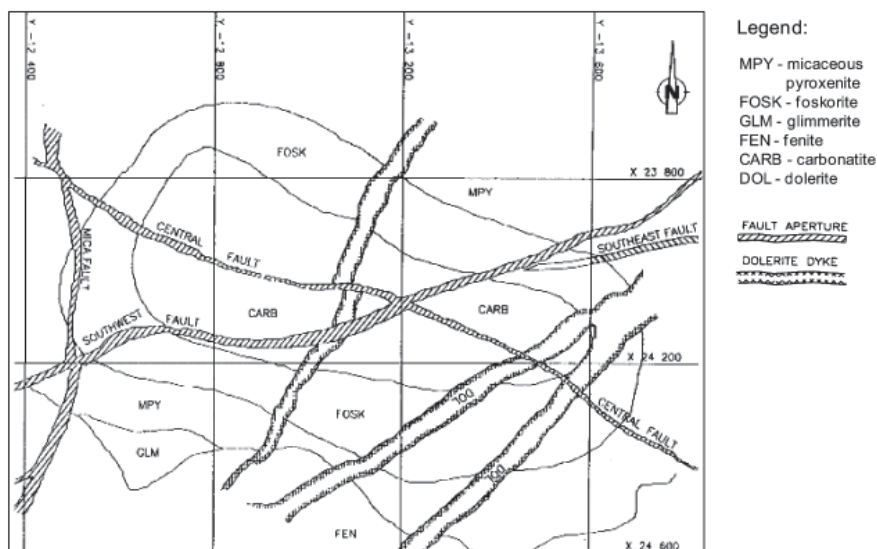


Fig. 13 - Major geological structures at Palabora mine

Piteau Associates (1980) showed that the joint sets at Palabora are reasonably consistent with depth over the mapped area and noted that joints in foskorite and pyroxenite, which are located at increasing distance from the centre of the orebody, have more diffuse populations and lower intensities for the peak values compared to the carbonatite rocks.

6.1.3 North Wall Failure

Concurrent with the cave breakthrough into the pit floor in late 2003 and early 2004, failure of a major portion of the North wall became apparent. The first indication of a major problem was a bench failure adjacent to one of the pit sumps. This was followed by the discovery of large cracks some 250m back from the pit rim (note: it is not known if the cracking occurred before or after the initial bench scale failures as only once the failure occurred was a survey made of the dense bush that surrounds that portion of the pit). The failure grew in size until after a period of about 18 months it encompassed a major section of the North Wall, with the crest some 50 m back from the pit rim, and the toe somewhere near the original pit floor. The failure dimensions were some 800 m high by 300m along the wall. A plan view of the failure is given in Fig. 14.

As indicated by Pretorius and Ngidi (2008) modelling of the open pit - cave interaction carried out by external consultants prior to the failure event concluded that pit walls are to be stable above approximately the middle of the pit depth. Following the failure, a back analysis was carried out by Piteau Associates (2005) using the limit equilibrium package SLIDE (RocScience 2007), and by Itasca (2005) using 3DEC simulations (Brummer et al. 2005). The limit equilibrium study did not explain the mechanisms leading to the North Wall failure; it was recognized that this type of analysis has a limited ability to simulate rock mass deformations due to caving.



Fig. 14 - Plan view of North Wall failure at Palabora mine

3DEC models were constructed in order to calibrate the properties of the rock mass with the monitored displacement, to match the failure mode of the North wall, and to predict the likely long-term stability of the pit walls. This study concluded that movement and deterioration of the North Wall was directly linked to the block cave mining. Itasca (2005) concluded that: *"The stability of the North wall is controlled by joint sets. The single on-site estimated joint set of 75o/250o (dip/dip direction) produces a failure mode that matches the failure zone. A more detailed model based on the two mapped sets 80o/140o and 80o/225o also matches the failed zone"*.

No combinations of major structures exist that would delineate a slope failure with a dip or plunge flatter than about 66° , with most structural combinations having a dip or plunge of at least 75° . There are no combinations of major structures that dip or plunge to the south.

Analysis of the North Wall displacements carried out by Piteau Associates (2005) showed that the displacements within some areas of the main zone of instability have approached the plunge of the line of intersection of two discontinuity sets that appear to control the stability of the North Wall. At the same time, the line of intersection at the northern limit of the failure zone does not appear to intersect the block cave footprint. This indicates that North Wall failure probably involved a complex mechanism, primarily governed by the dominant rock mass fabric with elements of brittle intact rock fracture and step-path failure.

6.2 Modelling

6.2.1 General Approach in the Modelling Analysis

The modelling presented here is not intended to be a rigorous back analysis of the Palabora failure and makes no attempt to exactly match the observed deformations and associated pit slope displacements. Instead a conceptual modelling approach is adopted which is founded on an engineering judgement based assessment of the site geotechnical conditions with a full consideration of the limited data available. The analysis focuses on understanding the general principles of open pit - caving interaction and associated failure mechanisms using the Palabora geometry as input.

Analysis of the extent of the Palabora North wall failure indicates that the failure boundaries are largely defined by the three joint sets mapped at the site. It appears that a combination of the $80^\circ/320^\circ$ and $82^\circ/270^\circ$ sets contributed to the formation of the lateral failure release surfaces and the $80^\circ/225^\circ$ ($85^\circ/020^\circ$) sets influenced the formation of the rear release surface. The depth of the failure surface and the mechanism of failure development remain uncertain. As previously stated step-path failure was likely a major factor in the formation of the basal failure surface.

It is apparent that rock mass fabric played an important role in North Wall failure development, therefore discontinuities must be explicitly incorporated into modelling analysis. Accurate characterization of the discontinuities in a jointed rock mass is not a trivial task due to their inherent three dimensional nature and the frequent limitations in exposure to spatially isolated surface outcrops, boreholes and stopes. A number of techniques have been proposed to develop 3D fracture networks from collected discontinuity data using stochastic modelling. Studies show that, among the different approaches developed to characterize fracture networks, the discrete fracture network (DFN) model is the most appropriate to simulate geologically realistic networks (Dershowitz et al. 1996). In this paper the Discrete Fracture Network (DFN) code FracMan (Golder 2007) is employed. FracMan is a convenient tool to generate 3D stochastic models of fracture networks based on collected discontinuity data; it allows export of 2D and 3D fracture data into the ELFEN code.

Notwithstanding the complexity and inherent 3D nature of the North Wall deformations, it is believed that utilization of a combined FEM/DEM-DFN technique even in 2D provides a better understanding of the failure mechanism. The analysis presented here assumes that lateral release conditions exist *a priori* and investigates formation of the basal failure plane.

6.2.2 Model Setup

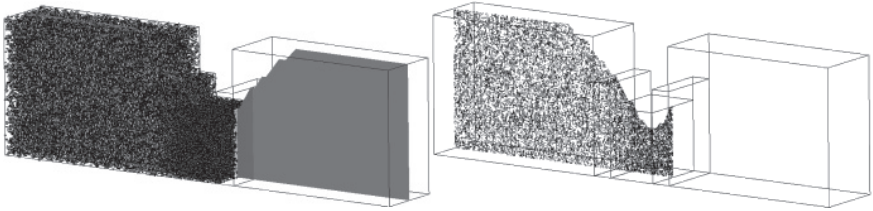


Fig. 15 Preliminary DFN model of Palabora mine North Wall section (a) 3D DFN model; (b) fracture traces on traceplane

Based on the jointing data reported by Piteau Associates (1980) and Martin et al. (1986) a preliminary FracMan DFN model of part of the North Wall situated within the failure zone, corresponding to cross-section A-A in Fig. 14, was generated, as shown in Fig. 15. It was assumed that the density of the jointing decreases away from the orebody. Here it should be emphasized that the DFN model presented in Fig. 15 is preliminary and is based on the best estimate of the actual jointing conditions. Ongoing work based on photogrammetry is being conducted to refine the DFN. The DFN model was imported into the ELFEN model, shown in Fig. 16.

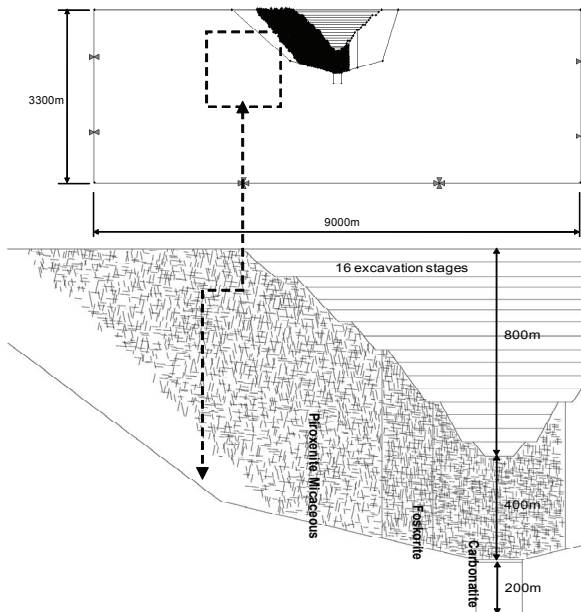


Fig. 16 - ELFEN model of Palabora mine NW-SE section (section A-A in Fig. 20).

The mesh resolution was optimized with respect to the computing resources available, resulting in a 2m mesh within the caving boundaries and a graded mesh of up to 5m in the open pit slope. As evident from Table 3 all three rock mass domains represented in the North Wall have a very similar rock mass rating. For the purpose of the current analysis it was assumed that the rock mass has uniform characteristics. To account for decreasing joint density away from the orebody, tensile strength in the foskorite and micaceous pyroxenite was increased. Two cases were considered:

- Model P1 with a tensile strength increase of 100 and 150% in the foskorite and micaceous pyroxenite, respectively; and
- Model P2 with a similar tensile strength increase of 150 and 200%.

The input parameters adopted for the modelling are given in Table 4.

Table 4 - Modelling input parameters for preliminary Palabora failure simulation

Parameter	Unit	Value		
		Micaceous Pyroxenite	Foskorite	Carbonatite
<u>Rock properties</u>				
Young's Modulus, E	GPa	18	18	18
Poisson's ratio, ν		0.25	0.25	0.25
Density, ρ	kgm-3	2600	2600	2600
Tensile strength, σ_t	MPa	2 (P1), 2.5 (P2)	1.5 (P1), 2 (P2)	1 (P1), 1 (P2)
Fracture energy, G_f	Jm-2	60	60	60
Cohesion, c_i	MPa	4.7	4.7	4.7
Friction, ϕ_i	degrees	45	45	45
Dilation, ψ	degrees	5	5	5
<u>Discontinuities</u>				
Fracture cohesion, c_f	MPa	0		
Fracture friction, ϕ_f	degrees	35		
Normal stiffness, kn	GPa/m	2		
Shear stiffness, ks	GPa/m	0.2		
<u>Stress level</u>				
In-situ stress ratio, K		1		

6.2.3 Modelling Results and Discussion

Figs. 17 and 18 illustrate caving-induced slope deformations for model P1 at cave breakthrough and at 40% ore extraction. It can be seen that at cave breakthrough, slope failure has initiated. Caving-induced slope unloading led to mobil-

ization of the lower portion of the slope where significant fracturing is observed, this corroborates well with the field observations. Initial step-path fracturing in the upper portion of the slope, as well as formation of the tensile cracks in the open pit slope and at the pit crest, was also observed. The basal failure surface that encompasses the entire pit slope did not fully develop until about 40% ore extraction. As shown in Fig. 18 this failure surface is step-path driven and is strongly defined by the rock mass fabric. The failure outcrop at the pit crest over-predicts the location of the actual failure, by about 50m. It should be noted that this is not a significant margin given the scale and complexity of the problem. The portion of the slope defined by the failure surface is split into three major segments: the lower segment mobilized at the cave breakthrough fully lost its structural coherence, while the upper segments sustained generally minor damage.

Caving-induced slope deformations at cave breakthrough and at 40% ore extraction for model P2 are given in Figs. 19 and 20, respectively. In contrast to model P1, here full scale slope failure did not materialize. The lower portion of the slope mobilized at cave breakthrough, continuing to disintegrate and unravel with ore extraction. Only minor fracturing within the slope, insufficient to form a failure surface, was observed. This highlights the sensitivity of the modelling outcome to the assumption of the pit slope rock mass strength.

Due to very long run-times the modelling was terminated at about 80% ore extraction, with no changes in the observed deformation trends. In general, models P1 and P2 illustrated different outcomes which could lead to very different implications in terms of mine planning. The uncertainty in the modelling input parameters and overall limited understanding of the strength of the rock mass at a large open pit scale pose an important dilemma for decision makers.

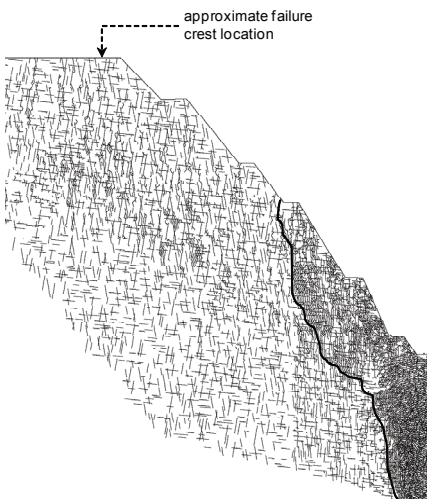


Fig. 17 - Pit slope deformation at cave breakthrough for model P1

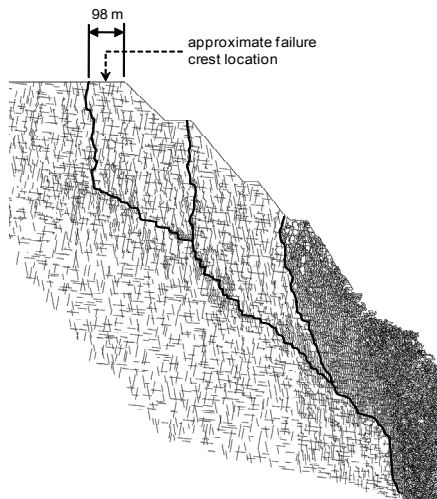


Fig. 18 - Pit slope deformation at 40% ore extraction for model P1

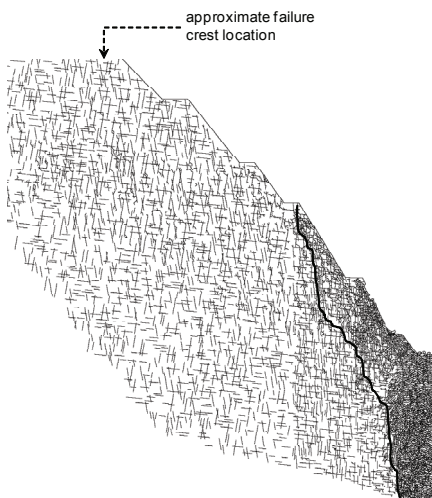


Fig. 19 - Pit slope deformation at cave breakthrough for model P2

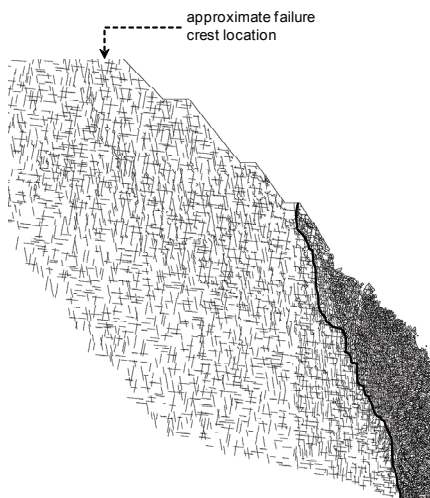


Fig. 20 - Pit slope deformation at 40% ore extraction for model P2

Overall the conducted analysis of North Wall jointing conditions, observed deformations and the conducted modelling suggest that failure of the North Wall was largely governed by rock mass fabric. The in-situ conditions provided the means to enable the formation of lateral and rear release surfaces as well as formation of a step-path driven failure surface. The analysis showed that when based on sound engineering judgement, even with limited data, FEM/DEM-DFN modelling can contribute to the development of understanding of complex failure mechanisms related to open pit - caving interaction. It appears that the FEM/DEM-DFN technique can be successfully employed for analysis of practical interaction problems.

7 Conclusions

Brittle fracturing processes are one of the primary controls on slope deformation development in large open pits. The FEM/DEM modelling approach was utilized in the analysis of primary fracture process associated with block caving-induced step-path failure development in large open pit slopes. The proposed “total interaction” analysis allowed relating the destressing of the crown pillar due to caving to the development of unloading-induced failure within the slope and the resultant subsidence at the surface. Analysis indicated that there is a threshold or critical intact rock bridge percentage along step-path failure planes that may ensure stability of an open pit throughout caving operations.

Transition from open pit to underground mining at Palabora mine presents an important example of pit wall instability triggered by caving operations. Using a combined FEM/DEM-DFN modelling approach it was possible to investigate the formation of the basal failure surface within the open pit slope as a direct result of caving. The modelling highlighted the importance of open pit slope strength and its influence on caving-induced slope response. It appears that in open pit - caving transition projects, reliable estimates of open pit slope strength is equally important

as the assessment of the role of major geological structures. It is however recognized that establishing geomechanical parameters for large open pits remains an important challenge yet to be resolved.

In the authors' opinion the modelling of complex interaction problems requires careful consideration of site specific conditions, including, but not limited to, rock mass strength, rock mass fabric and loading/unloading conditions. Given the uncertainties associated with the development of major open pit-underground transition projects a range of possible conditions should be considered, including varying assumptions of rock mass strength, variability of jointing orientation and persistence, as well as different possibilities of caving development (slope unloading conditions). Considering the important implications of design decisions the required effort to carry out detailed numerical modelling analysis using techniques capable of more realistically capturing problem complexity is without doubt justifiable.

Overall, the analysis presented in this paper demonstrated that FEM/DEM and FEM/DEM-DFN modelling offers an excellent platform for analysis of a very complex rock engineering problem. This is particularly encouraging in light of the future need for reliable design tools for open pit - underground transition projects.

Acknowledgements

The authors would like to acknowledge research funding provided by Rio Tinto and Natural Sciences and Engineering Research Council of Canada. We would also like to acknowledge research collaboration with Andre van As (Rio Tinto), Erik Eberhardt, Scott Dunbar and Malcolm Scoble (University of British Columbia) and Steve Rogers (Golder Associates Ltd). Technical support of Rockfield Technology Ltd. (UK) is gratefully appreciated.

References

- 1 ABAQUS (2007) Simulia. <http://www.simulia.com>
- 2 Baczynski, NRP (2000) STEPSIM4 "step-path" method for slope risks. In: Proc. International Conference on Geomechanical and Geological Engineering. Melbourne. Technomic Publishing Co. Lancaster. Vol.2: pp. 86-92.
- 3 Beck D, Pfitzner M (2008) Interaction between deep block caves and existing, overlying caves or large open pits. In: Proc. 5th International Conference and Exhibition on Mass Mining (MassMin2008). Luleå. Sweden. Luleå University of Technology Press. Luleå. Sweden. pp. 381-391.
- 4 Brummer RK, Li H, Moss A (2006) The transition from open pit to underground mining. An unusual failure mechanism at Palabora. In: Proc. of International Symposium on Stability of Rock Slopes in Open Pit Mining and Civil Engineering. Cape Town. South Africa. The South African Institute of Mining and Metallurgy. Symposium Series S44. pp. 411-420.
- 5 Cai M, Kaiser PK (2004) Numerical simulation of the Brazilian test and the tensile strength of anisotropic rocks and rocks with pre-existing cracks. Int. J. Rock. Mech. Min. Sci. 41(1): 478-483.
- 6 Coggan JS, Pine RJ, Stead D, Rance J (2003) Numerical modelling of brittle rock failure using a combined finite-discrete element approach: implications for rock engineering design. In: Proc. ISRM 2003. South African Institute of Mining and Metallurgy. SAIMM Symposium Series S33. pp. 211-218.

- 7 Dershowitz W, Wallmann P, Shuttle D, Follin S (1996) Canister and far-field demonstration of the discrete fracture analysis approach for performance assessment. Stockholm, Sweden. SKB Progress Report U-96-41.
- 8 Eberhardt E, Stead D, Elmo D, Dunbar S, Scoble M, Moss A, Sturzenegger M, Vyazmensky A, Tollenaar R, Eissa H (2007) Transition from surface to underground mining: Integrated mapping, monitoring and modeling data to better understand complex rock mass interaction. In: Proc. International Symposium on Rock Slope Stability in Open Pit and Civil Engineering. Perth. Australia. Australian Centre for Geomechanics. pp. 321-332.
- 9 Elmo D, Vyazmensky A, Stead D, Rance JR (2008) Numerical analysis of pit wall deformation induced by block-caving mining: a combined FEM/DEM - DFN synthetic rock mass approach. In: Proc. 5th International Conference and Exhibition on Mass Mining (MassMin2008). Luleå. Sweden. Luleå University of Technology Press. Luleå. Sweden. pp. 1073-1082.
- 10 Elmo D, Vyazmensky A, Stead D, Rance JR (2007) A hybrid FEM/DEM approach to model the interaction between open pit and underground block caving mining. In: Proc. 1st Canada-U.S. Rock Mechanics Symposium. Vancouver. Canada. Taylor & Francis Group Ltd. London. Vol.2. pp. 1287-1294.
- 11 Flores G, Karzulovic A (2004) Geotechnical guidelines for a transition from open pit to underground mining. Subsidence. ICSII. Task 4. Technical report. 78 pp.
- 12 Franz J, Cai Y, Hebblewhite B (2007) Numerical modelling of composite large scale rock slope failure mechanisms dominated by major geological structures. In: proc. 11th Congress of the International Society for Rock Mechanics. Lisbon. Taylor & Francis Group. London. Vol.1. pp. 633-636.
- 13 Golder Associates (2007). FracMan. Version 6.54. <http://www.fracman.golder.com>
- 14 Hanekom HJ, van Staden CM, Smit PJ, Pike DR (1965) The geology of the Palabora igneous complex. South African Geol. Survey. Mem 54. 179 pp.
- 15 Itasca. (2007) FLAC2D, 3DEC and UDEC codes. Itasca Consulting Group Ltd. <http://www.itascacg.com>
- 16 Jennings JE (1970) A mathematical theory for the calculation of the stability of slopes in open cast mines. In: Proc. Planning of Open Pit Mines. Johannesburg. South Africa. Balkema. Cape Town. pp. 87-102.
- 17 Klerck PA (2000) The finite element modelling of discrete fracture in quasi-brittle materials. PhD thesis. University of Swansea. UK.
- 18 Martin DC, Steenkamp NSL, Lill JW (1986) Application of statistical analysis technique for design of high rock slopes at Palabora mine, South Africa. Mining Latin America. pp. 241-255.
- 19 Martin DC (1978) The influence of fabric geometry and fabric history on the stability of rock slopes. MSc dissertation. 99 pp. Imperial College. London. Unpublished. (reported by Piteau & Martin, 1982).
- 20 McMahon BK (1979) Report to Bougainville Copper Limited on slope design studies, Pan Hill. McMahon, Burgess and Yeates, Sydney.
- 21 Moss A, Diachenko S, Townsend P (2006) Interaction between the block cave and the pit slopes at Palabora mine. In: International Symposium on Stability of Rock Slopes in Open Pit Mining and Civil Engineering. Cape Town. South Africa. The South African Institute of Mining and Metallurgy. Symposium Series S44. pp 399-409.

- 22 Munjiza A (2004) The combined finite-discrete element method. J. Wiley & Sons. Chichester. 348 pp.
- 23 Munjiza A, Latham JP (2004) VGW - virtual geoscience workbench. Internal report. Department of Engineering. Queen Mary, University of London. 212 pp.
- 24 Munjiza A, Andrews KRF, White JK (1999) Combined single and smeared crack model in combined finite-discrete element analysis. *Int. J. Numer. Meth. Engng.* 44: 41-57.
- 25 Munjiza A, Owen DRJ, Bicanic N (1995) A combined finite-discrete element method in transient dynamics of fracturing solids. *Engineering Computations.* 12: 145-174.
- 26 Owen DRJ, Pires FM, De Souza Neto EA, Feng YT (2004). Continuous/discrete strategies for the modelling of fracturing solids. Publication of the Civil & Computational Eng. Centre, University of Wales - Swansea.
- 27 Pine RJ, Coggan JS, Flynn ZN, Elmo D (2006) The development of a new numerical modelling approach for naturally fractured rock masses. *Rock Mech. Rock Engng.* 39(5): 395-419.
- 28 Piteau Associates Engineering Ltd (2005) Assessment of pit wall instability and slopes displacement as a result of interaction between the open pit and underground mine. Technical report. 96 pp.
- 29 Piteau Associates Engineering Ltd (1980) Report on slope stability analysis and design of slopes in the copper open pit. Technical report. 150 pp.
- 30 Pretorius D, Ngidi S 2008. Cave management ensuring optimal life of mine at Palabora. In: *Proc. 5th International Conference and Exhibition on Mass Mining*. Luleå. Sweden. Luleå University of Technology Press. Luleå. Sweden. pp. 63-71.
- 31 Rance JM, van As A, Owen DRJ, Feng YT, Pine RJ, Coggan J (2007) Computational modelling of multiple fragmentation in rock masses with application to block caving. In: *Proc. 1st Canada-U.S. Rock Mechanics Symposium*. Vancouver. Canada. Taylor & Francis Group. London. Vol.1. pp. 477-484.
- 32 Read JRL, Lye GN (1984) Pit slope design methods: Bougainville copper open cut. In: *Proc. 5th International Congress on Rock Mechanics*, Melbourne. pp. C93-C98.
- 33 Rocscience (2007) Phase2, RocLab, SLIDE. Rocscience Inc. Toronto. <http://www.rocscience.com>
- 34 Rockfield (2007) ELFEN. Rockfield Technology Ltd. Swansea. UK. <http://www.rockfield.co.uk>
- 35 Salim A, Stacey TR (2006) Unstable rock slope behaviour in discontinuous rock masses. In: *Proc. Symp. SANIRE 2006*. S. Afr. National Institute of Rock Engineering. Rustenburg. pp 30-45.
- 36 Stacey TR (2007) Slope stability in high stress and hard rock conditions. Keynote address. In: *Proc. Int. Symp. On Rock Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering*. Perth. Australian Centre for Geomechanics. pp 187-200.
- 37 Stacey TR, Terbrugge PJ (2000) Open pit to underground - transition and interaction. In: *Proc. MassMin 2000*. Brisbane. AusIMM. pp. 97-104.
- 38 Stead D, Coggan JS, Elmo D, Yan M (2007) Modelling brittle fracture in rock slopes: experience gained and lessons learned. In: *Proc. Int. Symp. On Rock Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering*. Perth. Australian Centre for Geomechanics. pp. 239-252.

39 Stead D, Coggan JC (2006) Numerical modelling of rock slopes using a total slope failure approach. In: Landslide from Massive Rock Slope Failure. (eds. Evans, S., Hermanns, R., & Strom, A.) Springer, Dordrecht, Netherlands. pp. 131-142.

40 Stefanizzi S (2007) Numerical modelling of strain driven fractures in around tunnels in layered materials. Ph.D. thesis. Politecnico di Torino. 177 pp.

41 Vyazmensky A (2008) Numerical modelling of surface subsidence associated with block cave mining using a finite element / discrete element approach. PhD thesis. Simon Fraser University. Vancouver. Canada.

42 Vyazmensky A, Elmo D, Stead D, Rance JR (2007) Combined finite-discrete element modelling of surface subsidence associated with block caving mining. In: Proc. 1st Canada-U.S. Rock Mechanics Symposium. Vancouver. Canada. Taylor & Francis Group. London. Vol.1. pp. 467-475.

43 Wang C, Tannant DD, Lilly PA (2003) Numerical analysis of the stability of heavily jointed rock slope using PFC2D. Int. J. Rock Mech. and Min. Sci. 40: 415-424.

44 Yan M (2008) Numerical modelling of brittle fracture and step-path failure: from laboratory to rock slope scale. PhD thesis. Simon Fraser University. Vancouver. Canada.

45 Yu J (1999) A contact interaction framework for numerical simulation of multi-body problems and aspects of damage and fracture for brittle materials. PhD thesis. University of Wales. Swansea. UK.

(1) Senior Geotechnical Engineer, Copper Projects Group. Rio Tinto Ltd., Vancouver, Canada

Mailing address: Dr. Alex Vyazmensky. Rio Tinto Ltd. Copper Projects. 354-200 Granville St., Vancouver, BC, Canada, V6C 1S4

Phone: +1 604 696 3412 (alt. 1 604 6940404)

Fax: +1 604 696 3431

E-mail: alex.vyazmensky@riotinto.com (alt. alex.vyazmensky@gmail.com)

(2) Professor, Department of Earth Science, Simon Fraser University. Vancouver, Canada

(3) Rock Mechanics Specialist, Mining Group. Golder Associates Ltd., Vancouver, Canada

(4) General Manager - Technology and Innovation, Copper Projects Group. Rio Tinto Ltd., Vancouver, Canada

Бектыбаев А.Д., Бекбергенов Д.К., Орынгожин Е.С., Карабатаев Д.Т.

КЕН ӨНДІРУ ТЕХНОЛОГИЯСЫНДАҒЫ ЖОҒАЛЫМ МЕН ҚҰНСЫЗДАНУ ДЕҢГЕЙІН АНЫҚТАУДЫҢ ҒЫЛЫМИ МЕТОДОЛОГИЯСЫ ТУРАСЫНДА

Түйінді сөздер: *Методология негізі, жер қойнауы, кенішті қазып алу технологиясы, кеннің жоғалымы мен құнсыздануы.*

Ключевые слова: *Основы методологии, недры, полезные ископаемые, технология разработки месторождения, потери и разубоживание руды.*

Keywords: *Methodological principles, bowels, minerals, technology development of the field, losses and dilution of ore.*

Мақалада қазба байлықтарды жер қойнауынан қазып алу технологиясындағы жоғалым мен құнсыздану деңгейін анықтаудың ғылыми методологиясын жасаудың мәселесі қарастырылған.

В статье для эффективной технологии извлечения полезных ископаемых из недр рассматривается сущность создания научных основ методологии потерь и разубоживания руды.

In an article for an effective technology to extract minerals from the subsoil is considered the essence develop the scientific basis of methodology ore loss and dilution.

Техникалық прогрестің жедел қарқынмен дамуы пайдалы қазылымдарды өндірудің техникалық жағынан мүмкіндік деңгейі мен оны өндіру кезіндегі нақты алынымы арасында үнемі алшақтық туғызады, бұл алшақтықтар жыл сайын жер қойнауындағы құндылықтардың қайтарымсыз артық жоғалымдары түрінде үлкен зиян келтіреді.

Жер қойнауынан пайдалы қазылымдар алынымының толықтығы мен тиімділігінің жақсаруы кен өндірудегі жоғалым мен құнсызданудың экономикалық зардабын дұрыс түсінуге байланысты. Ол үшін арнаулы әдістеме қажет. Сол әдістеме бойынша пайдалы қазылымдардың жоғалымына нақты баға беруге және өндіру мен өндеудің өзіндік құнындағы өнімсіз шығындардың қалыптасу себептерін және жер қойнауынан пайдалы қазылымдар алынымының толықтығы мен тиімділігінің ұтымды арақатынасын сақтай отырып, арнайы бағытталған өндіріс технологиясының жаңа нұсқаларын жасауға болар еді.

Академик М.И. Агошков жер қойнауынан пайдалы қазылымдарды ысырапсыз алудың бірден-бір жолы кен орындарының табиғи жағдайларына байланысты ең оңтайлы қазу жүйелерін экономикалық тұрғыдан бағалап, олардың ең тиімдісін қолдану керек деген пайымдама жасаған. Сөйтіп, ол пайдалы қазылымдар жоғалымының экономикалық зиянды салдарын анықтауды ұсынды. Бұл әдістеме өнеркәсіпте жұмысты қауіпсіз жүргізуді және кен қадағалау жөніндегі мемлекеттік комитеті (Госгортехнадзор) тұрғысынан қолдау тауып, барлық тау-кен өнеркәсіп орындарында кеңінен қолданылды. Бірақ ұсынылған әдістеме бойынша тандалынып алынған қазу жүйесіне тән жоғалым мен құнсыздану деңгейлері кең ауқымда өзгертінін автор ескермеген еді [1].

Техника ғылымдарының докторы А.А. Сергеев барланған қор жоғалымынан келетін экономикалық шығынды жете зерттеп, қара металлургия кеніштерінде пайдалы қазылымның бір пайыз жоғалымының халық шаруашылығына әкелетін зияны, шамамен алғанда, жылына – 0,9 млн. теңге, ал түсті металлургия кеніштерінде – 2,5 млн. теңгеден астам құрайды деп көрсетті [2].

Жер қойнауындағы барланған кенорындарын қазу кезінде пайдалы қазылымдар жоғалымдары болатыны сияқты кеннің құнсыздануы да болмай қоймайтын құбылыс. Кеннің құнсыздануы барлық қазу жүйелерінде кездеседі. Бірақ олардың деңгейлері әр қазу жүйелерінде әр түрлі болады. Сондықтан құнсызданудың халық шаруашылығына келтіретін зияны қолданылатын қазу жүйелеріне байланысты болады. Құнсызданудың деңгейін азайтудың экономикалық маңызын бір ғана мысалмен айтса жеткілікті. Проф. М.Г. Милграмның зерттеуі бойынша, Зырян қорғасын комбинатында кеннің 1 пайызға құнсыздануы 283 мың теңге, Жезқазған комбинатында 730 мың теңге, Ащысай полиметалл комбинатында 334 мың теңге, Лениногор полиметалл комбинатында 326 мың теңге құрайтынын дәлелдеді [3].

Кенорнын қазудың әдеттегі жоспарланған жағдайынан экономикалық жағынан кез келген негізсіз ауытқу белгілі бір дәрежеде қалыптан тыс жоғалымның пайда болуына әкеп соқтырады. Тау-кен жұмыстарын дұрыс жүргізеу салдарынан болатын қалыптан тыс жоғалымдар кенорнының қазып алынатын учаскелерінде қазу жүйелерінің тау кен-техникалық жағдайларына сәйкес келмеуінен, қандай да бір өндіру технологиясының жобамен белгіленген параметрлерінен ауытқуынан, тау-кен жұмыстарын жүргізу технологиясының орындалу барысында бірізділіктің сақталмауынан, кен мен жанас жыныстардың физикалық-механикалық қасиетін ескермеуден және т.б. себептерден пайда болуы мүмкін.

Тау-кен кәсіпорындарының жұмыс тәжірибесі ретінде бұған мысал ретінде табиғи және еріксіз қопарып қазу жүйелерін орынсыз енгізу әсерінен Текелі кенорнына бүкіл кенорнын өртке шалдығуға әкеліп соқтырған. Кенорнын қазуда бұл жүйені енгізудің басты қатесі жанас жыныстар мен кеннің өздігінен тұтанып жануға бейімдігін ескермеу. Сол кездегі прогресті және жоғары өнімді саналатын қазу жүйесін Текелі кенорнында қолдану нәтижесінде кәсіпорын өзін-өзі ақтамайтындар қатарына қосылды, халық шаруашылығына үлкен зиян келтіреді және кен жоғалымының күрт өсуіне әкеп соқтырады [4].

Сонымен бірге кен өндіру технологиясының жобамен белгіленген параметрлерінен ауытқуы жиі байқалып жүр. Мұндай ауытқулар қазу жүйесінің бәрінде орын алуы мүмкін. Жобадағы параметрлерден ауытқу көбіне қабатты қопару жүйесі мен кентіректі-камерамен қазу жүйелерінде кездеседі.

Параметрлердің жобада көзделінген технологиядан ауытқуы кентіректі-камерамен қазу жүйесінде де байқалады. Мысалы, Мемтау кентехқадағалау бір кенорнын тексергенде мына жағдай анықталды. 137 камерааралық тіреу тыңшықтың 80-нің размері жобадағыдан анағұрлым үлкен болды (20-25 м² орнына орташа ауданы 30-32 м²), бұл кеннің қалыптан тыс жоғалым болуына әкеп соқтырады. Аталған қазу жүйесін басқа кенорнында қолданғанда камерааралық кентіректердің жобада көзделген ауданы 17 м² болса, іс жүзінде оның көлемі 30 м² жеткен. Қалдырылған кентіректер көлемінің ұлғаюы нәтижесінде кен жоғалымы 13 пайыздың орнына 22,8 пайыз болған.

Пайдалы қазылымдар жоғалымының өсуі, іс жүзінде, тіпті толтырып тығындап қазу жүйесінде де, тау-кен жұмыстарын жүргізу технологиясының орындалу тәртібінің бұзылу салдарынан жиі кездеседі. Мысалы, толтырмалау жұмыстарының артта қалуынан және камерааралық кентіректердің ұзақ уақытқа қалдырылуы, соңғысы тау-кен қысымының қайта бөлініп таралуы нәтижесінде біртіндеп бұзылады да, ақыр соңында қазып алуға жарамсыз болып қалады. Сондай-ақ жоғалымның өсуі тау-кен қазбаларының: дучкалардың, өрлемелердің, блоктар түбінің, штрек асты, штрек үсті кентіректерінің және т.б. дер кезінде бекітілмеуі салдарынан да болуы мүмкін.

Пайдалы қазылымдарды қазу кезіндегі кеннің жоғалымы мен құнсыздануын есептеу бұрынғы түсті металлургия министірлігінің бекіткен әдістерімен орындалатын. Олар: тікелей өлшеу және жанама есептеу әдістері.

Тікелей (өлшеу) әдіс тазалап қазып алу кеңістігіне кіруге мүмкіндік болып, онда алынбай қалған пайдалы қазылымдар (тыңтірек немесе қопарылған күйінде) мен кенді жұтаңдыратын бос жыныстарды (немесе басқа материалдарды) тікелей өлшеуге болатын жағдайда қолданылады. Кенді қазып алу кезінде тікелей жоғалымды анықтауға мүмкіндік туады. Осыған байланысты жоғалым көздерін тез тауып, алдын ала шаралар қолданып, оның деңгейін төмендетуге болады. Сондықтан бұл негізгі әдіс болып саналады.

Жанама (есептеу) әдіс кені алынған кеңістікке кіруге мүмкіндік болмайтын жағдайда кен массивін қопарып алу барысында онымен жанаса біткен үстіңгі және астыңғы жатқан тау жыныстарының да бірге құлауына мүмкіндік тудыратын қазу жүйелерін (қопарып құлатып қазу, этажды-камералық және т.б.) қолданғанда пайдаланылады. Сондықтанда бұл есептеу әдісінің дәлдігі тікелей әдіспен салыстырғанда төмен болады.

Кейінгі кездерге дейін пайдалы қазылымның қалыпты және жоспарлы жоғалымы мен құнсыздануының деңгейі әр түрлі әдістермен белгіленіп келеді. Олар: статистикалық әдіс – бірқатар жылдар бойы жоғалым мен құнсыздану туралы жиналған маркшейдер-геологиялық мәліметтерді статистикалық талдауға негізделген; конструкциялық әдіс – блоктар мен оның жекеленген элементтерінің геометриялық өлшемдеріне негізделген; есептеу әдісі – кен түсіру тесігінің өлшемдеріне және жоғалым мен құнсыздануының өзгеру заңдылығына негізделген.

Статистикалық әдіс барлық қазу жүйелерінің қалыпты және жобалық жоғалым мен кен құнсыздану деңгейін анықтау үшін әлі күнге дейін көпшілік кеніштерде қолданылады. Нәтижесінде кенорнын қазу барысында жіберілген кейбір техникалық ережелердің бұзылуынан болған жоғалым мен кен құнсыздану деңгейінің шындықтан ауытқу нәтижесі қалыпты деңгей ретінде заңды болып күшіне енеді. Өрине, бұл үлкен кемшілік. Сондықтан бұл әдісті барлық қазу жүйелеріне емес, кейбір жүйелерге ғана қолдану орынды.

Конструкциялық әдісте кен денесі пішініне байланысты қопарылған кенді блоктан алу кезінде болатын кейбір өзгерістер есепке алынбайды. Ал есептеу әдісінің нәтижесі дәлдік жағынан тым жоғары емес екенін айтқан жөн.

Қазу технологиясы барысында пайдалы қазылым жоғалымы мен кен құнсыздану деңгейін анықтау үшін жоғарыда көрсетілген үш негізгі әдістемелерден басқа кейде аралас әдістер қолданылады. Ол негізгі әдістердің біреуін қолданып, бірақ ол жоғалым мен құнсызданудың қажетті деңгейін анықтауға жеткіліксіз болған жағдайда, аталмыш әдістердің екеуін немесе үшеуін бірдей үйлестіріп пайдалануға негізделген.

Жанама әдісті ең алғаш проф. Е.П. Прокопьев ұсынып, оны анықтау жолдарын жасады. Бұл әдіс қазір тау-кен өнеркәсібінде кеңінен қолданылып жүр. Тау-кен өнеркәсібінде тікелей және жанама әдістер тиісінше 30 және 70 пайыз шамасында қолданылады.

Жер қойнауынан шығарылған пайдалы қазылымдардың коэффициенті мына төмендегідей анықталатыны белгілі:

$$I = \frac{D - B}{B} \quad (1)$$

мұнда: D - жұтаңданып қазып шығарылған кеннің мөлшері, т немесе m^3 ; B - кен қазып алу барысында, онымен араласып жұтаңданатын бос жыныстың (немесе сапасыз кеннің) мөлшері, т немесе m^3 ; B - кеннің жер қойнауындағы қоры есебінен шығарылған мөлшері, т немесе m^3 .

Жер қойнауынан шығарылған қордың пайыздық мәні:

$$I = 100 \frac{D - B}{B} \% \quad (2)$$

Жер қойнауында алынбай қалған кеннің пайыздық мәні:

$$n = 100 - I \% \quad (3)$$

Сонымен қатар қазып алу барысында пайдалы қазылымдарға қосылып араласып кеткен бос жыныстар мөлшерінің қазып алынған жұтаң кеннің көлеміне қатынасы арқылы құнсыздандудың коэффициентін (R) табуға болады:

$$R = \frac{B}{D} \quad (4)$$

немесе құнсыздандудың (P) пайызы

$$P = \frac{B}{D} \% \quad (5)$$

4-формуладан B мәнін былай табуға болады:

$$B = RD \quad (6)$$

2-формулаға B мәнін қойсақ, жер қойнауынан шығарылған пайдалы қазылымдар коэффициенті мынадай түрде жазылады:

$$I = 100 \frac{D(1 - R)}{B} \% \quad (7)$$

Қалыңдығы j жұқа желілерді қазып алу барысындағы құнсыздандуды мына формуламен анықтауға болады:

$$P = \left(1 - \frac{m}{m_0} \right) 100 \quad (8)$$

мұнда: m_0 - тазалап қазып алу кеңістігінің ені; m - желінің қалыңдығы, м.

Келтірілген (1, 2, 4) формулалардағы B мәні тікелей әдіспен анықталады, ал 8-формуладағы m және m_0 мәндері тікелей маркшейдерлік өлшеумен анықталады.

Кен өндіруде кейбір кен қазып алу жүйелерін қолдану кезінде кенге қосылып араласып кеткен бос жыныстарды тікелей әдіспен өлшеп анықтауға болмайтын жағдайда проф. Е.П. Прокопьев жанама әдісті ұсынды.

Ол үшін екі теңдеу жасалынады. Олардың біріншісі – қазып алынған кенді, екіншісі – металдың тепе-теңдігін көрсетеді:

$$D = A + B$$

$$D_a = A_c + B_e$$

мұнда: A - есептен шығарылған қордан алынған таза кен мөлшері, т немесе m^3 ; B - кен қазу кезінде кенге қосылып, араласып кеткен бос жыныстардың (немесе сапасыз кеннің) мөлшері, т немесе m^3 ; c – есептен шығарылған қордан алынған таза кен ішіндегі металл мөлшері, %, г/т, г/ m^3 ; a – қазып алынған жұтаң кендегі металл мөлшері, %, г/т, г/ m^3 ; e – қазып алынған кенді құнарсыздандыратын жыныстағы (немесе сапасыз пайдалы қазылымдардағы) пайдалы компоненттің мөлшері, %, г/т, г/ m^3 .

Бұл формулалармен анықталған жоғалым мәндерінің дәлдігі онша жоғары емес. Өйткені, оны анықтауға қатысатын басқа элементтердің сандық (есептен шығарылатын қордағы, қазып алынған кендегі, әсіресе, қазып алынған кенді құнсыздандыратын жыныстардағы немесе сапасыз кендердегі металл мөлшері) айтарлықтай дәл бола бермейді.

Әдетте, іс жүзінде жанама әдіспен есептелінген жоғалымның мәндері жоғарылатылмай, керісінше кемітіліп көрсетіледі. Есептеу формулаларының құрамына кіретін кейбір көрсеткіштердің мәндерін анықтағанда шығарылған қордағы және құнсыздандыратын жыныстардағы металдардың сынамаларындағы ең пайдалы мөлшеріне сүйенеді.

Кенорындарын қазып алу және қазып алынған кендерді өңдеу барысында оның жоғалымын болдырмау мүмкін емес екені белгілі. Бірақ осы жоғалымның мәні кәсіпорын үшін белгілі бір шекте болуы керек. Еңбек қауіпсіздігі халық шаруашылығының мұқтажына сай пайдалы қазылымдар барланған қорының жеткілікті екендігі есепке алына отырып, жоғалымның тиімді мәнінің анықталғаны жөн. Мұның өзі жоғалымның экономикалық тұрғыдан қарағанда халық шаруашылығына қаншалықты зиян шектіретінін, қолданылатын қазу жүйесінің тау-кен геологиялық жағдайына лайықты етіп таңдалғанын, пайдалы қазылымдардың жер қойнауынан толығырақ алынуының қол жеткен дәрежесін бағалауға мүмкіндік бермейді. Сонымен қатар жоғалымның жалаң сандық шамасы пайдалы қазылымдардың жоғалымдағы бөлігінің құны мен оны түгелімен қазып алуға немесе оның шамасын азайтып, қосымша кен шығаруға жұмсалған қаржы арасындағы байланысты толық аша алмайды.

Осыны терең сезінген өнеркәсіп мамандары мен кеңестік ғалымдар бұл мәселені шешуге шұғыл кіріскенді. Олар бірқатар құнды ғылыми еңбектер жазып, тау-кен ісінің осы мәселелеріне сала мамандарының назарын аударды.

Пайдалы қазылымдар кенорнын қазып алу мәселесі, сондай-ақ еліміздің минералдық ресурстарын тиімді пайдалану жолдары академиктер Л. Д. Шевяковтың, А. М. Терпигорьевтің, академик М. И. Агошковтың, профессорлар П. А. Рыжовтың, С. Д. Сониннің, Г. М. Малаховтың және көптеген мамандардың еңбектерінде қарастырылып, бірсыпыра құнды ұсыныстар жасалады.

Сонымен қатар пайдалы қазылымдар жоғалымының экономикалық маңызы арнайы қаралған еңбектер де жарық көре бастады. Олардың қатарына профессорлар Р. П. Каплуновтың, К. Л. Пожарицкийдің, П. И. Городецкийдің, Г. Я. Бурштейннің және П. С. Звягиннің, кен инженерлері Л. В. Крыжовтың, Н. В. Володомоновтың, Н. П. Полубарьевтың және тағы басқалардың жұмыстары жатады.

Бұл жұмыстардың әр қайсысы және басқа да жұмыстар кен жоғалымының экономикалық мәнінің кейбір мәселелерін жекелеп қарағанымен, бұл белгілі дәрежеде жалпы тау-кен ғылымына қосылған елеулі үлес екенін атап айтқанымыз жөн.

Кен қазу барысында кенорнының нақты тау кен-геологиялық сипаттамасын және қазу мен өңдеудің технологиялық ерекшеліктерін ескере отырып, оның экономикалық қағидасын, қазіргі жағдай талабына сай қолданылатын, жоғалым мен құнсызданудың деңгейін анықтауға арналған методологиялық тұрғыда ғылыми әдістеменің негізін қалыптастыруға жағдай жасау қажет.

Қортындылай келе, тау-кен ісіне қатысты жер қойнауынан шикізаттың толық және сапалы алынымын қамтамасыз ететін іргелі инновациялық технологиямен пайдалы қазылымдардың сапасына байланысты, оның оңтайлы және қазып алуға тиімді немесе шығын келтірмейтін ең төменгі мәндерін табуға арналған ғылыми методологиясы арқылы қазу барысындағы кеннің жоғалымы мен құнсыздану деңгейін анықтау тұрасына арналған әдістеме жасау мәселесінің бүгінгі таңда өте зор маңызды екенінне күмән келтіруге болмас.

Әдебиеттер тізімі:

1 Агошков М.И., Никаноров В.И., Панфилов Е.И. и др. Техноко-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр. М.: Недра. - 1974. - 312 с.

2 Сергеев А.А. Рациональное использование рудных месторождений. М.: Недра. - 1964. - 248 с.

3 Мильграмм М.Г. Проблемы планирования в горнорудной промышленности: Автореф. дис. ... д-ра эконом. наук. Алма-Ата. - 1969. - 70 с.

4 Ә. Бектібаев, Д. Мусин, А. Бектібаев Кен қазудағы жоғалым мен құнсыздану (теория, экономика, зардаптар) Алматы. «Ғылым». - 2000. - 192 бет.

Бекбергенов Д. К., Джангулова Г. К., Қабдешев А. Н.

МЕТОДИКА РАСЧЕТА КРЕПИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКЕ ХРОМИТОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Түйінді сөздер: Жерасты жұмыстары, тау қысымы, бекітпеге түсетін күштер, есептік байланыстар, әдістемелік негіздер;

Ключевые слова: Подземная отработка, горное давление, нагрузки на крепь, расчетные зависимости, методические основы;

Keywords: Underground mining, massif pressure, the load on the supports, settlement works, methodological foundations.

Мақалада хромит кенорындарында жерасты кен өндіру кезінде, әдістемелік-аналитикалық есептік байланыстар арқылы көлденең тау-кен қазбаларын өту мен бекітудегі, бекітпелердің есептік параметрлерін анықтауға мүмкіндік беретіндігі қарастырылған.

В статье рассмотрены методико-аналитические расчетные зависимости, позволяющие осуществлять уточнение и корректировку расчетных параметров крепи для проходки и крепления горизонтальных горных выработок при подземной отработке хромитового месторождения.

The article considers the methodological and analytical calculations based, allowing to carry out the refinement and adjustment of design parameters for sinking and lining of horizontal mine workings in underground mining chromite deposit.

Подземная отработка хромитового месторождения Донского ГОКа производится в сложных горно-геологических и горнотехнических условиях, где руды и вмещающие породы имеют относительно невысокую прочность, а сам массив характеризуется высокой структурной нарушенностью, низкой прочностью и устойчивостью. Все это предопределяет необходимость повсеместного и обязательного усиленного ведения горных работ по креплению выработок с обязательным учетом особенностей и характера проявления геомеханических процессов [1, 2].

В связи с этим элементами, обеспечивающими безопасность работающих под землей людей, является создаваемая технологическая конструкция - горная крепь. При этом, задача определения нагрузки на крепь горных выработок является одной из основных в геомеханике, где расчет крепи сводится, как правило, к определению либо ее толщины, либо типоразмера прокатного профиля и количества рам, устанавливаемых на 1 м выработки. В любом случае предполагается известная величина нагрузки на крепь, которую нередко называют горным давлением в узком понимании этого термина.

Известно большое количество гипотез по исследованию теории горного давления и, вследствие, чего авторами дана методика оценки давления горных пород на крепь протяженных выработок. Каждая гипотеза претендует на универсальность решения, однако практика показывает, что в лучшем случае можно говорить лишь о некотором диапазоне горно-геологических условий, в пределах которого оправдывается та или иная исходная предпосылка. Это связано с большой сложностью и многообразием факторов, влияющих на характер проявлений горного давления.

В настоящее время все известные теории горного давления в зависимости от используемых методов разделяются на три группы [3]:

- к первой группе относятся методы расчета крепей по заданной нагрузке и характеризуется тем, что давление на крепь рассматривается как внешняя нагрузка, величина которой не зависит от конструкции крепи, режима ее работы, глубины заложения, а является лишь функцией механических свойств горных пород и размеров выработки. При этом, данная гипотеза и расчетный метод базируются на положениях и соотношениях строительной механики. В ее основе лежат достаточно простые модели. Теоретические исследования, относящиеся к первой группе гипотез, нашли отражение в работах М. М. Протодяконова, П. М. Цимбаревича, В. Д. Слесарева, Р. Квапила и др.;

- вторая группа называется методами расчета по заданным деформациям, характеризующим давление на крепь, и рассматривается не как внешняя нагрузка, а как результат взаимодействия крепи и боковых пород. Определяющая величина нагрузки на крепь является функцией величины конструктивной податливости (деформируемости) крепи. Вторая группа теории горного давления основывается на методах механики сплошной среды, в том числе и реологии. По этой методике расчетные схемы и исходные соотношения базируются, а также значительно ближе отражают природу и механизм процессов, происходящих в окрестности горных выработок. Наиболее полно это направление представлено в работах: Р. Феннера, А. Лабасса, К. В. Руппенейта, Ж. С. Ержанова и др.;

- третья группа гипотез горного давления объединила достоинства двух первых подходов. В соответствии с последними представлениями деформируемость, или конструктивная податливость, крепи является функцией перемещений контура выработки, зависящих от глубины расположения выработки, прочности и структуры вмещающих пород, а нагрузка на крепь определяется размерами зоны неупругих деформаций, зависящими от тех же факторов. Впервые учитывающий такой подход был предложен Ю. М. Либерманом [4] и выполненные расчеты величины нагрузки на крепь достаточно близко совпадают с натурными измерениями.

Для решения подобного рода связанных задач с горной крепью горному инженеру известно, что определение основными параметрами для шахтной крепи являются ее несущая способность и податливость. В этой связи, при выборе рациональных параметров крепи необходимо решение задачи установления характера и величин действующих нагрузок на крепь. Считается, что при определенном уровне напряжений в массиве, в результате проходки, горные породы начинают разрушаться вокруг выработки, теряя частично или полностью свою несущую способность. В этих случаях вокруг выработок образуются области предельного равновесия и разрушения, которые иногда называют областью больших неупругих деформаций (ЗНД) [1, 2].

Потеря несущей способности пород может происходить как в результате пластических деформаций, так и в результате хрупкого разрушения. Если за геомеханическую модель массива пород принять хрупко разрушающуюся среду, то, вокруг одиночной круговой выработки формируется зона неупругих деформаций, размеры и смещения которой определяются зависимостями [5]:

$$\frac{r_n}{r_B} = \left[\left(\frac{2q - \sigma_{CЖ}^0}{2 \cdot (1 + \lambda)} + \frac{\sigma_{CЖ}^0}{2\lambda} \right) \cdot \frac{2\lambda}{2\lambda P_K + \sigma_{CЖ}^0} \right]^{1/2\lambda} \quad (1)$$

$$U_n = \frac{3}{4E_M} \cdot \frac{2\lambda q + \sigma_{CЖ}}{1 + \lambda} \cdot \left(\frac{r_n}{r_B} \right)^2 \cdot r_B \quad (2)$$

где, r_n – радиус зоны неупругих деформаций;

r_B – эквивалентный радиус выработки, определяемый выражением

$$r_b = \sqrt{\frac{S_{Br}}{\pi}} ;$$

S_{Br} – площадь сечения горной выработки в черне;

q – среднее давление со стороны горных пород в плоскости сечения, перпендикулярном оси выработки;

P_K – реактивное давление (отпор) крепи;

$\sigma_{CЖ}^0$ – прочность пород в массиве вне ЗНД;

$\sigma_{CЖ}^0$ – остаточная прочность пород в массиве;

$$\lambda = \frac{\sin \varphi}{1 - \sin \varphi} \quad \text{– коэффициент бокового давления;}$$

φ – угол внутреннего трения горных пород;

E_M – модуль деформации массива горных пород.

Далее, согласно исследованию для незакрепленной выработки, при $P_K = 0$, выражение (1) примет вид [1, 2]:

$$\frac{r_n}{r_b} = \left(\frac{\lambda}{1 + \lambda} \cdot \frac{2q - \sigma_{CЖ}^0}{\sigma_{CЖ}^0} \right)^{1/2\lambda} \quad (3)$$

Для породного массива в предельном случае отпор P_K равен несущей способности крепи, иначе говоря, основным критерием устойчивости крепи горных выработок является соблюдение условия:

$$P_K = P_M \quad (4)$$

где, P_M – максимальная вертикальная нагрузка на крепь из зоны разрушения пород (ЗНД) в своде над горной выработкой.

Для горизонтальной горной выработки величина P_M находится из следующего соотношения:

$$P_M = \frac{3\gamma(r_n - r_B)}{4} \quad (5)$$

Решая совместно уравнения (1), (4) и (5) и делая допущение, что, $\sigma_{сж}^0 = 0$ т. е. остаточная прочность пород в разрушенном массиве равна нулю, что идет в запас прочности, получаем следующее выражение:

$$3\gamma (1+\lambda) r_n^m \sqrt[m]{r_n} - 3\gamma (1+\lambda) \sqrt[m]{r_n} \cdot r_B - \sqrt[m]{r_B} (2q - \sigma_{сж}) = 0 \quad (6)$$

здесь $m = 1/2\lambda$

Уравнение (6) приводится к более простому виду, если параметру придать численное значение в соответствии с геомеханическими условиями исследуемого месторождения. При $\varphi = 30^\circ$ параметр $1,0 = \lambda$, а показатель $m = 1/2$. Подставляя значения λ и m уравнение (6), получим:

$$3\gamma r_n^3 - 3\gamma r_B r_n^2 - r_n^2 (2q - \sigma_{сж}) = 0 \quad (7)$$

Проведем дальнейшие упрощения путем перевода уравнения (7) в безразмерную форму. Для этого все члены соотношения (7) поделим на r_B и обозначим $r = r_n / r_B$. В результате простейших математических операций получим:

$$r^3 - r = \frac{2q - \sigma_{сж}}{3\gamma r_B} \quad (8)$$

Далее обозначим:

$$M = \frac{2q - \sigma_{сж}}{3\gamma r_B} \quad (9)$$

В результате будем иметь:

$$r^3 - r = M \quad (10)$$

Кубическое уравнение (10) в принципе не представляет больших трудностей при решении, однако для этого требуется определенная математическая подготовка или применение компьютерной техники, что в производственных условиях не всегда доступно. Поэтому, нами в целях дальнейшего преобразования методической схемы в инженерную форму проведена еще одна дополнительная операция. Уравнение (10) преобразовано в графическую форму с функциональной зависимостью

$r = f(M)$. Пример одной из полученных результатов в виде графика представлен на рисунке 1.

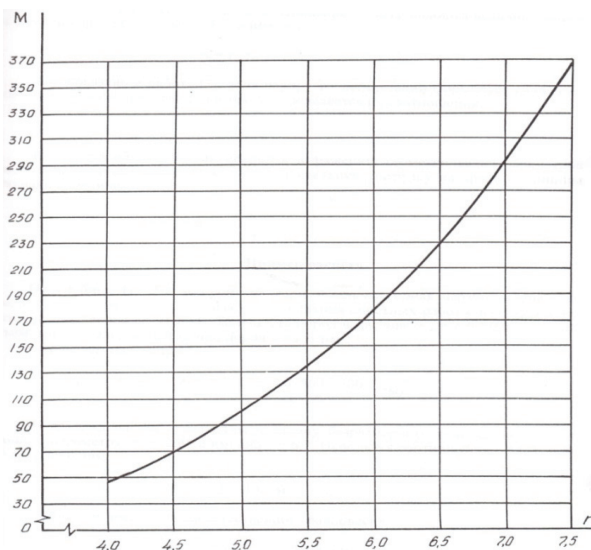


Рисунок 1 – Определение радиуса зоны неупругих деформаций

Как видно из соотношения (9), безразмерный параметр M включает в себя практически все основные геомеханические и технологические параметры, формирующие нагрузку на крепь горизонтальных выработок. Это и обобщенный показатель прочности пород в массиве, глубина разработки, вес налегающей толщи пород, размеры горной выработки, а также ее пространственное расположение. Последний фактор требует некоторого дополнения и пояснения. Значительная часть подземных горных выработок и, в первую очередь, выработок очистного блока, а это подготовительные и нарезные, попадают в зону влияния очистных работ, и вследствие развития опорного давления воспринимают повышенное вертикальное давление. В зависимости от пространственной ориентации и степени удаления выработки от очистной камеры величина избыточного давления существенно меняется. Обозначив этот параметр через q_x , зависимость для расчета M получим в следующем виде:

$$M = \frac{2(q + q_x) - \sigma_{сж}}{3\gamma r_B} \quad (11)$$

Итак, определив или задаваясь значениями основных исходных параметров соотношения (11), находим значение параметра M , а затем по графику рисунок 1 определяем величину r . Далее, используя соотношение $r = r_n / r_B$, находим величину радиуса зоны неупругих деформаций r_n , а именно:

$$r_n = r \cdot r_B$$

Зона неупругих деформаций формирует свод естественного равновесия, высота которого определяется из соотношения:

$$h_{св} = r_n \cdot r_v. \quad (12)$$

Используя общепринятый подход к выражению геометрических параметров свода естественного равновесия, находим удельную нагрузку на крепь с единицы площади кровли выработки:

$$q_{уд} = \frac{\pi \gamma h_{св}}{4} \quad (13)$$

Вышеизложенные расчетные формулы (1-13) приняты на основе результатов проведенных исследований [1, 2] Институтом горного дела им. Д. А. Кунаева по изучению и оценке свойств природной среды и установлению ее основных характеристик и параметров разработаны методические основы расчета нагруженности крепи горизонтальных горных выработок с учетом их пространственной ориентации, что дает нам возможность производить расчеты с достаточно высокой точностью, оперативно и с минимальными затратами времени.

Методико-аналитическое построение основной расчетной зависимости обеспечивает в дальнейшем, при необходимости, возможность разработки рабочих номограмм, позволяющих оперативно, непосредственно в производственных условиях осуществлять уточнение и корректировку расчетных параметров крепи для проходки и крепления горизонтальных горных выработок в подобных участках, которые требуют оперативного изменения при переходе на нижнюю отработку горизонтов глубокозалегающих хромитовых месторождений ДонГОКом.

Литература

1 Джангулова Г.К. Разработка научно – методических положений прогнозирования поведения поверхности над зоной очистных работ в структурнонарушенных массивах // Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. ИГД им. Д.А. Кунаева. Алматы. – 2009. – 122 с.

2 Разработка гибкой технологии подземной добычи хромитовых руд на основе рационального управления геомеханическими процессами и оптимизации технологических параметров, обеспечивающей конкурентоспособность продукции в рыночных условиях // Отчет о НИР. Фонды ИГД им. Д.А. Кунаева. Алматы. – 2003. – 133 с.

3 А.Н.Шашенко, Т.Майхерчик, Е.А.Сдвижкова Геомеханические процессы в породных массивах, Днепропетровск: НГУ. - 2005. – 319 с.

4 Либерман Ю.М. Оптимизация несущей способности крепей капитальных выработок глубоких шахт. // Способы и средства управления состоянием массива. М. ИГД им. Скочинского. - 1987. – С. 20-29.

5 Баклашов И.В., Картозия В.А. Механика подземных сооружений и конструкций крепей. М. «Недра». - 1984. – 272 с.

Бекбергенов Д.К., Байгурин Ж.Д., Базаргелдиов А.А.

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА ЛАЗЕРНОГО СКАНИРОВАНИЯ В НЕДОСТУПНЫХ И ОПАСНЫХ КАМЕРАХ НА ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ

Түйінді сөздер: *Инновационный метод, съемка камер и пустот, лазерное сканирование, тахеометр, фотографирование.*

Ключевые слова: *Инновациялық әдіс, кенуңгір мен қуыстардың түсірмесі, лазерлік сканирлеу, тахеометр, суретке түсіру.*

Keywords: *Innovative method, chambers and voids survey, laser scanning, tacheometer, photographing.*

Мақалада камераларды және қуыстарды түсіру әдістері сараланып соған байланысты жерастындағы ақиық және қауіпті кенуңгірлердегі инновациялық лазерлік сканирлеу әдісін қолдану қарастырылған.

В статье проанализированы методы съемок камер и пустот и предложен применение инновационного метода съемок лазерного сканирования в недоступных и опасных камерах на подземных рудниках.

In the article analyzed about shooting methods of chambers and voids and respectively propose application of innovative laser scanning methods in inaccessible and dangerous chambers on the underground mines.

В подземных условиях разработки месторождений, в недрах часто формируются пустоты и камеры разных размеров. С точки зрения их съемки они делятся на доступные и недоступные. К последнему относятся опасные пустоты и камеры в которых есть вероятность обрушения, где запрещен доступ.

Опасные камеры и пустоты способствуют движению породы под действием силы тяжести и горного давления. Все это приводит к деформациям технологических подземных конструкций, а также обуславливает развитию процесса сдвижения всей толщи, включая земную поверхность. В результате сдвижения и деформации толщи горных пород деформируется и нарушается целостность крепи горных выработок (стволов, квершлагов, околоствольных выработок, штреков) попавших в зону сдвижения.

При неблагоприятных условиях подработки технологические объекты, попавшие в зону сдвижения, деформируются и разрушаются. Эти разрушения могут привести к трагическим последствиям. Примером является случай, который произошел в 1974 г. на шахте Абаканского рудоуправления из-за самообрушения налегающих пород над блоком, отработанным в 1973г., где произошел сильный воздушный удар, сопровождавшийся образованием большого количества пыли и завалов выработок на откаточном горизонте, разрушением крепи горных выработок. Такое же внезапное обрушение кровли произошло в 1974 г. на руднике Никитовского алебастрового комбината, где отработку вели камерно-столбовой системой.

Вышеприведенные геомеханические последствия являются результатом несвоевременной и невысокоточной съемки по контролю этих опасных камер и недоступных пустот при ведении подземных горных работ.

Съемки камер и пустот являются немаловажным аспектом любого горного производства. Сейчас, конечно, многое уже изменилось, но методы съемок опасных камер и пустот остаются прежними. Для съемки недоступных (камер) пустот получил распространение тахеометрический метод, при котором измеряют вертикальные и горизонтальные углы. И далее производят аналитическое решение прямых засечек. Этот метод целесообразно применять в тех случаях, когда нет приборов, специально созданных для съемки недоступных пространств. Он позволяет при длине визирования до 50 м определять контуры камер с относительной погрешностью 1: 200.

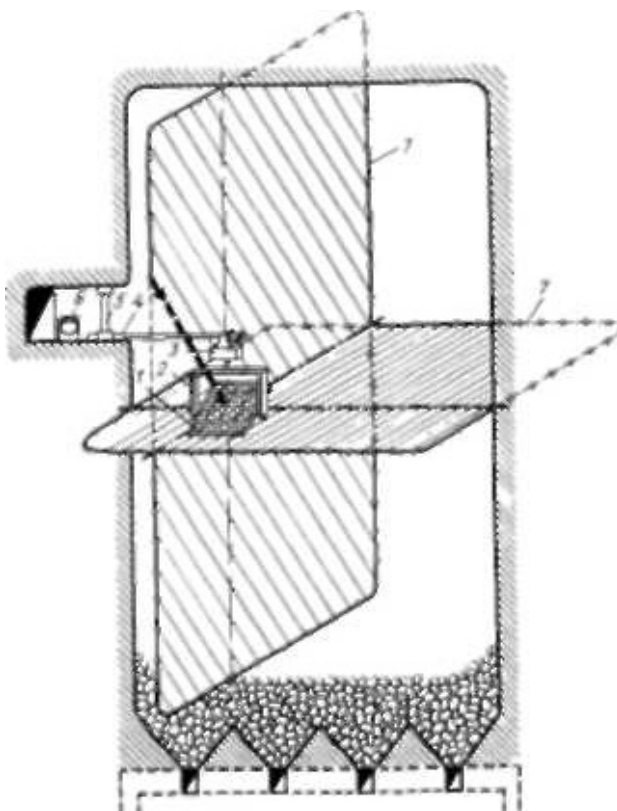
В последние годы для съемки камер стали широко внедряться светопроекционные тахеометры, дальномеры которых работают на принципе двух известных в пространстве направлений: одного, создаваемого зрительной трубой, и второго — световым проектором. В зависимости от взаимосвязи этих двух систем дальномеры называются проекционными, визуальными (проекционно-визуальными.) К таким дальномерам принадлежит тахеометр ТТ-4 (горный тахеометр базисный), в котором для измерения расстояний используют проекционно-визуальный дальномер с переменной базой и постоянным параллактическим углом при приборе. При длине измеряемых расстояний 4 — 100 м получаемые относительные погрешности 1:100—1:200.

Недостатком тахеометрического метода съемок камер и пустот является использование двух теодолитов, что приводит к дополнительным затратам времени и сил, а также принцип работы данного метода требует наличие двух точек, которые видимы между собой, а если таких точек нет, то этот метод нецелесообразен. Так как речь идет об опасных камерах и пустотах, то в таких камерах видимость может быть на нуле.

Для съемки подземных пустот также получили распространение способ съемки камер и выработок большого сечения путем фотографирования светопрофилей располагаемых перпендикулярно к оси выработки. Светопрофиль создается при помощи импульсного осветителя, освещающего узкую полосу по контуру выработки. Эта полоса фиксируется фотоаппаратом. Расстояние от импульсного осветителя до фотокамеры d выбирают таким образом, чтобы получить изображение сечения на фотопленке в заданном масштабе $d = fm$, где f - фокусное расстояние объектива фотокамеры; m — знаменатель масштаба снимка.

В результате съемки фотографированием получают два изображения горной выработки, при этом одна точка выработки занимает различное положение на снимках. Таким образом, рассматривая одновременно пару снимков через стереоскоп, можно наблюдать стереомодель снимаемого объекта, уменьшенную против натуры.

В маркшейдерской практике также получила широкое распространение съемка подземных пустот с помощью звуколокации. Для съемки недоступных очистных камер используется разработанный звуколокатор «Сфера» [1]. Для этого акустическую систему с помощью штанг выносят в полость камеры (рисунок 1).



1 - акустический приемоизлучатель; 2 - рама с механизмом вертикального обзора; 3 - механизм горизонтального обзора; 4 - штанга; 5 - распорная стойка; 6 -самопишущий регистратор (самописец); 7 - контуры горизонтального и вертикального сечения камеры

Рисунок 1 - Схема звуколокационной съемки камеры

Маркшейдерской съемкой определяют координаты центра акустической системы и дирекционный угол исходного направления акустического луча. Затем по горизонтальным и вертикальным сечениям выполняют съемку камеры. Дальность действия звуколокатора 60 м, погрешность измерений расстояний не превышает 4 %.

Для съемки пустот, заполненных соляным рассолом, используется звуколокатор «Луч» [1], который смонтирован на автомашине и состоит из двух частей: скважинного снаряда и приборной стойки. Связь скважинного

снаряда с наземной аппаратурой осуществляется по кабелю, служащему одновременно и подвесом для снаряда. Этот метод хоть и получает широкое распространение в маркшейдерской практике, но все-таки имеет недостатки. Работа начинается с проведения маркшейдерских съемок, определяющих координаты центра акустической системы и дирекционный угол исходного направления акустического луча. Далее по горизонтальным и вертикальным сечениям проводится съемка камеры, на что затрачивается масса времени, к тому же дальность действия звуколокатора всего лишь 60 м. Это означает, что работы в больших и объемных камерах или пустотах будет во много раз больше. Также немаловажный фактор - это кабель, который еще и используется как подвес для снаряда звуколокатора «Луч». Кабель предназначен для связи, это значит, что если с кабелем что-то случится, то связь нарушится, и данные будут потеряны, т.е. в опасных пустотах и камерах с возможностью обрушения, вероятность потерять данные слишком высока.

Все существенные недостатки вышеизложенных методов для горного производства на сегодня представляются весьма не актуальными.

В настоящее время, горнодобывающие отрасли в Казахстане, а также в странах СНГ испытывают острую необходимость в подземных технологиях, эффективно обеспечивающих результативные съемки опасных камер и пустот для безопасного ведения горно-технологических процессов горного производства.

В этой связи, одним из таких инновационных новшеств является применение лазерного сканера специально предназначенного для безопасного сканирования пустот и опасных камер. Преимущество этой системы в том, что это надежная, быстрая, беспроводная система, позволяющая проанализировать пустоты по вертикали или под уклоном, а также повышает производительности горных работ. При использовании данной системы не приходится возить с собой электронный тахеометр, так как система использует для геопривязки обратную засечку.

В отличие от других методов съемок подземных пустот данный лазерный сканер является полностью беспроводным, так как имеет систему передачи данных Wi-Fi, которая дает непрерывную передачу информации и исключает повреждение кабеля. Специально для таких случаев и предназначена колясочная система MINEI, которую устанавливают в недоступных зонах. Это позволяет безопасно вести съемки в недоступных камерах и пустотах.

Технические характеристики лазерного сканера:

- дальность сканирования до 500 метров без отражателя;
- время сканирования - 7 минут;
- угол поворота: 0° - 360°;
- угол подъема: 0° - 310°;
- точность по дальности: ± 2 см;
- разрешение по дальности - 1 мм;
- угловой диапазон: 360° x 360°;
- угловая точность: $\pm 0,1^\circ$;
- кол-во точек за одно сканирование: 55 800 точек;
- вес - 7,2 кг, что является отличительной чертой этого прибора.

Все эти технические характеристики данной инновационной системы лазерного сканирования показывают, что данная система актуальна в применении ее в горной практике при выполнении съемочных горных работ быстро и качественно, а также надежна и безопасна в условиях недоступных и опасных камер и пустотах на подземных рудниках.

Литература

- 1 Борщ-Компонице В. И., Кныш Г. М., Навитний А. М. Маркшейдерское дело - М.: Недра, 1985. - 397 с.
- 2 Борщ-Компонице В. И. Геодезия, основы аэрофотосъемки и маркшейдерское дело - М.: Недра, 1984. - 448 с.
- 3 Борщ-Компонице В. И. Основы геодезии и маркшейдерского дела - М.: Недра, 1987. – 295с.
- 4 Инструкция по производству маркшейдерских работ - М.: Недра, 1987. – 240 с.
- 5 Маркшейдерские работы на карьерах и приисках / Перегудов М. А., Пачев И.М., Борщ-Компонице В. И. и др. — М.: Недра, 1980. - 366с.

Бекбергенов Д.К., Токтаров А. А.

ПРОБЛЕМЫ ОТРАБОТКИ ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТОВ ХРОМИТОВЫХ РУД КЕМПИРСАЙСКОГО МАССИВА

Түйінді сөздер: *Хром өндірісі, өздігінен құлатып қазу жүйесі, тау сілемі, серпінді тепе-теңдік, кен орнын қазу тереңдігі, тау қысымы, жүйелік тәсілдеме;*

Ключевые слова: *Добыча хрома, самообрушение, горный массив, динамическое равновесие, глубина разработки, горное давление, системный подход;*

Keywords: *Chrome production, caving, massif, dynamic balance, depth of mining, massif pressure, system approach.*

Мақала Дөң хромиттері кенорнының қазып алу барысында қиындық тудыратын жағдайларға арналған. Кенорнының тереңдікте орналасқан деңгейжиегінің қорын қазып алу тұрасында негізгі көкейтесті мәселелері қаралған. Тау сілемі тұрақсыз қозғамалы тепе-теңдік күйіндегі тындырымды жүйе ретінде сипатталған. Аталмыш мәселелердің шешімін табу үшін ұйымдық теориясы мен жүйелік тәсілдемесін қолдану мүмкіндігі қаралған.

Статья посвящена вопросам о трудностях разработки Донского месторождения хромитов. Рассмотрены наиболее актуальные проблемы отработки запасов на глубинных горизонтах месторождения. Описание горного массива с точки зрения организованной системы находящейся в состоянии подвижного равновесия. Возможность применения организационной теории и системного подхода в решении затронутых задач.

The article deals with the difficulties of the development of the Don field of chromites. The main problem most relevant mining stocks at deep levels of the deposit. Description of the rock mass in terms of an organized system is in a state of dynamic equilibrium. Ability to apply organizational theory and systematic approach in solving the problems raised.

Сегодня, как и прежде, на фоне общеизвестных фактов ограниченности и невосполнимости запасов полезных ископаемых, стоит задача бережливого отношения к богатствам недр, что требует совершенствования технологии для наиболее полной, комплексной и рациональной выемки руд с обеспечением безопасности горных работ.

Реализация данной задачи в современных условиях инновационно-индустриального развития Казахстана состоит в создании и внедрении эффективных технологий в сфере подземной добычи минерального сырья с высокой полнотой их извлечения при освоении георесурсов из недр.

В этой связи, среди горнодобывающих предприятий республики особого внимания заслуживают шахты Донского ГОКа по добыче высококачественной хромовой руды, имеющих балансовый запас на многие годы.

Для условий месторождений, разрабатываемых шахтами ДонГОКа, рациональное освоение минеральных ресурсов подразумевает проведение

ряда мероприятий, в первую очередь по совершенствованию уже применяемых систем разработки с самообрушением руды, создание адекватной методики учета и нормирования показателей извлечения при подземной добыче, отвечающих требованиям современной рыночной экономики. Далее, для освоения запасов 2-й очереди в перспективе рассматривается разработка и адаптация подземной технологии выемки с комбинированной системой разработки с самообрушением руды и нисходящими горизонтальными слоями с закладкой в этаже -480м/-560м шахты «10-летия Независимости Казахстана». Оработка данных запасов связана с наличием высокого горного давления и в целях препятствования его разрушительным действиям, предусматривается технология самообрушения руды с созданием искусственного дна блока.

В решении этих вопросов лежит множество других задач по геомеханическому обеспечению устойчивости горных выработок в днище блока, снижению опорного давления возрастающего с началом очистных работ, выбор и обоснование оптимальной конструкции дна блока, порядка отработки смежных добычных единиц, составление планогаммы выпуска обрушенных руд и др.

Месторождение, разрабатываемое шахтой «Десятилетие Независимости Казахстана», характеризуется высокой степенью трещиноватости, несмотря на коэффициенты крепости вмещающих пород порядка 8-10, и руд – 6-8, за счет структурного ослабления и явления объемного масштабного эффекта, фактически коэффициент крепости руд и пород не превышает 4-6, что говорит о крайней неустойчивости горного массива.

Эти свойства массива создают определенные предпосылки для применения данной системы разработки. Но эта неустойчивость и склонность к самообрушению также являются источником очень острого, на данный момент, вопроса о постоянном сильном проявлении горного давления при подземной отработке хромовых руд на шахтах ДонГОКа.

Практика применения данной технологии отработки показывает, что в большинстве случаев крепи подготовительных и очистных выработок, несмотря даже на двойную подкрепку, разрушаются и выходят из строя задолго до окончания очистных работ в отработываемом блоке. Надштрековые целики, теоретически являющиеся несущими элементами дна блока, фактически эту функцию не выполняют, вследствие того, что они находятся в некоем сыпучем состоянии из-за изначальной интенсивной трещиноватости массива и динамического воздействия на него взрывных работ. Таким образом, эти целики всем своим весом, весом всей толщи обрушенных руд и налегающих пород, как бы «лежат» на крепи очистных выработок и, деформируя их, практически вдавливают в почву. Поэтому, для того чтобы осуществить выемку оставшейся рудной массы, приходится идти на крайне нежелательные, но вынужденные дополнительные затраты по перекрепке (а иногда и неоднократной) задавленных выработок. Эти мероприятия негативно сказываются на цикличности горных работ и ритмичности деятельности рудника, а учитывая еще и сравнительную дороговизну используемой металлической крепи, говорить о низкой себестоимости и высокой производительности труда (которые считаются основными преимуществами систем с самообрушением) не приходится.

Следовательно, можно констатировать тот факт, что при всех своих преимуществах в максимальной производственной мощности и наиболее низкой себестоимости, применение технологии с самообрушением руды и вмещающих пород на шахтах ДонГОКа, за неимением современной достойной альтернативы, является скорее вынужденной необходимостью, нежели эффективным техническим решением рациональной добычи.

В целом инженерно-геологические условия разработки шахтного поля «ДНК» по классификации ВСЕГИНГЕО относятся к сложным, а горно-технические условия подготовки и эксплуатации месторождения по заключению ВIOГЕМа – к разряду весьма сложных.

Кроме вышеперечисленных основных проблем, есть обусловленные ими и не менее актуальные вопросы, возникающие непосредственно при ведении подготовительных и очистных работ в блоке. Такие, например, как борьба с вывалами породы (руды) при проходке выработок, преждевременный прорыв налегающих пород в выпускные дучки из так называемых «труб», возникающих из-за неравномерного оруденения и в результате свойств слеживаемости, влажности и сыпучести руд, решение проблем, связанных с потерей времени при ликвидации завесаний негабарита, трудности в соблюдении планаграммы выпуска руды, неудовлетворительная точность оценки потерь и разубоживания руды по отработанному блоку и многие другие.

В целях качественного горно-технического обеспечения работ и поиска решений задач, возникающих в фарватере недросберегающей политики предприятия, ранее были выполнены изыскания многими институтами и лабораториями – ИГД им. Д.А. Кунаева, ИГД УрО РАН, Усть-Каменогорским Институтом «КАЗГИПРОЦВЕТМЕТ», Институтами ВIOГЕМ и ВСЕГИНГЕО, а также собственными силами научно-исследовательской группы комбината.

Нужно отдать должное и отметить, что все эти исследования принесли ожидаемые результаты и, по меркам того времени, в определенной степени отвечали предъявляемым требованиям в производстве качественной добычи. Но сегодня, дальнейшая добыча хрома и наращивание производственных мощностей предприятия напрямую связаны с вовлечением в эксплуатацию все более глубоко залегающих рудных тел. Переход на большие глубины несет за собой ужесточение горно-технических условий, главным образом, геомеханических. Это, в свою очередь, вызывает новые трудности в обеспечении безопасных условий труда, еще более негативно сказывается на трудоемкости работ и на показателях качества и полноты извлечения, и в итоге влечет за собой рост себестоимости добычи. Таковы основные насущные проблемы разработки хромитовых месторождений Кемпирсайского массива. Все эти вопросы требуют своевременного и качественного решения.

Новые задачи требуют новых, свежих идей для их решения. Все эти вопросы носят в основном прикладной характер, и методы их решения лежат в большинстве своем в области производства эмпирических и экспериментальных исследований в условиях лаборатории или непосредственных наблюдений в реальных условиях. Но любые опытные данные должны быть теоретически обоснованными, подвержены математической обработке и таким образом тщательно проверены и проанализированы.

Теоретические исследования, как и любая другая методологическая концепция на начальных стадиях строятся на основе абстрагирования от тех или

иных сторон непосредственно изучаемого предмета, т.е. поиска принципиально новых идей, построения гипотез, предположений, пусть даже на первый взгляд противоречащих реальной действительности. Решить вопрос на том уровне, на котором он возник невозможно, поэтому необходимо перейти на новый, более высокий качественный уровень, при решении подобных актуальных вопросов в условиях непрерывно изменяющейся окружающей действительности. Подход в решении задач всегда должен быть обширным, комплексным и разносторонним.

Весь опыт науки убеждает нас, что возможность и вероятность решения задач возрастают при постановке вопросов в обобщенной форме. И это вполне естественно, ведь обобщение в то же время есть упрощение, а правильно поставленный вопрос – это половина ответа. Для получения обобщенной, наиболее полной и объемной картины поставленной проблемы, ее нужно рассматривать также, в общем виде, с точки зрения организации. Рассмотрим задачу по универсально-обобщенной постановке вопроса на примере горного массива. Если вопросы, положим, об устойчивости горных выработок решать только как самостоятельный, частный вопрос, то конечно, получить результаты, соответствующие действительному положению дел не получится, так как подобного рода задачи нельзя решать в отрыве от общей системы, коей в данном случае является горный массив, со всеми существующими в нем взаимобусловленными факторами.

Горный массив, изначально, в нетронutom виде представляет собой организованную систему, находящуюся в устойчивом равновесии. Организующими и удерживающими систему в равновесии силами здесь выступают гравитационные и центробежные силы Земли. Итак, массив находится в состоянии равновесия, но здесь под термином «равновесие» подразумевается не простое отсутствие изменений в положении или состоянии горного массива, но речь идет о «подвижном равновесии», когда имеется в виду другое понятие, уже не статического, а динамического содержания, т.е. равенство двух потоков противоположных изменений. А если говорить о системе, выведенной из состояния равновесия, то это будет означать динамику еще гораздо более сложную, в частности тенденцию к устранению изменений системы, порождаемых внешними воздействиями.

Человек, воздействуя на горный массив, реорганизует его. Происходит нарушение стабильного состояния системы в определенном месте и в определенное время. В этом месте система прилагает усилия для восстановления прежнего состояния равновесия, и следствием этих усилий является горное давление. На подобного рода вмешательства массив реагирует изменениями, возникающими в виде непредсказуемого ответа системы. Эти изменения могут происходить быстро, почти мгновенно (обвалы, вывалы), но могут иметь место и медленные движения, называемые крипом (англ. to creep – ползти, скользить) или длительной ползучестью. В результате чего происходит разрядка напряжений в массиве.

Разрушительные силы горного давления уменьшаются при возвращении массива в прежнее состояние динамического равновесия. Если рассматривать этот вопрос частно, то для его решения, очевидно, нужно обеспечить как бы реакцию опоры для налегающей толщи пород, а сила этой реакции опоры должна быть эквивалентной силе действующей на эту поверхность. Поверх-

ностью, на которую действует сила, в нашем случае является поверхность стенок и кровли горных выработок. Но если ставить задачу таким образом, то вопрос обречен быть нерешенным, так как противопоставить силы эквивалентные давлению пород горного массива, особенно на больших глубинах, практически не представляется возможным. Но обязательно ли именно противодействовать давлению? Рассмотрим вопрос в более широком смысле. Горный массив – совокупность организованного множества различных связанных между собой свойств и факторов, образующих горно-технические условия системы. Эта система, являясь изначально организованной, при малейшем отклонении от равновесного состояния тяготеет к самоорганизации. Человек, изучив механизмы самоорганизации геологической среды, нарушенной горными работами, может сознательно ввести в среду соответствующие коррективы, т.е. уколоть среду в нужных местах и тем самым направить ее движение в нужную сторону. Но направить, опять же, не куда попало, а в соответствии с потенциальными возможностями самой среды. Итак, свобода выбора у природных объектов есть, но сам выбор ограничен возможностями объекта, поскольку он не пассивен, а обладает свободным процессом собственной самосборки и самоорганизации. И горный массив – не пассивная субстанция, ему свойственна спонтанная активность.

Чтобы разгрузить массив нужно осуществить перераспределение давления в нем. Для этого следует по принципу наименьшего сопротивления направить силы напряжений в другую сторону, туда, где их разрушительное действие не будет мешать безопасному и эффективному осуществлению горных работ. По той же схеме действует громоотвод. Например, как бы хорошо ни было построено здание, оно не сможет представить достаточного сопротивления разрушающей громадной силе молнии. Но при помощи громоотвода удар молнии отводится туда, где его энергия не произведет значительного вреда.

Практикой также замечено, что перераспределение напряжений в массиве возникает при массовых взрывах, т.е. как один из способов снятия напряжений можно рассматривать создание искусственных сотрясаний массива.

Процесс управления горным давлением должен происходить в режиме реального времени, т.е. все время непрерывно, отвечая все новым условиям, учитывая все новые факторы, возникающие в процессе ведения горных работ, так как равновесие непрерывно нарушается в определенную сторону и система все время находится в процессе преобразования.

Еще одним теоретическим способом снижения горного давления является пример взятый по методу аналогий из окружающей среды. Например, если слегка ударить черепаху по панцирю, последует психодвигательная реакция организма черепахи, она немедленно спрячет в свою коробочку голову, лапы и хвост, тем самым уменьшив поверхность подвергающуюся действию враждебных сил. Теперь, проецируя этот принцип на наш пример, проведем следующую аналогию. Положим, что панцирь – это выработка, враждебные силы извне – горное давление. Теперь поступим как мудрая черепаха, и уменьшим площадь соприкосновения с враждебной поверхностью, т.е. уменьшим площадь внутренней поверхности выработки, а вместе с этим и ее размеры. Действительно, чем меньше в размерах горные выработки тем меньше они подвержены влиянию давления. Объяснить это можно тем, что опорное

давление возрастает пропорционально объему выработанного пространства, следовательно, при меньших объемах проявление давления менее интенсивное и наоборот при больших объемах и площадях обнажения массив оказывает большее давление.

Говоря об организации нельзя обойти стороной такое понятие как системный анализ. Системный анализ вытекает из организационной теории и является универсальным методом исследования, основанным на восприятии исследуемого объекта как нечто целого, состоящего из взаимосвязанных частей, и являющегося одновременно частью системы более высокого порядка.

Привлечение методов системного анализа для решения вышеизложенных проблем необходимо прежде всего потому, что в процессе принятия решений приходится осуществлять выбор в условиях неопределенности, которая обусловлена наличием факторов, не поддающихся строгой количественной оценке. Процедуры и методы системного анализа направлены именно на выдвижение альтернативных вариантов решения проблемы, выявление масштабов неопределенности по каждому из вариантов по тем или иным критериям эффективности.

Исследуя объект как систему, системный подход способствует адекватной постановке проблем и выработке эффективной стратегии их изучения. Методологическая специфика системного подхода определяется тем, что он ориентирует исследование на раскрытие целостности объекта и обеспечивающих ее механизмов, на выявление многообразных типов связей сложного объекта и сведение их в единую теоретическую картину.

Подводя итоги, можно утверждать, что наиболее обобщенная постановка вопроса и применение системного подхода позволит нам выявить некую последовательность и закономерность в исследуемых вопросах по изучению природных явлений в горном массиве и по конструированию подземных комбинированных технологий при переходе горных работ на нижние глубокозалегающие горизонты шахт ДонГОКа глубиной 1000 м.

Литература

1. Технологические решения (горная, горно-механическая). Том 2, книга 3. Усть-Каменогорск – «КАЗГИПРОЦВЕТМЕТ». – 2003. – 188 с.
2. Разработка гибкой технологии подземной добычи хромитовых руд на основе рационального управления геомеханическими процессами и оптимизации технологических параметров, обеспечивающей конкурентоспособность продукции в рыночных условиях. Алматы – ИГД им. Д.А.Кунаева. – 2002. – 42 с.
3. Бейсебаев А.М. Физико-технические проблемы и перспективы развития систем комплексной механизации взрывных работ. Научный семинар ОЛ КМБР. – 1989. – 10 с.
4. Богданов А. А. Всеобщая организационная наука (тектология). Часть II. Изд-е 3-е. Л.-М.: Книга. – 1927. – 240 с.

Волков А. П., Волков Ю. А.

К ОБОСНОВАНИЮ ЭФФЕКТИВНОЙ И БЕЗОПАСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ НАКЛОННЫХ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ

Түйінді сөздер: қазу жүйесі, уату, жеткізу, тазартып алу, кентірек.

Ключевые слова: система разработки, отбойки, доставка, очистная выемка, целик.

Key words: Development system, breaking, delivery, clearing dredging, pillar.

Тура қималы діңгек іспетті кентірекпен ресімделген жүйелердің тиімді және қауіпсіз түрлері ұсынылды, олар ұзын жағымен құлау бұрышы 25°–тен 35°-қа дейінгі кен шоғырларды қазу үшін (қуаты 10-нан 20 м дейін) жасалған, қызметкерлер бұл кені алынған кеңістікке анда-санда ғана барады, тіпті кірмеседе болады.

Предложены эффективные и безопасные варианты систем с оформлением столбчатых целиков прямоугольного сечения, ориентированных длинной стороной по восстанию для отработки рудных залежей с углами падения от 25° до 35° и мощностью от 10 до 20 м с частичным заходом людей в выработанное пространство и без захода.

Effective and safe options of systems with registration pillar column the rectangular section, focused by the long party on revolt for working off of ore deposits with hadees from 25 ° to 35 ° and with power from 10 to 20 m with partial calling of people in the developed space and without calling are offered.

Для отработки бедных и рядовых руд в пологих и слабонаклонных пластообразных залежах с углами падения до 20° наиболее эффективной остается классическая камерно-столбовая система разработки с круглыми или квадратными целиками. Однако, как показывает опыт, при углах наклона от 20 до 35 ° применение этой системы зачастую приводит к обрушениям налегающей толщи пород из-за воздействия сдвигающих сил и напряжений на целики. Вопрос стоит в том, как совместить простоту камерно-столбовой системы с безопасным ведением горных работ.

Идея заключается в использовании способности протяженных элементов (целиков) прямоугольной формы в виде лент, ориентированных длинной стороной по восстанию, воспринимать нагрузку равномерно по всей площади и надежно противостоять воздействию сдвигающих сил по контакту с почвой и кровлей пластообразных залежей. Это позволяет создать для отработки наклонных ($\alpha = 20 - 35^\circ$) залежей модифицированные варианты камерно-столбовой системы с оформлением междукамерных целиков прямоугольной (ленточной) формы по восстанию с ограниченным заходом людей в выработанное пространство камер или без захода.

При этом междукammerные целики оформляют в форме прямоугольников, ориентированных длинной стороной по восстанию рудной залежи, которые подпирают ленточный целик, разделяющий подэтажи, обеспечивая устойчивую конструкцию опорных элементов.

Подготовительные работы заключаются в следующем.

Рудную залежь разбивают на этажи, которые в свою очередь разделяют на подэтажи, включающие камеры 1 по простиранию и перпендикулярно к ним располагают короткие камеры 2 по восстанию, опирающиеся торцом в ленточный целик, разделяющий подэтажи. Ленточные целики по простиранию и по восстанию рассчитывают на полный вес налегающих пород. При этом барьерные целики по восстанию залежи не оставляют, а панельные целики на этажах в завершающей стадии прорезают до размеров столбчатых целиков. Ширину камер по восстанию предварительно принимают равной 20 – 25 м, а ширину камер по простиранию 15 м (рисунок 1а). Данные параметры камер будут уточняться при проведении опытно-промышленных испытаний.

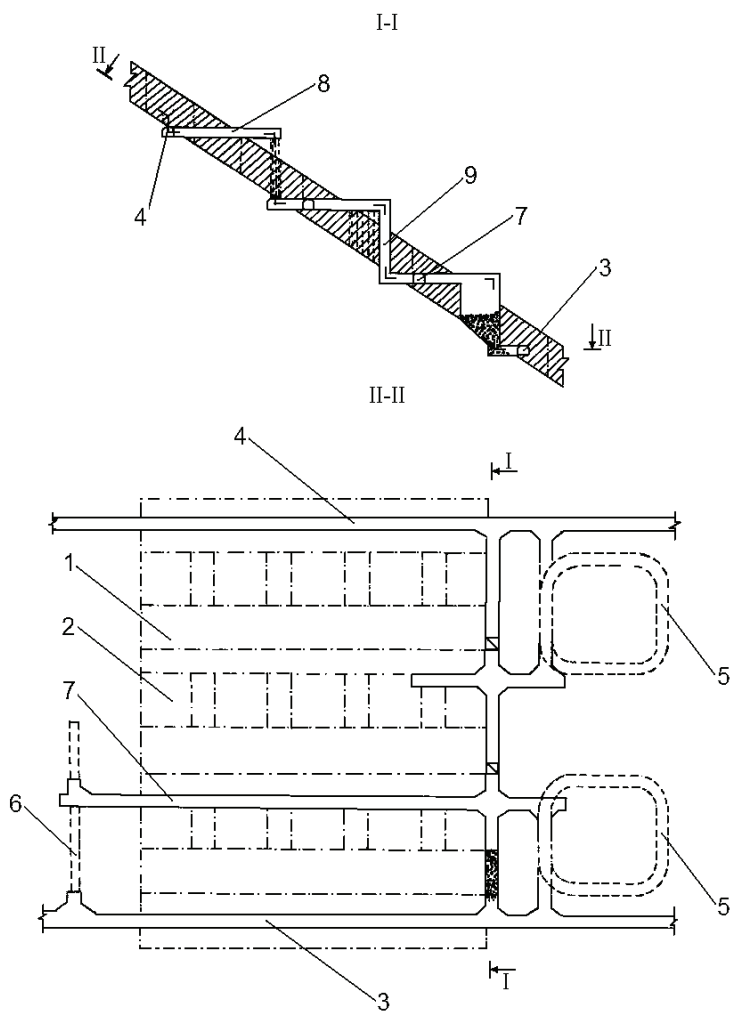
В нижней части блока (панели) проходят вентиляционно-транспортный штрек 3, а в верхней части панели проходят вентиляционно-транспортный штрек 4. На одном из флангов блока проходят спиральные заезды 5, соединяющие подэтажи с вентиляционно-транспортными штреками 3, 4, а на противоположном фланге проходят вентиляционный восстающий 6.

Из спиральных заездов (сездов) 5 проходят доставочные штреки 7, соединяющиеся с вентиляционной восстающей выработкой 6. Затем из доставочных штреков 7, а также вентиляционно-транспортного штрека 4 проходят отрезные орты 8 до границы каждого подэтажа и сбивают их между собой восстающими выработками 9.

Параллельно доставочным штрекам 7 и вентиляционно-транспортному штреку 3 проходят буровые штреки 10 вдоль камер 1, ориентированных по простиранию. Затем эти выработки сбивают между собой погрузочными заездами 11 (рисунок 1б)

После завершения указанных подготовительных работ приступают к очистной выемке.

На первой стадии производят обработку камер 1, ориентированных по простиранию, а также верхнюю часть коротких камер 2, ориентированных по восстанию на уровне почвы доставочных штреков 7. При этом очистные работы начинают с нижней камеры по простиранию на первом подэтаже. Руду сбивают в веерных комплектах скважин, пробуренных из буровой выработки 10 и через погрузочные заезды 11, пройденные из вентиляционно-доставочного штрека 3, забирают с помощью погрузочно-доставочных машин и доставляют до рудоспуска.



1а) Стадия подготовки блока

Рисунок 1 – Вариант камерно-столбовой системы для разработки наклонных залежей с ограниченным заходом людей в выработанное пространство

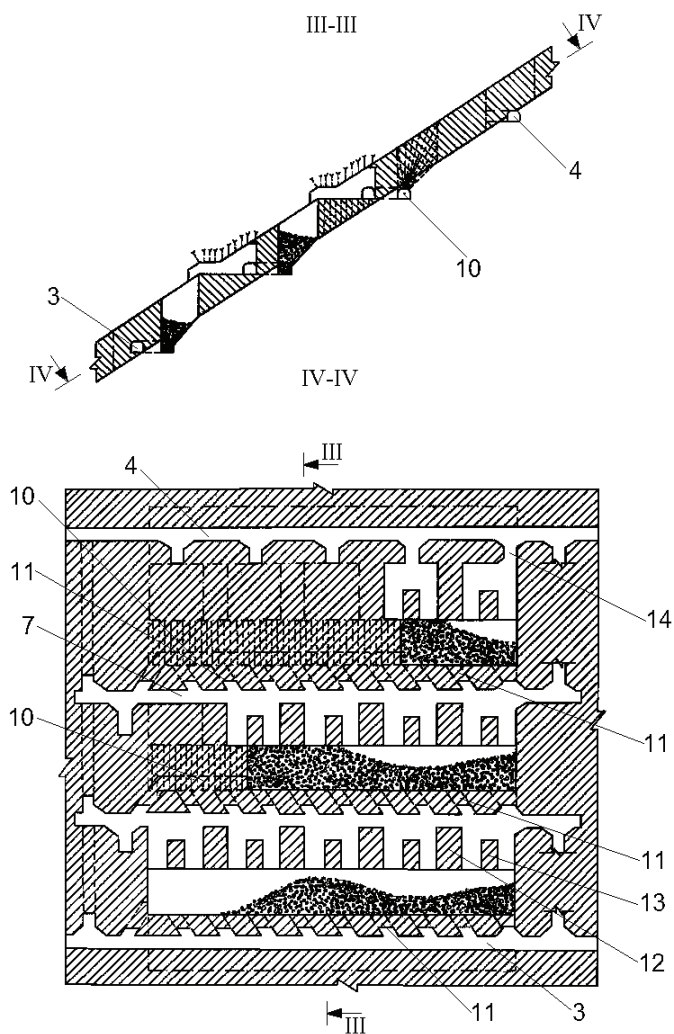


Рисунок 16 – Стадия отработки камер по простиранию и частично коротких камер по восстанию

После отработки запасов камеры 1 по простиранию в нижней части блока на первом подэтаже производят подсечку верхней части камер по восстанию на этом же подэтаже. При этом между постоянными МКЦ 12 оформляют временные МКЦ 13, поскольку ширина этих камер составляет 20 – 25 м. Кровлю камер по восстанию крепят штанговой крепью.

Одновременно с подсечкой камер по восстанию на первом подэтаже производят отработку запасов вышележащей камеры по простиранию на втором подэтаже. Отбитую руду из камер по восстанию и вышележащей камеры по простиранию на втором подэтаже сбрасывают в выработанное пространство ранее отработанной камеры по простиранию на первом подэтаже, из которой руда через погрузочные заезды 11 с помощью самоходного погрузочно-доставочного оборудования по вентиляционно-транспортному штреку 3 доставляется до рудоспуска.

С некоторым отставанием производят отработку запасов камеры по простиранию на третьем подэтаже и камер по восстанию на втором подэтаже. Отбитую руду из камер по восстанию перепускают в выработанное пространство нижележащей камеры по простиранию на этом же подэтаже. Отбитую руду из камеры по простиранию на третьем подэтаже через выработанное пространство камер по восстанию на втором подэтаже также перепускают в выработанное пространство камеры по простиранию на втором подэтаже. Далее отбитая руда из камеры по простиранию на втором подэтаже аналогичным образом сбрасывается в выработанное пространство камеры по простиранию на первом подэтаже, откуда с помощью самоходного погрузочно-доставочного оборудования доставляется до рудоспуска.

Отбитую руду из верхней подсечки в камерах по восстанию на третьем подэтаже через заезды 14 доставляют до рудоспуска по вентиляционно-транспортному штреку 4.

Таким образом, перебрасывая отбитую руду из камер по простиранию и верхних подсечек камер по восстанию с подэтажа на подэтаж по закороченному пути производят доставку руды в нижнюю часть блока, откуда руда далее доставляется до рудоспуска.

После отработки на всех подэтажах запасов в камерах по простиранию и части запасов из верхней подсечки камер по восстанию приступают к отработке оставшихся запасов в нижней части камер по восстанию (рисунок 1в).

Очистную выемку ведут в нисходящем порядке с третьего подэтажа. Для отбойки руды бурят нисходящие скважины из выработанного пространства в верхней части камер по восстанию. Также разбуривают временные целики 13. Руду отбивают послойно в выработанное пространство нижележащей камеры по простиранию. Затем отбитая руда перебрасывается в выработанное пространство камеры по простиранию на втором подэтаже и далее аналогичным образом поступает в выработанное пространство камеры по простиранию на первом подэтаже, откуда с помощью самоходного погрузочно-доставочного оборудования доставляется до рудоспуска.

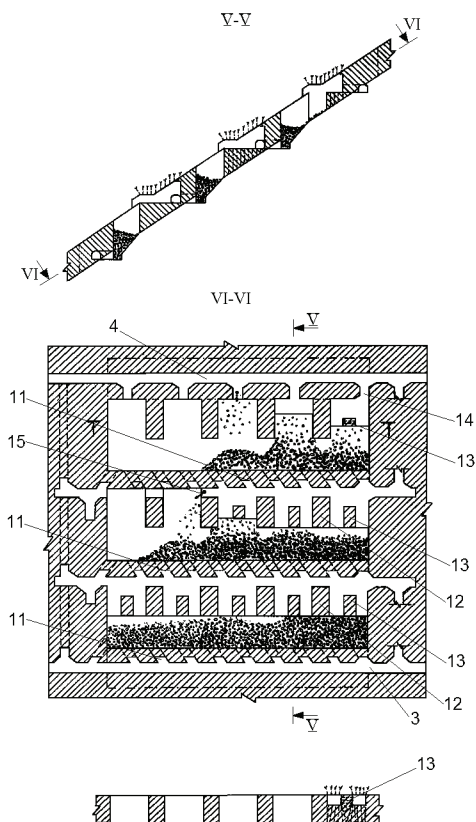


Рисунок 1в – Стадия отработки оставшихся запасов в нижней части камер по восстанию

Точно также отбитую руду из камер по восстанию со второго подэтажа перебрасывают на первый подэтаж. Последними обрабатывают запасы в камерах по восстанию на первом подэтаже. При этом для зачистки отбитой руды, оставшейся на наклонной почве камер по восстанию, можно использовать гидромониторы 15, которые располагают в доставочных выработках 7.

При длине блока по простиранию 200м и восстанию 120м, ширине камер по простиранию 15м и восстанию 20м, длине камер по восстанию 25м, ширине ленточных целиков по простиранию и восстанию 7м, потери руды составят 26%. Разубоживание составит 3-4% за счет примешивания пустой породы при формировании днища рудоприемных камер по простиранию.

Бурение шпуров при отработке запасов на верхней подсечке в камерах по восстанию производят буровой установкой типа «Paramatic H205» а бурение вееров скважин в камерах по простиранию осуществляют при помощи буровой установки «SOLO-30». Доставку руды с подэтажа на подэтаж производят при помощи погрузочно-доставочной машины типа «TORO-501DL».

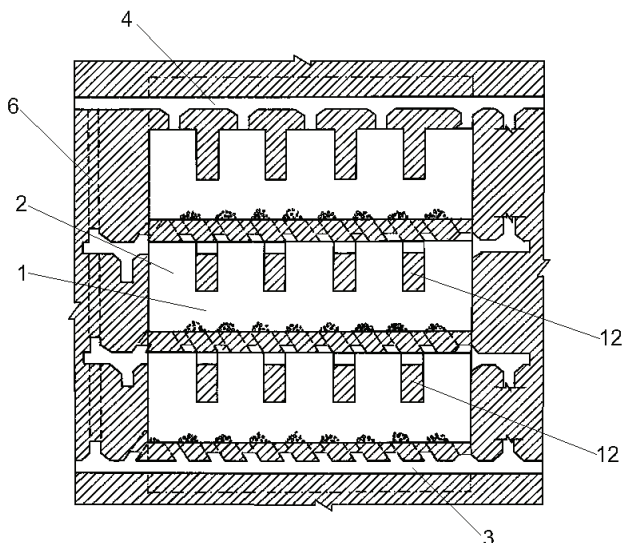


Рисунок 1г – План блока на конец отработки

Исходя из габаритов указанного оборудования, сечение выработок на подэтажах должно быть не менее 12м^2 , а в спиральных заездах (съездах) с учетом увеличения на закруглениях 14м^2 . Тогда удельный объем нарезных работ при средней мощности залежи 14м составит $56,3\text{м}^3/1000\text{т}$. При этом полевая подготовка составит 72% от общего объема нарезных работ.

Предлагаемый вариант системы разработки позволяет

1 Повысить безопасность ведения горных работ, поскольку 50 % запасов блока отрабатывается без захода людей и оборудования в выработанное пространство камер.

2 Обеспечить устойчивость системы «целики-кровля» за счет того, что вытянутые по восстанию целики значительно надежнее сопротивляются сдвигу по контакту с почвой и кровлей залежей, а в соединении с ленточным целиком представляют надежную конструкцию опорных несущих элементов, которая исключает обрушение налегающей толщи пород. В связи, с чем реко-

мендуется для использования при отработке участков, прилегающих к мульде сдвижения.

3 Уменьшить сечение выработок в спиральных съездах (заездах), а также доставочных штреков внутри блока на подэтажах, так как эти выработки будут служить только для перемещения по ним буровых установок типа SOLO-30 и погрузочно-доставочных машин типа TORO-501 DL с минимальной площадью сечения выработок до 14 м², что дает возможность сократить объем ГПР в 1,5 – 1,6 раза при проходке указанных выработок.

4 Исключить использование крупногабаритных транспортных средств для доставки отбитой горной массы по наклонным спиральным съездам, что значительно снижает затраты на ремонт этих машин и преждевременный износ комплектов шин для них.

5 Повысить интенсивность очистной выемки за счет увеличения фронта очистных работ.

6 Снизить на 50 % затраты на крепление кровли, так как половина запасов блока отработывается в камерах без захода людей и оборудования в открытое выработанное пространство.

В качестве альтернативы предлагается вариант без захода людей в очистное пространство (рисунок 2).

При этом подготовительные работы во многом одинаковы и включают проведение вентиляционно-транспортных штреков 3, 4 и вентиляционного штрека 5 на фланге блока. Также проходят подэтажные доставочные штреки 6 между вентиляционно-транспортными штреками 3, 4. Параллельно доставочным штрекам 6 через расстояние, равное ширине ленточного целика, по породе, на границе нижней стенки камеры 1 по простиранию залежи проходят буровые штреки 7, которые затем сбивают между собой погрузочными заездами 8. На этом совпадения заканчиваются.

Выше буровых штреков 7 на границе верхних стенок камер 1, на уровне почвы залежи, проходят буровые штреки 9. Из буровых штреков 9 вдоль оси восстающих камер 1 проходят наклонные буровые выработки 10, которые сбивают с доставочным штреком 6.

После завершения указанных подготовительных работ приступают к очистной выемке.

Отработку запасов блока ведут сверху вниз, начиная с самого верхнего подэтажа, поскольку обратный порядок невозможен из-за того, что доставочные штреки 6 находятся в пределах камер 1 каждого нижележащего подэтажа и с отработкой запасов руды в этих камерах неизбежно погашаются.

При этом отработку запасов руды в пределах каждого подэтажа можно вести одновременно в камере 2, расположенной по простиранию залежи, а также в камерах 1, расположенных по восстанию залежи, как это показано на рисунке 2. Однако, не исключается вариант с отдельной отработкой сначала камеры 2 и затем камер 1.

Отбойку руды в камере 2 осуществляют взрыванием зарядов ВВ в скважинах, пробуренных из буровых штреков 7, 9. Отбойку руды в камерах 1 производят взрыванием зарядов ВВ в веерных комплектах скважин, пробуренных из наклонных буровых выработок 10. При этом оставшуюся при взрыводоставке на почве камер 1 отбитую руду смывают в камеру 2 с помощью струй гидромониторов (брандспойтов), располагаемых в наклонных буровых выработках 10.

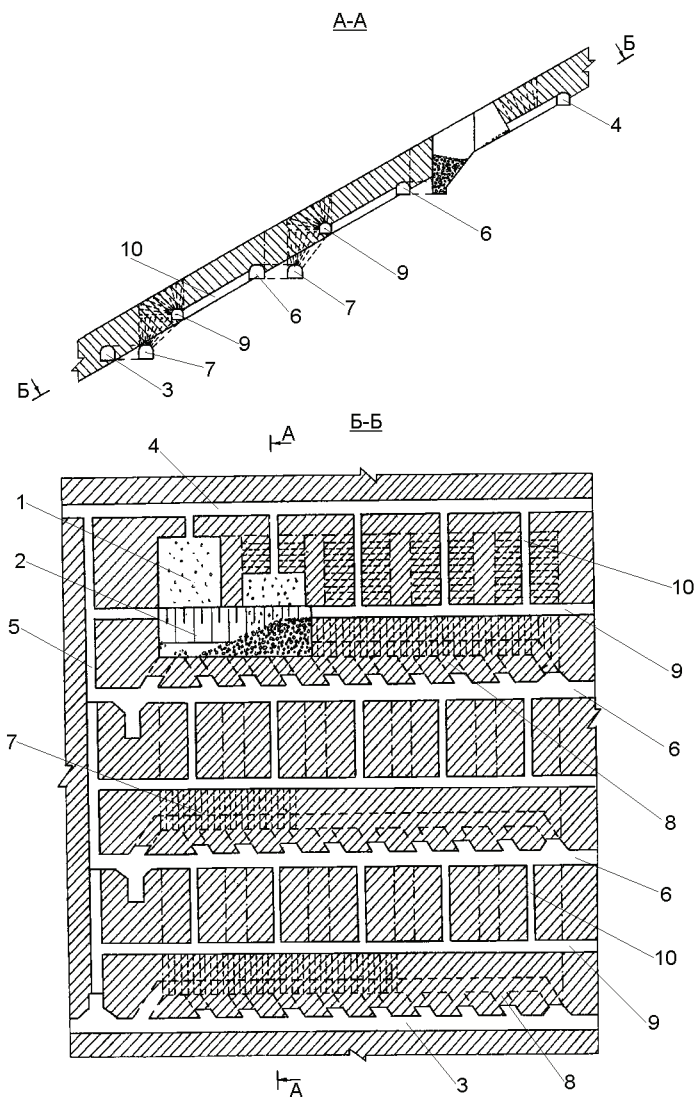


Рисунок 2 – Вариант камерно-целиковой системы разработки наклонных (20-35°) рудных залежей мощностью 8-20м без захода людей в очистное пространство.

Далее отбитую из камер 1, 2 руду забирают с торца погрузочных заездов 8 с помощью погрузочно-доставочных машин и затем с помощью крупногабаритных транспортных машин по спиральному съезду доставляют на откаточный горизонт. После выемки камерных запасов руды на верхнем подэтаже переходят на нижележащий подэтаж и аналогичным образом осуществляют отработку запасов этого подэтажа, а также последующих за ним подэтажей.

Потери руды в данном варианте системы разработки будут приблизительно такими же, как в варианте с частичным заходом людей в очистное пространство и составят в среднем 25 %. Разубоживание составит также 3 – 4 %, за счет примешивания пустой породы при формировании днища камер 2, расположенных по простиранию.

Однако из-за использования для транспортировки отбитой руды с подэтажей большегрузных (крупногабаритных) транспортных машин типа «TORO-5plus» потребуется проведение вентиляционно-доставочных штреков увеличенного сечения до $23,4\text{ м}^2$, а в спиральных заездах (съездах) проходить на закруглениях выработки сечением не менее 27 м^2 . Также потребуется дополнительно проходить короткие буровые выработки вдоль оси камер по восстановлению сечением не менее $5,2\text{ м}^2$ под габаритные размеры буровых станков типа ЛПС. Таким образом за счет общего увеличения в данном варианте горно-подготовительных работ по сравнению с вариантом с частичным заходом людей в очистное пространство в 1,6-1,7 раза, удельный объем нарезных работ составит приблизительно $90\text{--}95\text{ м}^2/1000\text{ т}$.

Достоинством предложенного варианта без захода людей в очистное пространство является безопасное ведение горных работ и исключение затрат на крепление кровли в камерах.

Этот вариант целесообразно использовать на флексурных участках с трещиноватыми и малоустойчивыми вмещающими породами.

Волков Ю. А.

ВАРИАНТ КАМЕРНО-ЦЕЛИКОВОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ГИДРОСМЫВОМ РУДЫ

Түйінді сөздер: қазу жүйесі, таспалы кентірек, кенді сумен ағызу, гидро-монитор

Ключевые слова: Система разработки, ленточный целик, гидросмыв руды, отбойка руды, гидромонитор

Key words: Development system, belt pillar, ore underwashing, ore-breaking, hydraulic monitor

Камераларды өрлеу қазу жүйесімен орналастырып, гидромониторларды аралық этаждарда кенді ағызып жіберу үшін бірінен соң бірін қою ұсынылған.

Предложен вариант системы разработки с расположением камер по восстанию и размещением на подэтажах последовательно друг за другом гидромониторов для смыва руды.

The version of development system on increase and placement arrangement of chambers of hydro monitors on sub floors consistently one after another for ore washout is offered.

При углах наклона рудных залежей равных 35–45° куски руды, лежащие на почве наклонных камер, находятся в состоянии неустойчивого равновесия. Но из-за неровностей почвы камеры и зацепления кусков между собой происходит накопление руды на почве этой камеры. Причем накопление происходит более интенсивно, если не производить периодическую уборку руды.

Основная идея заключается в том, чтобы вывести куски руды из состояния неустойчивого равновесия, путем приложения небольшой силы для придания им движения по наклонной почве камеры. В этом случае наиболее эффективный способ приложения силы на куски руды является дистанционное воздействие на них напорными струями гидромониторов (брандспойтов).

Рассчитаем усилие для смыва руды в камере при угле наклона залежи, равном 35 °.

Принимаем некондиционный кусок с размерами 0,8 м x 0,8 м, тогда вес его составит

$$P = V \cdot \gamma = 0,8^3 \cdot 2,6 \text{ т/м}^3 = 1,33 \text{ т} = 1330 \text{ кг}$$

где γ_p – объемный вес руды, равный 2,6 т/м³.

Необходимое усилие для смыва данного куска руды по руде при угле наклона $\alpha = 35^\circ$ составит

$$F = P(\cos \alpha \cdot K_{тр} \cdot K_s - \sin \alpha) = 1330(0,819 \cdot 0,57 \cdot 1,35 - 0,573) = 76,1 \text{ кг}$$

где α – угол наклона залежи, град.;

$K_{тр}$ – коэффициент трения руды по руде, полученный опытным путем в лабораторных условиях;

K_3 – коэффициент, учитывающий зацепление кусков между собой и почвой камеры, равный $1,3 \div 1,4$.

Следовательно, для смыва отбитой руды в навале потребуется такой гидромонитор, сила удара струи которого на преграду при удалении её на 25 – 30 м, была бы не менее 76 кг.

Расчет гидромониторных параметров сделаем для гидромонитора (бренд-спойта) с диаметром насадки 40 мм и напором воды перед насадкой $H = 50$ м вод. ст.

Тогда скорость истечения воды из насадки составит [1]

$$V = \varphi \cdot \sqrt{2gH} = 0,94 \cdot \sqrt{2 \cdot 9,81 \cdot 50} = 30,1 \text{ м/сек}$$

где φ – коэффициент скорости $\varphi = 0,92 - 0,96$.

Расход воды будет равен

$$Q = \varphi \cdot \omega \cdot \sqrt{2gH} = 0,94 \cdot \frac{3,14 \cdot 0,004^2}{4} \cdot \sqrt{2 \cdot 9,81 \cdot 50} = 0,038 \text{ м}^3/\text{сек}$$

или $0,038 \times 3600 = 140 \text{ м}^3/\text{час}$.

Теоретическая сила удара струи на плоскую преграду в начальном сечении струи составляет

$$F_o = \gamma_v \cdot \frac{V^2}{g} \cdot \omega_c, \text{ кг}$$

где γ_v – объемный вес воды, $\gamma_v = 1000 \text{ кг/м}^3$;

g – ускорение силы тяжести, равно $9,81 \text{ м/сек}^2$;

ω_c – площадь сечения струи, м^2 .

$$\text{тогда } F_o = \frac{1000 \cdot 31,2^2}{9,81} \cdot \frac{3,14 \cdot 0,04^2}{4} = 116 \text{ кг.}$$

Сила удара струи о плоскую преграду на расстоянии 25 м от насадки определяется по уравнению [2]

$$\frac{F}{F_o} = 1,046 - 0,00037 \frac{\ell}{d}, \text{ кг}$$

где ℓ – расстояние от насадки, м;

d – диаметр насадки, м.

Тогда $F = \left(1,046 - 0,00037 \frac{25}{0,04}\right) \cdot 116 = 95 \text{ кг}$, то есть этого усилия вполне

достаточно для смыва некондиционного куска с указанными размерами.

На основе использования смыва руды напорными струями гидромониторов был разработан новый вариант системы с расположением камер по восстановлению и оформлению ленточных целиков (Рисунок 1) для отработки бедных и рядовых руд.

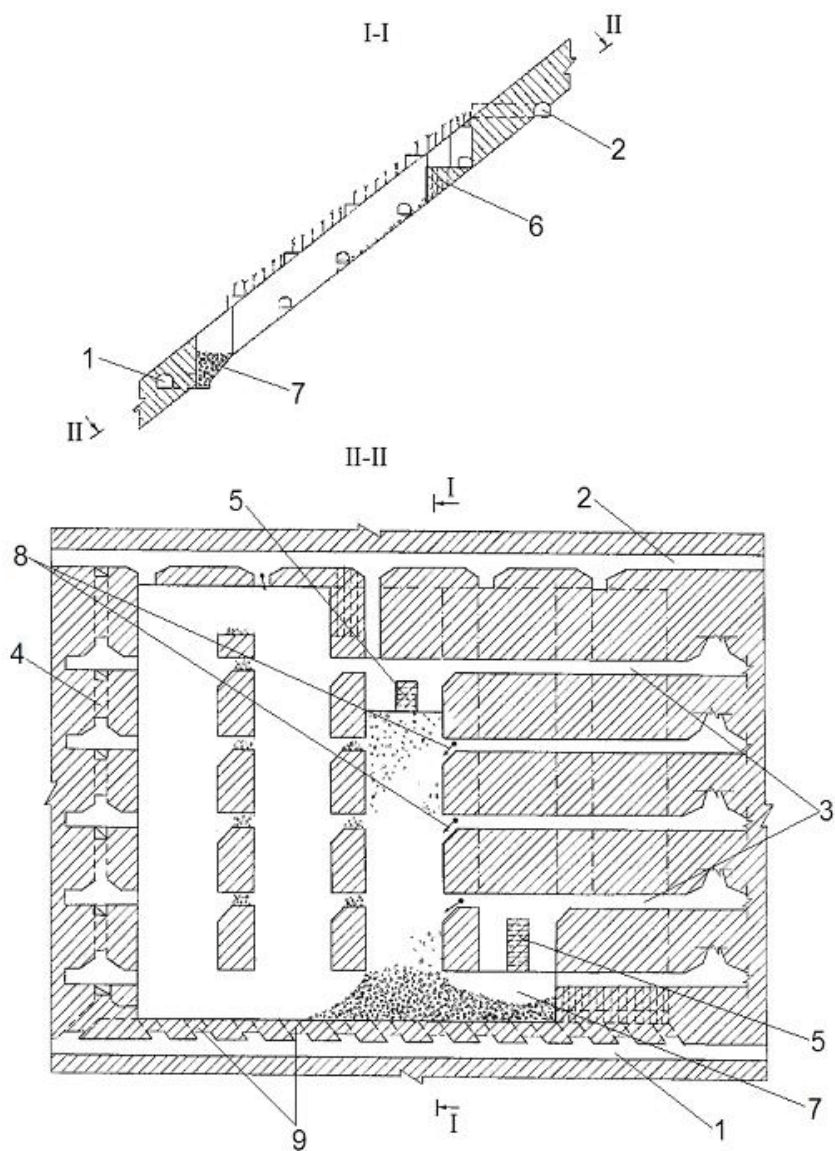


Рисунок 1 – Стадия обработки камерных запасов

Отрабатываемый блок разбивают на камеры по восстанию рудной залежи шириной 25 м, а между камерами располагают ленточные целики.

Горно-подготовительные работы заключаются в проходке вентиляционно-транспортных штреков 1, 2 в нижней и верхней частях блока. Из спирального заезда между вентиляционно-транспортными штреками 1, 2 проходят подэтажные доставочные штреки 3, из которых проходят вентиляционные орты 4, сбиваемые с вышележащими доставочными штреками.

После проведения указанных подготовительных работ приступают к очистной выемке.

Из доставочного штрека 3 на уровне его почвы в границах подэтажа между ленточными целиками отрабатывают верхнюю часть руды. При этом руду в верхней части подсечки разбуривают при помощи буровых кареток, а отбитую руду при помощи погрузочно-доставочных машин типа TORO-151 сбрасывают в нижележащее выработанное пространство.

Для безопасного ведения работ кровлю камеры крепят штанговой крепью и оформляют временный столбчатый целик 5. Из выработанного пространства верхней подсечки производят бурение нисходящих скважин 6 до уровня почвы камеры в каждом ряду. Также производят бурение скважин во временном столбчатом целике при таком же расстоянии между рядами.

После заряджания зарядов ВВ в нисходящих скважинах 6 и скважин, пробуренных во временном целике 3 производят порядное взрывание скважинных зарядов. При этом большая часть руды силой взрыва доставляется в рудоприемную камеру 7 на откаточном горизонте, а оставшаяся часть на почке камеры смывается вниз при помощи гидромониторов 8, размещенных в доставочных штреках 3 на нижележащих подэтажах. Доставленная в рудоприемную камеру 7 руда через погрузочные заезды 9 грузится в автосамосвалы и далее доставляется до рудоспуска.

Аналогичным образом отрабатывают запасы руды на вышележащем подэтаже, а также в других камерах.

Достоинством этого варианта системы разработки является.

1 Безопасное ведение горных работ, за счет отсутствия людей и оборудования в выработанном пространстве камер.

2 Обеспечение устойчивости системы «целики-кровля» за счет расположения целиков ленточной формы по восстанию.

3 Использование для доставки большей части руды в пределах блока самого дешевого и эффективного самотечного транспортирования руды под действием энергии взрыва, напорных струй воды и силы тяжести.

4 Исключение из транспортной схемы крупногабаритных самоходных транспортных средств, что позволяет уменьшить объемы горно-подготовительных работ на 60 % за счет проходки спиральных заездов и доставочных выработок на подэтажах меньшего сечения для обеспечения доступа на подэтажи высокопроизводительного самоходного бурового оборудования.

Литература

1 Нурок Г.А. Процессы и технология гидромеханизации открытых горных работ. Из-во «Недра», М 1979, 350с.

2 Хныкин В.Ф., Хузин Ю.Ш. Гидровскрышные работы на предприятиях горнорудной промышленности. Из-во «Недра», М 1973, 189с.

Савоста В. С., Волков А. П.

РАСЧЕТ МЕЖДУКАМЕРНЫХ ЦЕЛИКОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ КРУТОПАДАЮЩИХ И НАКЛОННЫХ ЖИЛ

Түйінді сөздер: тау қысымы, кернеу, орнықтылық, беріктілік қоры, шекті аралық.

Ключевые слова: горное давление, напряжение, устойчивость, запас прочности, предельный пролет.

Key words: Overburden load, tension, firmness, safety factor, utmost run.

Камерааралық кентіректерде болатын күштер қаралып, ондағы кернеу мен камералардың төбесіне перпендикулярлы ресімделген көлбеу бұрыштың коэффициентінің мәні есептелген.

Рассмотрены действующие на целик силы, возникающее в нем напряжение и рассчитаны значения коэффициента угла наклона для целиков, оформленных перпендикулярно кровле камер.

Forces operating on support arising in it tension are considered and values of coefficient of a tilt angle for pillars, the chamber issued perpendicular to a roof are calculated.

Для отработки крутонаклонных ($\alpha > 45^\circ$) и наклонных ($\alpha = 20 - 45^\circ$) жил на руднике Жолымбет Институтом горного дела им. Д. А. Кунаева предложен эффективный и безопасный способ разработки подэтажных штреков с оформлением междукammerных целиков (МКЦ).

Однако расчеты МКЦ в крутопадающих и наклонных залежах часто базируются на взятых произвольно предположениях и допущениях. В связи с этим целесообразно начать рассмотрение этих МКЦ.

МКЦ на наклонных залежах оформляют либо перпендикулярно кровле, либо под некоторым углом по восстанию, либо вертикально [1]. В этом плане целесообразно вначале рассмотреть для наклонных ($20 - 45^\circ$) и крутопадающих месторождений ($\alpha > 45^\circ$) действующие на МКЦ силы, возникающие в нем напряжения и вытекающий из них коэффициент угла наклона выработки K_α для целиков перпендикулярных оси выработки.

Рассчитаем этот коэффициент подробно в соответствии с рисунком 1 [2,3] из которого следует, что вертикальная сила, действующая на МКЦ равна

$$P_v = \gamma HS \cos \alpha \quad (1)$$

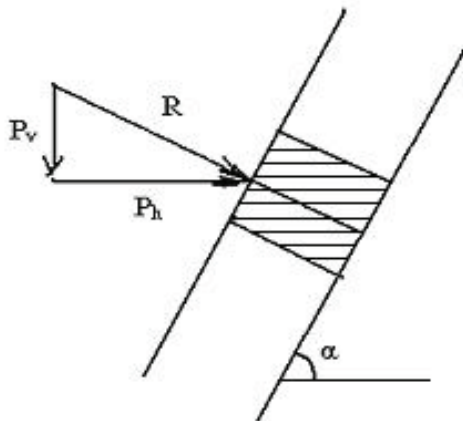


Рисунок 1 – Силы действующие на МКЦ

Горизонтально действующая сила

$$P_h = \lambda P_v \operatorname{tg} \alpha = \lambda \gamma H S \sin \alpha \quad (2)$$

где λ - коэффициент бокового давления $\lambda = \frac{\nu}{1-\nu}$ · ν – коэффициент Пуассона.

Разложение этих сил на нормальную N и касательную T составляющие к плоскости сцепления МКЦ с кровлей, позволяют получить следующие системы равенств:

$$\begin{aligned} N_v &= \gamma H S \cos^2 \alpha \\ T_v &= \frac{1}{2} \lambda \gamma H S \sin^2 2\alpha \end{aligned} \quad (3)$$

и

$$\begin{aligned} N_h &= \lambda \gamma H S \sin^2 \alpha \\ T_h &= \frac{1}{2} \lambda \gamma H S \sin 2\alpha \end{aligned} \quad (4)$$

Откуда с учетом направлений составляющих находим нормальные σ и касательные τ напряжения:

$$\begin{aligned}\sigma &= (N_v + N_h)/S_{\alpha} = \frac{\gamma HS}{S_{\alpha}} [\cos^2 \alpha + \lambda \sin^2 \alpha] \\ \tau &= (T_v - T_h)/S_{\alpha} = \frac{\gamma HS}{2S_{\alpha}} (1 - \lambda) \sin^2 2\alpha\end{aligned}\quad (5)$$

где $S = (b + l)(c + l')$ – площадь пород, приходящаяся на целик, γ – удельный вес налегающих пород, b и l соответственно длина целика и камеры по восстанию, c и l' – ширина целика и камеры по простиранию (в [1] почему-то наоборот), α – угол падения залежи, H – мощность налегающих пород. Тогда нормальное напряжение, параллельное оси целика и перпендикулярное его поперечному сечению, будет равно:

$$\sigma_n = \frac{\gamma HS}{S_{\alpha}} [\cos^2 \alpha + \lambda \sin^2 \alpha] \quad (6)$$

Выражение в квадратных скобках и есть искомый коэффициент угла наклона целика

$$K_{\alpha} = [\cos^2 \alpha + \lambda \sin^2 \alpha] \quad (7)$$

На основании приведенных формул мы в принципе не можем количественно определить устойчивость МКЦ, которая определяется из условия

$$\frac{\tau}{\sigma} \leq f \quad (8)$$

где f – коэффициент трения по плоскости контакта целика с породами. Коэффициент трения в свою очередь определяется по сцеплению C и углу внутреннего трения ϕ , определяемыми экспериментально (т.е. отдельно в каждом конкретном случае, что крайне не удобно при предварительных расчетах). Однако на больших глубинах, где МКЦ практически жестко закреплен висячим и лежачим боками выработки коэффициент трения – f всегда много больше 1. Поэтому на достаточно больших глубинах, по крайней мере, для МКЦ установленных перпендикулярно оси выработки условие (8) всегда выполняется.

Рассмотрим, как изменяются коэффициенты K_{α} и поперечные сечения МКЦ, рассчитанные по формуле (7) применительно к отработке золотоносных жил рудника Жолымбет на глубинах 1000 м и более, при больших углах наклона выработки.

При этом то, что в массиве коэффициент бокового давления λ может быть большим 1, [1] вовсе не означает того, что непосредственно в МКЦ он также больше 1. В действительности, даже на контактах МКЦ с кровлей и почвой $\lambda \sim (0,25 - 0,75)$, и менее, т.е. меньше 1, хотя в отдельных случаях в наклонных целиках может быть и больше 1. Мы рассматриваем достаточно твердые породы типа габбро-диорита. Поскольку сама выработка разгружает действующие в массиве напряжения, поэтому в приповерхностных областях кровли, стенок и почвы выработки коэффициент λ всегда меньше, чем в массиве. При вертикальном расположении МКЦ коэффициент бокового давления в нем $\lambda = \nu / (1 - \nu)$, где ν – коэффициент Пуассона.

Для диоритов коэффициент Пуассона $\nu \sim (0,7 - 0,24)$ или в среднем 0,15, тогда коэффициент бокового давления (распора) при $\nu = 0,15$ будет равен $\lambda = 0,18$. Средний удельный вес габбро-диоритов $\gamma = 2,84 \text{ т/м}^3$, а среднюю величину предела прочности на сжатие примем $\sigma_c = 1,07 \cdot 10^4 \text{ т/м}^2$. С учетом коэффициента запаса прочности $K_3 = 1,3$ имеем условие неразрушимости МКЦ

$$S_{\text{ц}} \geq K_{\alpha} K_3 \frac{\gamma H S}{\sigma_c} \quad (9)$$

Подстановкой всех величин в формулу (9) для глубины $H = 1000 \text{ м}$ и площади камеры приходящейся на один целик S имеем

$$S_{\text{ц}} \geq 0,34 K_{\alpha} S \quad (10)$$

Размеры МКЦ квадратного поперечного сечения $b \times b$. Тогда

$$b/1 = \sqrt{S_{\text{ц}}/S} \quad (11)$$

В соответствии с этой формулой при известном размере камер определяются размеры МКЦ

$$b = l \sqrt{S_{\text{ц}}/S} \quad (12)$$

Рассчитаем значения коэффициентов угла падения K_{α} и площади поперечных сечений целиков и их размеры для различных углов падения залежи при устойчивом пролете камеры $l = 17 \text{ м}$, который мы принимаем на основе опыта обработки аналогичных месторождений.

При $\alpha = 55^\circ$,	$K_{\alpha} = 0,45$,	$S_{\text{ц}}/S = 0,34 \cdot 0,45 = 0,15$	$b = 6,58$
При $\alpha = 60^\circ$,	$K_{\alpha} = 0,385$,	$S_{\text{ц}}/S = 0,34 \cdot 0,385 = 0,13$	$b = 6,1$
При $\alpha = 65^\circ$,	$K_{\alpha} = 0,3$,	$S_{\text{ц}}/S = 0,34 \cdot 0,3 = 0,1$	$b = 5,4$
При $\alpha = 70^\circ$,	$K_{\alpha} = 0,276$,	$S_{\text{ц}}/S = 0,34 \cdot 0,276 = 0,094$	$b = 5,2$
При $\alpha = 75^\circ$,	$K_{\alpha} = 0,235$,	$S_{\text{ц}}/S = 0,08$	$b = 4,8$
При $\alpha = 80^\circ$,	$K_{\alpha} = 0,205$,	$S_{\text{ц}}/S = 0,07$	$b = 4,5$

Как видно из этих данных отношение площади МКЦ к поддерживаемой им площади $S_{\text{ц}}/S$ уменьшается при увеличении угла наклона залежи, хотя и не намного, т.е. целики на таких глубинах имеют довольно большое поперечное сечение, обеспечивающее устойчивость выработанных пространств.

Литература

- 1 Макаров А.Б., «Практическая геомеханика», «Горная книга» М., 2006. 320 с.
- 2 Галаев Н.З., «Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений», «Недра», М., 1990. 250 с.
- 3 «Временная инструкция по расчету целиков для пологопадающих залежей на глубинных более 400 м и наклонных залежей Жезказганского месторождения», Алматы – Жезказган, 1998.

Волков А. П., Савоста В. С., Волков Ю. А.

ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ И БЕЗОПАСНЫХ СПОСОБОВ РАЗРАБОТКИ КРУТОНАКЛОННЫХ И НАКЛОННЫХ ЖИЛ

Түйінді сөздер: қазу тәсілі, ысырып жеткізу, су күшімен жеткізу, сулы-тасты ағын.

Ключевые слова: Способ разработки, скреперная доставка, гидродоставка, водо-каменный поток

Key words: Development method, scraper transportation, hydrodelivery, water-rock stream.

Ағын судың күшін пайдалану негізінде уатылған кенді қазба табаны бойымен жеткізу үшін көлбеу желілерді қазудың тиімді әрі қауіпсіз тәсілдері ұсынылған.

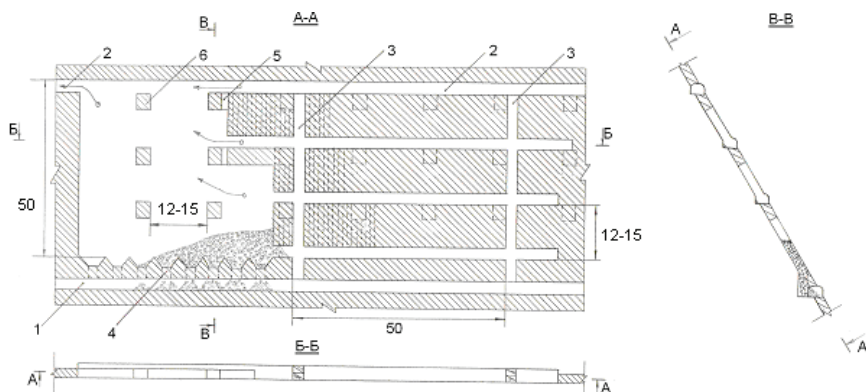
Предложены эффективные и безопасные способы разработки наклонных жил на основе использования энергии потока воды для доставки отбитой руды по почве камер (выработок).

Offered an effective and safe ways to develop inclined strand on the basis of energy use of water flow for delivery of the beaten-off ore on the soil of chambers (developments).

При углах падения 45 - 60 ° золотосодержащие жилы относят к крутонаклонным, обрабатывают, преимущественно системами с подэтажными штреками. Однако при углах 45 - 60 ° площадь выработанного пространства камеры в проекции на горизонтальную плоскость будет достаточно велика. При этом поперечные и продольные размеры выработанного пространства камер превышают величину предельно допустимых пролетов обнажений кровли висячем боку залежи. В связи с тем, что породы висячего бока на крутонаклонных зачастую сильно ослаблены, необходимо поддерживать налегающую толщу пород опорами (целиками). Таким образом, способы обработки крутонаклонных жил (45 - 60 °) будут представлены комбинацией систем подэтажных штреков и камерно-столбовой системы и будут отличаться формой и размерами междуканальных целиков.

Для разработки крутонаклонных жил предложен способ подэтажных штреков с открытым выработанным пространством и оформлением столбчатых целиков.

Подготовительно нарезные работы заключаются в проходке на этажах скреперных штреков (рисунок 1). Между этажами проходят блокочные вентиляционно-ходовые восстающие выработки. Проходка блокочных вентиляционно-ходовых восстающих осуществляется взрывным способом. В нижней части блока проходят выпускные выработки (дучки) из скреперного штрека.



1 – скреперный штрек, 2 – буровой штрек, 3 – вентиляционно-ходовой восстающий, 4 – дучки

Рисунок 1 – Способ разработки подэтажными штреками с открытым выработанным пространством и оформлением столбчатых целиков.

Вариант с использованием скреперного оборудования.

Очистную выемку ведут снизу-вверх с некоторым опережением отработки каждого нижележащего подэтажа. С целью сокращения горно-подготовительных работ сечение подэтажных буровых выработок принимают равными 5-6 м и используют легкие буровые станки типа «Алга» или «ЛПС». Поддерживающие висячий бок подэтажные междукammerные целики оформляют квадратной формы. Для оформления междукammerных целиков указанной формы веера скважин бурят под углом 90° относительно подэтажной буровой выработки, так, чтобы часть скважин располагалась параллельно стенкам целика, а другая – перпендикулярно. При этом, для качественного оформления междукammerного целика со стороны дальней от выработанного пространства стенки проходят отрезной восстающий и далее оформляют отрезную щель. Отбойку руды осуществляют взрыванием зарядов ВВ в комплектах скважин, пробуренных из подэтажной буровой выработки. Далее, отбитая руда, под действием гравитационных сил, перемещается вниз в рудоприемные выработки на доставочном горизонте, откуда с помощью скреперной лебедки доставляется до пункта погрузки в транспортные сосуды.

Достоинством этого способа разработки является высокая интенсивность очистной выемки и производительность труда забойных рабочих за счет применения многозабойной схемы ведения горных работ и значительного уменьшения объема малопродуктивного ручного труда при проведении подготовительных работ.

Наибольшую трудность представляют участки золоторудных месторождений с наклонным ($\alpha = 15 \div 45^\circ$) залеганием жил, так как применение в этих

условиях традиционных механизированных способов доставки отбитой руды малоэффективно из-за большого объема горно-подготовительных выработок (наклонных съездов, рудоспусков, вентиляционных сбоек и т. д.), требуемых для обеспечения доступа и нормального функционирования самоходного погрузочно-доставочного оборудования на подэтажах. Поэтому для отработки наклонных жил разработаны способы с расположением камер по восстанию с взрывной и гидравлической доставкой руды.

Для отработки маломощных наклонных жил разработан способ с расположением камер по простиранию и оформлением столбчатых целиков, включающий скреперную доставку отбитой руды в камерах, сeledоставку руды по специальной доставочной восстающей выработке и гидромониторную зачистку оставшейся руды на почве камер (рисунок 2.). Сущность этого варианта заключается в следующем.

Отрабатываемый блок (панель) разбивают на два крыла и разделяют их на выемочные камеры по простиранию рудной залежи, а между камерами оставляют столбчатые целики прямоугольной формы.

В нижней части блока проходят транспортный штрек 1. В верхней части блока проходят вентиляционный штрек 2. Между транспортным 1 и вентиляционным 2 штреками, проходят доставочную восстающую выработку 3 с заглублением в подстилающие породы на высоту сечения и затем расширяют ее до 4-5 м. В боковой стенке вентиляционного штрека 2 в створе с доставочной восстающей выработкой 3 сооружают капитальную аккумулирующую емкость для воды 4. Конструкция аккумулирующей емкости 4 представляет собой заперемыченную камеру со стороны вентиляционного штрека 2. При этом для предотвращения утечек воды стенки камеры покрывают торкрет-бетоном, а в бетонной переемычке устанавливают дверь – затвор створчатого типа. По обе стороны доставочной восстающей выработки на уровне отметки почвы рудной залежи проходят людские ходки 5.

В людских ходках 5 в створе с линией забоя располагают скреперные лебедки 6, которые периодически передвигают вниз по мере уходки забоев.

Для этого скреперные лебедки 6 устанавливают на салазки, в которых платформа находится в горизонтальной плоскости относительно уклона ходов 5. Передвижку скреперной лебедки 6 на салазках осуществляют при помощи специальной монтажной лебедки.

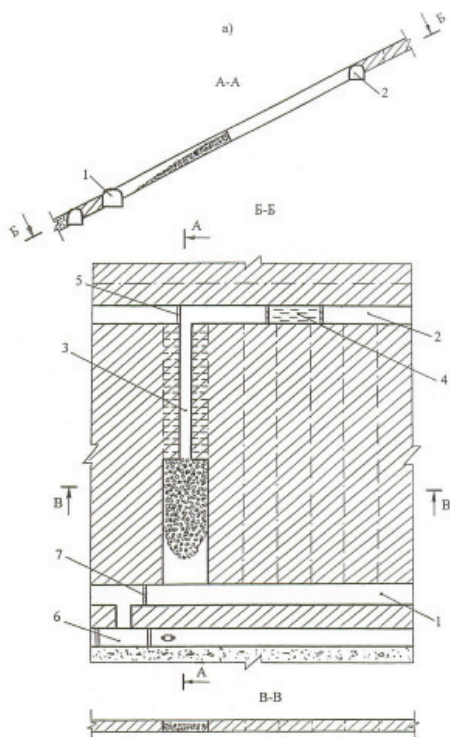


Рисунок 2 - Способ разработки наклонных золотоносных жил с использованием комбинированной доставки и нисходящей послойной выемки руды

В нижней части блока на одном из его флангов, в боковой стенке транспортного штрека 1 оформляют камеру 7. При этом первоначально ее используют как лебедочную, а после сооружения водосборника 8 в этой камере устанавливают насос для подачи воды в аккумулирующую емкость 4.

Очистные работы ведут одновременно в обоих крыльях блока с некоторым опережением отработки одного крыла относительно другого. Отбойку руды осуществляют нисходящими слоями толщиной 1,5-2,0 м. После отбойки слоя руды в камере осуществляют ее скреперование на доставочную восстающую выработку 3. Затем по мере накопления на почве доставочной восстающей выработки 3 навала отбитой руды заданного объема, производят наполнение аккумулирующей емкости 4 водой и ее выпуск в эту доставочную выработку. В результате взаимодействия потока воды с навалом образуется шахтный селевой водо-каменный поток, который под действием гравитационных сил и энергии потока воды по наклонной почве доставочной восстающей

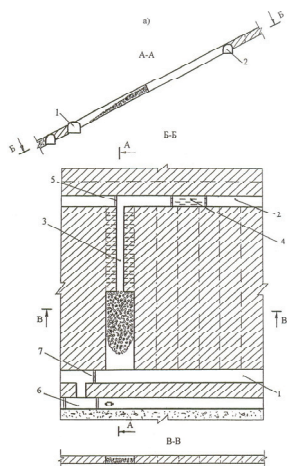
выработки 3 перемещается вниз в транспортный штрек 1, где после оттока «отработанной» воды в водосборник 8 отбитую руду с помощью самоходного погрузочно-доставочного оборудования транспортируют до капитального руслоспуска или ствола.

После выемки запасов в вышележащей камере и частично в нижележащей осуществляют прорезку ленточного целика до размеров столбчатых целиков. При этом оставшуюся отбитую руду между столбчатыми целиками смывают струями воды из гидромониторов 9, установленных в вышележащей камере. Затем смытую руду скреперуют в доставочную восстающую выработку 3 и по описанной выше схеме с помощью шахтного селевого потока доставляют в транспортный штрек 1.

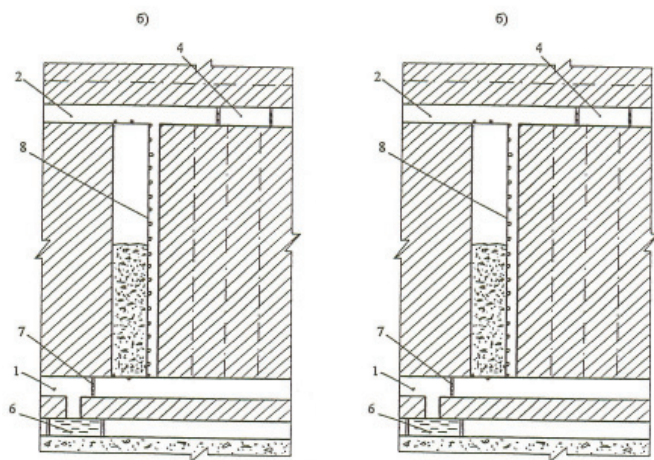
Таким образом, чередуя выемку камерных запасов при помощи скреперного оборудования и селедоставки руды с гидромониторной зачисткой почвы залежи между целиками, производят отработку всех запасов руды.

Для отработки наклонных золотоносных жил, представленных ценной рудой разработан способ со сплошной выемкой руды, закладкой и гидродоставкой горной массы (рисунок 3.). Сущность этого варианта системы разработки заключается в следующем.

Отрабатываемый блок разбивают на камеры по восстанию рудной залежи. В нижней части блока проходят транспортный штрек 1 и в верхней части вентиляционный штрек 2. Оработку камер начинают с фланга блока. При этом в первой камере вдоль ее оси проходят буровую восстающую выработку 3 с использованием буро-взрывных работ и скреперной доставки горной массы. После проходки буровой восстающей выработки 3 производят разубоживание из нее запасов камеры. В это же время в вентиляционном штреке 2 сооружают аккумулирующую емкость для воды 4, путем установки разборных водонепроницаемых перемычек, а в месте сопряжения буровой восстающей выработки 3 и вентиляционного штрека 2 устанавливают разборную водонаправляющую перемычку 5. В нижней части блока сооружают водосборник 6. При этом используют существующие выработки, расположенные ниже транспортного штрека 1. Для задержки рудной мелочи в транспортном штреке 1 перед водосборником 6 устанавливают дренажную перемычку 7. После сооружения указанных устройств, обеспечивающих замкнутую схему водооборота, приступают к очистной выемке.



а) Стадия отработки первой камеры



б) Стадия закладки выработанного пространства первой камеры и оформления буровой восстающей выработки.

в) Стадия выемки руды во второй камере

Рисунок 3 - Вариант камерной системы со сплошной выемкой руды, закладкой и селеставкой горной массы

Отбойку руды в камере осуществляют путем взрывания зарядов ВВ в верхних комплексах скважин, пробуренных из буровой восстающей выработки 3. Воду на навал отбитой руды в камере подают по заперемыченному участку вентиляционного штрека 2 и буровому восстающему 3. Смытую в транспортный штрек 1 отбитую руду при помощи погрузочно-доставочного оборудования доставляют далее до капитального рудоспуска или ствола.

После выемки руды в первой камере, параллельно стенке рудного массива, на расстоянии от него, равным ширине буровой восстающей выработки 3 устанавливают стойки враспор с кровлей камеры и на них навешивают щиты 8. Затем после установки щитов 8 (опалубки) производят подачу твердеющей закладочной смеси в заперемыченное выработанное пространство камеры из вентиляционного штрека 2. После набора твердеющей закладочной смесью нормативной прочности производят демонтаж опалубки и разборных (пневматических или гидравлических) стоек. Затем приступают к отработке запасов руды во второй камере. Из оформленной между бетонным и рудным массивами буровой восстающей выработки 9 осуществляют бурение вееров скважин, отбойку руды и подачу воды на навал руды по описанной выше схеме.

Таким образом, чередуя отработку камер с закладкой и оформлением буровых восстающих выработок, производят выемку всех запасов блока.

Критическое значение угла наклона камеры (русла шахтного водокаменного потока), при котором происходит сдвиг рыхлообломочного материала насыщенного водой рассчитывают по формуле [1.2]

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{\mu(\rho_{\text{ТВ}} - \rho_{\text{В}})}{\rho_{\text{ТВ}} + (K_{\text{р}} - 1)\rho_{\text{В}}}$$

где μ – динамический коэффициент трения;

$K_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления;

$\rho_{\text{ТВ}}$ – плотность руды (породы);

$\rho_{\text{В}}$ – плотность воды.

В лабораторных условиях установлено, что для горных пород рудника Жолымбет $\mu = 0,835$. Тогда критическое значение угла наклона для условий Жезказганского месторождения составит

$$\alpha_0 = \operatorname{arctg} \frac{0,835(26,8 - 1,0)}{2,6 + (1,6 - 1,0)1,0} \approx 22,5^\circ$$

Удельные расходы воды рассчитываем с учетом α_0 .

При $\alpha \geq \alpha_0$

$$\frac{M_{\text{В}}}{M_{\text{ТВ}}} = \frac{\mu \cos \alpha - \sin \alpha}{\sin \alpha + \frac{\mu}{K_{\text{р}} - 1} \cos \alpha}$$

При углах наклона русла шахтного водо-каменного потока $\alpha \geq \alpha_0$ потребуются дополнительный подпор воды для смыва отбитой руды в навале. Расчеты показывают, что при этом происходит резкое увеличение удельных расходов воды и практическая реализация гидродоставки руды становится менее эффективной. Таким образом, эффективная область применения гидродоставки руды для условий жезказганских шахт будет находиться в интервале углов наклона залежей от 23° до 45°.

Литература

1 Рогов Е. И., Буктуков Н. С., Савоста В. С., Волков А.П. К определению основных параметров селеставки горной массы при подземной разработке наклонных рудных залежей // Тр. ИГД им. Д. А. Кунаева «Научно-техническое обеспечение горного производства», Алматы, 2004. т. 68, ч. I, С. 366 – 370.

2 А. с. № 1656096 СССР МКИ E21C 41/06. Способ разработки крутопадающих рудных залежей / Дюков В. Л., Волков А. П. – 4 с.

Рогов Е.И., Рогов А.Е., Кабаев С.Т.

К ОПРЕДЕЛЕНИЮ СТЕПЕНЕЙ СИЛЬНОСТИ ПАРАМЕТРОВ И ХАРАКТЕРИСТИК ПРИ ОПТИМИЗАЦИИ МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ СИСТЕМ

Түйінді сөздер: күшейту дәрежесі, оңтайландыру, математикалық моделдеу.

Ключевые слова: степень сильности, оптимизация, математическое моделирование.

Keywords: strength degree, optimization, mathematic modeling.

Математикалық модельдеу жүйелерін оңтайлауда параметрлердің күштілік дәрежелері мен сипаттамаларын анықтау тәсілдері берілген.

Дан метод определения степеней сильности параметров и характеристик при оптимизации математического моделирования систем.

The method of strength degree definition of parameters and characteristics is given with optimization of mathematical modeling systems.

В нашей монографии [1] дан метод определения степеней сильности λ_j только параметров в пространстве H^k . Но часто вектор $\bar{R}$ управляемых переменных модели включает все три вектора:

- качественных характеристик системы $\bar{X} \in H^n$ дискретных и непрерывных параметров $\bar{Y} \in H^k$, $\bar{Z} \in H^m$.

В этом случае единственным инструментом для определения параметров λ_j - степеней сильности является квазиупорядоченный граф

$$G = (\bar{X} \cup \bar{Z} \cup \bar{Y}, \hat{A})$$

Здесь G с минорантами - $X_1 \in \bar{X}$ и минорантами - y_k необходимо тщательно его сформировать.

Понятно, что множество вершин на G в пространстве H^n формируется автоматически без проблем путем включения в набор $X_j \in \bar{X}$ всех возможных для данной системы:

$$\{x_{1,j}, x_{2,j}, \dots, x_{n,j}\} - \text{состояний } j = \overline{1, n}. \quad (1)$$

Множество дискретных параметров $Z_i \in \bar{Z}$ формируется по аналогии с (1).

Множество дискретных параметров – вершин на графе для вектора $\bar{Y}$ формируется, исходя из логических представлений о точности задания параметров y_j , которая является приемлемой для каждой конкретной системы и конкретного параметра - y_j . Например, можно задавать точность в пределах 2, 5, 10 и т.д. %. Кроме того, для параметров y_j задаются значения верхние

$\hat{y}_j$ и нижние y_j , в пределах которых отыскивается оптимальное значение по вполне определенному критерию J .

Рассмотрим некоторый обобщенный пример вычисления степеней сильности λ_j вектора $\bar{R}$ управляемых переменных оптимизационной математической модели по критерию J .

Пусть задана модель в общем виде:

$$J = F(\mu_j; \bar{Z}; \bar{Y}; \bar{S}(\mu_j) \rightarrow \max) \quad (2)$$

$$\left. \begin{array}{l} \mu_j \in M_\delta(G), \\ \text{при ограничениях: } \bar{Z} \in \{\Phi_1\}, \\ \bar{Y} \in \{\Phi_2\}, \end{array} \right\} \quad (3)$$

где $\bar{S}(\mu_j)$ - вектор входной информации, зависящий от пути на графе $G = (X, \Gamma)$,

$M_\delta(G)$ - множество допустимых путей на графе G от минорант X_1 до мажорант X_n ; $\{\Phi_1\}$; $\{\Phi_2\}$ - множества ограничений для дискретных управляемых параметров $\bar{Z}$ и непрерывных - $\bar{Y}$.

Отобразим все множество путей на обобщенном квазиупорядоченном графе

$$G_o = (\bar{X}, \bar{Z}, \bar{Y}, \Gamma) \quad (4)$$

с минорантами X_1 и мажорантами $\bar{Y}_k$.

Всего на графе G_o (4) будет путей:

$$|M(G_o)| = (n \times m \times k)^r. \quad (5)$$

Пусть, к примеру, в модели (2) $n = 4$; $m = 3$; $k = 5$; $r = 10$, тогда при вариациях даже по 10 состояниям на графе G_o имеем $M = 12^{10}$ или миллиард путей! Это конечно фантастическое число. Но здесь в алгоритме нет надобности перебирать все эти пути. Назначим базу - инженерное допустимое решение

$$\bar{R}_\delta = (\mu_\delta; Z_\delta; \bar{Y}_r). \quad (6)$$

Теперь относительно базы проделаем операцию вычисления степеней сильности

$$\lambda_j, j = \overline{1, \dots, n + m + k} \quad (7)$$

по простейшему алгоритму.

Шаг № 1. Перебирается множество значений параметра k дискретный, а шагом δy_k и отыскивается значение:

$$\overline{\delta y_k} = \frac{1}{10} \sum_{j=1}^{10} \delta y_k, \quad (8)$$

где δy_k принимается за точность, с которой в пределах допустимых вариаций

$$\delta y_k \leq \delta y_k \leq \delta y_k^{\wedge} \quad (9)$$

удовлетворяет принятый параметр y_k .

Аналогичные операции проделывают со всеми 5 параметрами $y_1, \dots, y_5$ вектора $\bar{y}$.

Шаг № 2. Множество состояний – вершин графа G_o для дискретных параметров $\bar{z}$ назначается из реального многообразия $Z_j, j = \overline{1, 3}$, запроектированного в модели (2). Для этого множества, пусть их будет также 10 число вершин будет 30.

Шаг № 3. Аналогичные операции проделывают с множеством качественных характеристик X . Здесь число вершин на графе G будет – 40.

Шаг № 4. Общее число вершин на G_o , которые необходимо теперь перебирать будет всего 120. Для базового пути μ_6 перебираются все 120 вершин на графе G_o и находим все 120 значений функций цели:

$$J_n = F(\bar{S}(\mu_j) \mu_n) \mu_n \in |M_n(G_o)| \quad (10)$$

где $M_i(G_o)$ - число путей, включающих 120 вершин графа.

Шаг № 5. Для каждого J_n теперь находят приращение ΔF функции цели, исходя из предыдущих операций определяют значения для векторов $\bar{Y}, \bar{Z}, \bar{X}$:

$$\begin{aligned} \text{по } \bar{X} &\rightarrow \Delta F(\mu_n) = \Delta F_j(\mu_n), j = \overline{1, 5}, \} \\ \text{по } \bar{Z} &\rightarrow \Delta F(\mu_n) = \Delta F_j(\mu_n), j = \overline{1, 3}, \} \\ \text{по } \bar{Y} &\rightarrow \Delta F(\mu_n) = \Delta F_j(\mu_n), j = \overline{1, 4}, \} \end{aligned} \quad (11)$$

Заключительная операция состоит в поиске степеней сильности λ_j по нашей формуле:

$$\lambda_j = \frac{\Delta F_j(\mu_n)}{\sum_{j=1}^{12} \Delta F_j(\mu_n)} < 1 \quad (12)$$

при этом:

$$\sum_{j=1}^{12} \lambda_j = 1. \quad (14)$$

На этом исследование степеней сильности влияния на критерий оптимальности функции цели (2) заканчивается.

Далее принимается решение о существенности и первоочередном учете параметров и характеристик вектора R . Модель упрощается путем выделения из множества λ_i только тех, которые существенно оказывают влияние на цель поиска решения по критерию J или делается последовательное решение по степеням сильности:

$$\lambda_1 > \lambda_2 > \lambda_3 \dots \text{ и т.д.}$$

Литература

1 Порог Е.И., Порог С.Е., Порог А.Е. Теория геотехнологий. - Алматы.: FORTRESS, 2010. – 355 с.

О ПЕРЕХОДНЫХ ПРОЦЕССАХ В ГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ СИСТЕМАХ ПРИ ПОДЗЕМНОМ СКВАЖИННОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ МЕТАЛЛОВ

Түйінді сөздер: *гидродинамикалық жүйе, жерасты ұңғылап сілтілеу, ауысу тәсілі.*

Ключевые слова: *гидродинамическая система, подземное скважинное выщелачивание, переходный процесс.*

Keywords: *hydrodynamic system, underground borehole leaching, transition.*

Уранды және тағы басқа металдарды ЖҰЕ гидродинамикалық тордағы өткінші процестер диффузиялық ерітінділеуге және сүзу тасымалына көп әсер етпейді.

Переходные процессы в гидродинамических сетях при ПСВ урана, да и любого металла не оказывают заметного влияния на диффузионное растворение и фильтрационный перенос.

Transients in hydrodynamic system at UDL of uranium and any metal have no noticeable impact on diffusive dissolution and filtrational transfer.

1 Введение

Переходным процессам при ПСВ металлов и, урана в частности, в известной нам литературе не уделено даже самого малого внимания. Это происходит, видимо, потому, что априори они оказывают несущественное влияние на геотехнологические параметры, в частности на скорость диффузионно-фильтрационных процессов в продуктивных пластах. Однако этот вопрос имеет вполне законное право на его исследование, хотя бы теоретическое. В этой связи в настоящей статье мы даем некоторые первые результаты по этой теме.

2 Теория задачи

Переходные процессы в гидродинамической сети блока при ПСВ урана и любого металла возникают при следующих состояниях сети, заполненной растворами.

1 Одновременная остановка всех закачных скважин (ЗС), $S_{oj} = 0$; $j = \overline{1, N_1}$.

2 Одновременная остановка всех откачных скважин (ОС) $S_{oi} = 0$, $i = \overline{1, N_2}$. — число ОС.

3 Одновременная остановка всех ЗС и ОС; $S_{oj} = 0$; $S_{oi} = 0$.

4 Остановка группы ЗС $S_{oj} = 0$; $j = 1, 2, \dots, N_1$.

5 Остановка группы ОС $S_{oi} = 0$; $i = 1, 2, \dots, N_2$.

6 Остановка одной ЗС $S_{oj} = 0$.

7 Остановка одной ОС $S_{oi} = 0$.

Теоретически в случае наступления хотя бы одного из семи перечисленных событий гидродинамическая сеть переходит в нестационарное состояние и описывается системой дифференциальных уравнений:

$$\left. \begin{aligned} &a_{1,1} \frac{\partial Q_1}{\partial t} + a_{1,2} \frac{\partial Q_2}{\partial t} + \dots + a_{1,N} \frac{\partial Q_N}{\partial t} = \frac{\partial \Delta P_1}{\partial t}, \\ &a_{2,1} \frac{\partial Q_1}{\partial t} + a_{2,2} \frac{\partial Q_2}{\partial t} + \dots + a_{2,N} \frac{\partial Q_N}{\partial t} = \frac{\partial \Delta P_2}{\partial t}, \\ &\dots\dots\dots \\ &a_{N,1} \frac{\partial Q_1}{\partial t} + a_{N,2} \frac{\partial Q_2}{\partial t} + \dots + a_{NN} \frac{\partial Q_N}{\partial t} = \frac{\partial \Delta P_N}{\partial t}. \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

где a_{ij} – гидродинамическое сопротивление любого участка сети для линий тока продуктивного пласта:

$$a_{i,j} = \frac{\left(\ell n \frac{R_o}{R_c} + S_K \right) \cdot 10^2}{1,157 \cdot 2\pi \cdot K_{\phi} \cdot \overline{M_3}}, \frac{\text{М}^2}{\text{сут.}}, \quad (2)$$

где R_0 и R_c – радиус ячейки и скважины соответственно, м;

S_k – показатель скин-эффекта, безразмерный;

$\overline{K}_\phi$ и $\overline{M}_\Sigma$ - среднее значение коэффициента фильтрации и эффективной мощности пласта, м/сут. и м соответственно.

Решать систему уравнений (1) для переходных процессов дело чрезвычайной сложности, даже для блоков у которых всего 50-100 ОС и ЗС, так как число неизвестных уравнений в (1) в точности равно суммарному числу в блоке

$$N = N_{3c} + N_{oc}. \quad (3)$$

В этой связи мы произведем оценку существенности влияния переходных процессов на конечный результат по суммарной кинетической энергии работающего блока.

Ясно, что наиболее нежелательный исход одновременной остановки всех ЗС и ОС. При этом массу МВР и ПР в гидродинамической системе, наделенной кинетической энергией, можно оценить по формуле:

$$M = f \cdot V_c \cdot \rho_p \cdot K_i, \quad \tau, \quad (4)$$

где f – параметр отношения жидкого к твердому, безразмерный;

V_2 – объем закисленных пород, м^3 ;

 $K_{\text{п}}^3$ – эффективный коэффициент пористости пласта, доли ед.;

ρ_n – удельный вес раствора, т/м³.

Будем рассматривать процесс при $f = 1$, тогда имеем:

$$M = V_3 \cdot \rho_p \cdot K_n, \text{ т.} \quad (5)$$

Переходим к реальным числовым оценкам и их анализу.

По нашим теоретическим и практическим результатам средняя скорость фильтрации ВР и ПР колеблется для рудников ПВ урана в диапазоне [1]:

$$\bar{V} = 1,5 - 4, \text{ м/сут.} \quad (6)$$

Рассмотрим для примера достаточно большой блок с параметрами:

$$V_3 = 150000 \cdot 10 = 15 \cdot 10^5 \text{ м}^3$$

закисленных пород продуктивного пласта при $S = 150000 \text{ м}^2$ и эффективной мощности $M_3 = 10 \text{ м}$.

При этом принимаем $\rho_p = 1 \text{ т/м}^3$ и $K_n = 0,25$, тогда по формуле (5) получим:

$$M = 15 \cdot 10^5 \cdot 1 \cdot 0,25 = 3,75 \cdot 10^5 \text{ т.}$$

По формуле (6) имеем:

$$\bar{V} = \frac{1,5 \div 4}{86400} = 10^{-5} (1,736 \div 4,63) \text{ м/с.}$$

Кинетическая энергия раствора при остановке всех ЗС и ОС составит:

$$W_k = \frac{M \cdot \bar{V}^2}{2},$$

в $\text{кгм}^2/\text{с}^2$ получим:

$$W_k = 3,75 \cdot (1,74 \div 4,63) \cdot 10^{-2}, \text{ кгм}^2/\text{с}^2$$

или

$$W_k = 0,6 \div 1,7, \text{ Дж}$$

Из приведенных численных расчетов следует, что даже при полной остановке всех скважин, когда внезапно прекращается движение огромной массы растворов $3,75 \cdot 10^5 \text{ т}$ кинетическая энергия составит всего не более 2 Дж. Это, конечно, не может оказать существенное влияние на фильтрацию ВР в продуктивном пласте.

По второму закону Ньютона имеем:

$$F = Ma, \quad (7)$$

но $F = W_k$, тогда ускорение всей массы жидкости будет:

$$a = \frac{W_k}{M}, \quad \text{м/с}^2. \quad (8)$$

Или в числах для нашего примера:

$$a = \frac{4,63}{15 \cdot 10^5} = 3,1 \cdot 10^{-6} \quad \text{м/с}^2.$$

Если даже принять $f = (Ж:Т) = 4$, то

$$a = 12,4 \cdot 10^{-6} \text{ м/с}^2.$$

Ясно, что такое ускорение даже измерить не представляется возможным.

Вывод

Переходные процессы в гидродинамических сетях при ПСВ урана, да и любого металла не оказывают заметного влияния на диффузионное растворение и фильтрационный перенос.

Литература

1 Рогов Е.И., Рыспанов Н.Б. Математические основы геотехнологий. Алматы. FORTRESS, 2005, 293 с.

Рогов А.Е., Кабаев С.Т., Багашарова Ж.Т.

ОЦЕНКА СПОСОБА АДАПТАЦИИ ПОДЗЕМНОГО СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ К УСЛОВИЯМ ЗАЛЕГАНИЯ ПРОДУКТИВНЫХ ПЛАСТОВ

Түйінді сөздер: бейімдеу, жерасты сілтілеу, өнімді қабат.

Ключевые слова: адаптация, подземное выщелачивание, продуктивный пласт

Keywords: adaptation, underground leaching, reservoir.

Сулы деңгейжиектегі өнімді қабаттардың күрделі жогдайлардағы сұйықтың қаттыға f қатынасын бағамдау өлшемін шығарудың жинақтау формуласы алынды.

Получена обобщающая формула для вычисления критерия f отношения жидкого к твердому для сложных условий залегания продуктивных пластов в водоносном горизонте.

The generalizing formula for calculation of criterion f in connection the liquid to firm for difficult conditions of a bedding productive layers in the water-bearing horizon is received.

Исследуем обобщенную математическую модель растекания растворов в блоке при отсутствии водоупоров.

Рассмотрим различные состояния водоупоров в рудном теле и представим их на квазиупорядоченном графе $G = (X, \Gamma)$ рисунок 1.

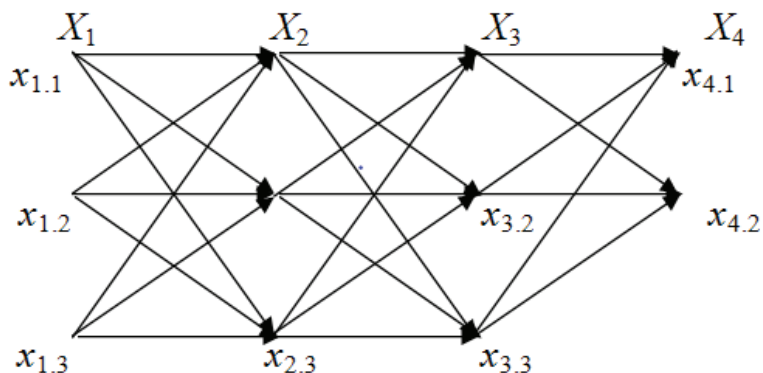


Рисунок 1 – Квазиупорядоченный граф состояний водоупоров любого блока ПСВ металлов

Здесь на графе приняты обозначения:

$X_1 = \{x_{1,1}; x_{1,2}; x_{1,3}\}$ – состояния верхнего водоупора; $x_{1,1}$ – идеально совпадает с рудным телом; $x_{1,2}$ – водоупор находится выше величины S_n – определяемой по формуле [1]; $x_{1,3}$ – водоупор находится в интервале величины $-S_n-0$.

$X_2 = \{x_{2,1}; x_{2,2}; x_{2,3}\}$ – состояние нижнего водоупора;

$x_{2,1}$ – водоупор совпадает с рудным телом – его почвой; $x_{2,2}$ – водоупор находится ниже величины S_n ; $x_{2,3}$ – водоупор находится в пределах S_n-0 ; X_3 – состояния нижнего водоупора при опускании растворов под действием сил гравитации.

$X_3 = \{x_{3,1}; x_{3,2}; x_{3,3}\}$

$x_{3,1}$ – водоупор совпадает с почвой рудного тела; $x_{3,2}$ – водоупор находится ниже величины опускания раствора H_o , определяемого по нашей формуле; $x_{3,3}$ – водоупор находится в пределах величины H_o .

$X_4 = \{x_{4,1}; x_{4,2}\}$ – состояние нижнего искусственного водоупора

$x_{4,1}$ – искусственный водоупор отсутствует; $x_{4,2}$ – водоупор имеется, т.е. создан специальными методами.

На полученном графе всего путей от X_1 до X_4 будет:

$$|M(G)| = 3 \cdot 3 \cdot 3 \cdot 2 = 54.$$

Все пути на G допустимы и каждому из путей необходимо поставить в соответствие свои расчетные математические модели для определения объемов и массы закисленных горных пород в функции от состояния водоупоров.

Разделим все множество путей на G на следующие подмножества:

путь на графе G :

$$\mu_1 = [x_{1,1}; x_{1,2}; x_{1,3}; x_{4,1}]$$

отображает идеальное рудное тело, в котором водоупоры совпадают с кровлей и почвой рудного пласта. Ясно, что в этом случае растекание растворов по вертикали вверх и вниз отсутствует.

Множество путей, на которых отображается состояние водоупоров, когда верхние водоупоры находятся выше m_n , а нижние ниже m_n и ниже H_o . Здесь величина m_n – это среднее значение по радиусу питания R_o , на которое поднимается или опускается раствор.

Величина m_n определяется по формулам для различных условий положения верхнего и нижнего водоупоров. При $h_1 \geq S_n$, где h_1 – расстояние от верхней отметки фильтра до водоупора имеем:

$$m_n = \frac{1}{R_o - R_c} \int_{R_c}^{R_o} (A - B \ln R) \cdot dR$$

или после интегрирования

$$m_n = \frac{1}{R_o - R_c} \{A(R_o - R_c) - B[(R_o \ln R_o - R_o) - (R_c \ln R_c - R_c)]\} \quad (1)$$

При $h_1 \leq S_n$ имеем:

$$m_n = \frac{1}{2} \left\{ \frac{h_1(R_1 - R_c)}{(R_1 - R_c)} + \frac{1}{R_1 - R_c} \langle A(R_1 - R_c) - B[(R_1 \ln R_1 - R_1) - (R_c \ln R_c - R_c)] \rangle \right\}. \quad (2)$$

В этом случае расчеты закисленной горной массы выше и ниже рудного тела вычисляются по общим формулам.

Гексагональная схема вскрытия:

$$M_{\text{бл}} = \rho_n \cdot M_3 \cdot R_o^2 \left[2,6 \cdot N_{oc} + \frac{\pi}{12} (N'_{zc} + 2N''_{zc}) \right] + \rho_n \frac{R_o^2}{12} \sum_{j=1}^{N_{zc}} m_{nj} + \frac{N_{oc}}{3} H_o \cdot R_o^2 \cdot \rho_n, \text{ тт} \quad (3)$$

Рядная схема вскрытия:

$$M_{\text{бл}} = \rho_n \cdot M_3 \left(N_{oc} \cdot S_y + N_{зсп} \frac{\pi \cdot R_o^2}{8} \right) + \frac{\rho_n R_o^2}{12} \sum_{j=1}^{N_{zc}} m_{nj} + \frac{N_{oc}}{3} H_o \cdot R_o^2 \cdot \rho_n, \text{ т.} \quad (4)$$

где N'_{zc} и N''_{zc} - периферийные ЗС с внутренними углами 120 и 240° соответственно;

m_{nj} - среднее значение величины подъема и опускания ВР на ЗС, м;

$N_{зсп}$ - периферийные ЗС в рядной сети.

Остальное подмножество путей отображает такое состояние водоупоров, когда верхние или нижние водоупоры находятся в пределах величин $m_n H_o$.

Для этих случаев необходимо обосновать необходимые расчетные формулы для вычисления объемов и массы закисленных пород. Исходя из простых геометрических построений, необходимо вычислять объемы усеченных конусов по формулам:

- для верхнего конуса растекания растворов вокруг каждой ЗС:

$$V_{zc} = \frac{\pi \cdot h_1}{3} \left[R_o^2 + \frac{R_o^2 (m_n - h_1)^2}{4m_n^2} + R_o^2 \frac{(m_n - h_1)}{2m_n} \right], \text{ м}^3, \quad (5)$$

где h_1 - расстояние от кровли рудного пласта до верхнего водоупора, которое определяется геофизическими методами.

При этом масса закисленных пород вверху от рудного пласта в блоке составит:

$$M_{\text{в}} = \frac{N_{oc} \cdot \rho_{\text{п}} \cdot \pi \cdot h_1}{3} \left[R_o^2 + \frac{R_o^2 (m_{\text{п}} - h_1)^2}{4m_{\text{п}}^2} + R_o^2 \frac{(m_{\text{п}} - h_1)}{2m_{\text{п}}} \right], \text{ тт} \quad (6)$$

Аналогичные формулы получены нами и для определения массы пород закисленной ниже рудного пласта:

$$M_{\text{н}} = M_{\text{в}} \frac{N_{oc} \cdot \rho_{\text{п}} \cdot \pi \cdot H_1}{3} \left[R_o^2 + \frac{R_o^2 (H_o - H_1)}{H_o^2} + R_o^2 \frac{(H_o - H_1)}{H_o} \right], \quad \text{т}, \quad (7)$$

где $M_{\text{в}}$ – определяется по формуле (4), а H_1 – определяется геофизиками для каждой ЗС и $H_1 < H_o$ м.

Общий объем закисленной горной массы с учетом растекания растворов в плане определяется по полученным формулам:

- гексагональная схема:

$$M_{\text{вл}} = \rho_{\text{п}} \cdot M_{\text{з}} \cdot R_o^2 \left[2,6 \cdot N_{oc} + \frac{\pi}{12} (N'_{\text{зс}} + 2N''_{\text{зс}}) \right] + M_{\text{н}}, \quad (8)$$

где $M_{\text{з}}$ - эффективная мощность пласта,

$M_{\text{н}}$ определяется по (7).

Таким образом, нами получены конечные расчетные формулы, которые позволяют определить объемы и горнорудную массу с учетом растекания растворов в плане и по вертикали. На базе указанных формул достаточно точно определяется показатель твердого в классической формуле $f(\text{Ж}; \text{Т})$.

Определим суммарный расход прокачиваемых растворов за любое время. Так как приемистость ЗС является функцией времени, то запишем ее в виде:

$$Q_{\text{зс}}(t) = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot K_{\phi} \cdot M_{\text{з}} \cdot S_{\text{н}}}{10^2 \left(\ln \frac{R_o}{R_c} - 2 + \alpha_{\text{зс}} \sqrt{t} \right)}, \quad \text{м}^3/\text{сут.} \quad (9)$$

За любой интервал времени T_1 объем прокачиваемых раствором очевидно не определяется интегралом:

$$Q_{\text{зс}}^o = \int_0^{T_1} Q_{\text{зс}}(t) \cdot dt. \quad (10)$$

После интегрирования и преобразований получим для любой ЗС суммарное значение дебита в виде:

$$\sum \bar{Q}_{\text{зс}} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot K_{\phi} \cdot M_{\text{з}} \cdot S_{\text{н}} \cdot T_1}{10^2 \left(\ln \frac{R_o}{R_c} - 2 + \frac{\alpha_{\text{зс}}}{1,5} \sqrt{T_1} \right)}, \quad \text{м}^3. \quad (11)$$

Так как каждая ячейка – j любого блока имеет различные значения $\bar{K}_{\phi}$, $\bar{M}$, а также α_{3cj} , то для блока формулу (11) можно записать для суммарного значения ВР, поданного в ЗС за время T_1 :

$$\sum_{j=1}^{N_{3c}} Q_{3cj}^o = \sum_{j=1}^{N_{3c}} \left[\frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot \bar{K}_{\phi i} \cdot \bar{M}_{zi} \cdot S_{ni} \cdot T_{1j}}{10^2 \left(\ln R_o / R_c - 2 + \frac{\alpha_{3cj}}{1,5} \sqrt{T_{1j}} \right)} \right], \text{ м}^3, \quad (12)$$

где $i = 1, 2, \dots, N_{oc}$ – номера ячеек.

Таким образом, полученные формулы для определения массы закисленных пород в любой ячейке и блоке, а также суммарная прокачиваемая масса ВР за любой интервал времени T_1 позволяет достаточно надежно определить параметр f .

$$f = \frac{\rho_p \sum_{j=1}^{N_{3c}} Q_{oj}}{M_i}, \quad (13)$$

где ρ_p – плотность раствора, т/м³;

Q_{oj} – суммарный расход ВР в ячейке i определяется по формуле (11);

M_i – масса закисленных пород в ячейке с учетом растекания, т.

Для любого блока формула для определения f будет аналогична (13).

Вывод

Получена обобщающая формула для вычисления критерия f отношения жидкого к твердому для сложных условий залегания продуктивных пластов в водоносном горизонте.

Литература

1 Рогов А.Е., Рыспанов Н.Б. Математические основы геотехнологий. Алматы. FORTRESS, 2007, 367 с.

К ТЕОРИИ ФИЛЬТРАЦИИ РАСТВОРОВ ПРИ ПОДЗЕМНОМ СКВАЖИННОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ МЕТАЛЛОВ ДЛЯ СЛОЖНЫХ УСЛОВИЙ ЗАЛЕГАНИЯ ПРОДУКТИВНЫХ ПЛАСТОВ

Түйінді сөздер: сүзу, ерітінді, жерасты сілтілеу.

Ключевые слова: фильтрация, раствор, подземное выщелачивание.

Keywords: filtration, solution, underground leaching.

Уран және тағы басқа металдарды ЖҰЕ барысында өнімді қабаттың кеуекті ортасында және сулы деңгейжиектің қоршаушы жыныстарында ерітінділердің сүзілу жылдамдығын есептеп шығарудың есептік формулалары алынды.

Получены расчетные формулы для вычисления скорости фильтрации растворов в пористой среде продуктивного пласта и вмещающих пород водоносного горизонта при подземном скважинном выщелачивании урана и других металлов.

Settlement formulas for calculation of speed filtration of solutions in the porous environment of productive layer and containing breeds of the water-bearing horizon are received at an underground borehole leaching of uranium and other metals.

1 Введение

Ранее в работах академика НАН РК Е.И. Рогова и д.т.н., проф. А.Е. Рогова было дано решение задачи о скорости фильтрации растворов в плоско-радиальном потоке продуктивного пласта с верхним и нижним водоупорами. Авторами получены надежные аналитические формулы, которые применяются в автоматизированной системе «Рудник» для проектирования и управления на урановых рудниках Казахстана.

Однако проблема расчетов фильтрации растворов в продуктивных пластах без водоупоров преобразуется из плоской задачи в пространственную. В этой связи нами предлагается ее решение.

2 Теория задачи, ее решение

В этой связи переходим к моделям фильтрационного переноса продуктивных и выщелачивающих растворов в продуктивных пластах и пористых вмещающих породах.

Ясно, что здесь главными характеристиками сложности пластов выступают нижние и верхние водоупоры их отсутствие полное или частичное.

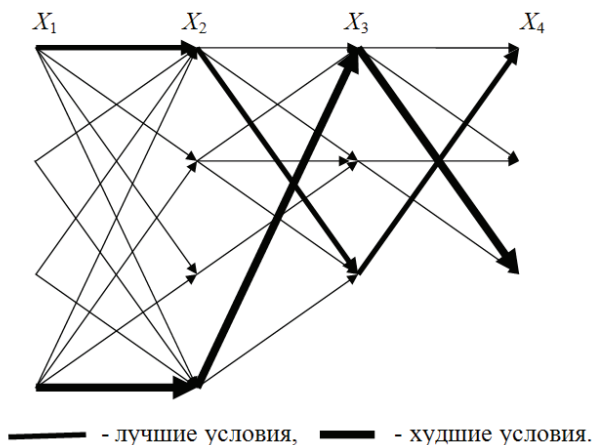
Отобразим характерное состояние следующих характеристик в виде квазипрядоченного графа (рис. 1):

X_1 – наличие верхнего водоупора;

X_2 – наличие нижнего водоупора;

X_3 – расположение продуктивного пласта в водоносном горизонте;

X_4 – этажность или ярусность пласта в водоносном горизонте.



Риунок 1 – Граф состояния продуктивного пласта в блоке

Характеристики $X_1 \div X_4$ могут иметь следующие состояния:

$$X_1 = \{x_{1.1}, x_{1.2}, x_{1.3}, x_{1.4}\} \quad (1)$$

где $x_{1.1}$ – верхний водоупор надежный по всей площади блока;
 $x_{1.2}$ – верхний водоупор отсутствует до 50% площади блока;
 $x_{1.3}$ – верхний водоупор отсутствует до 75% площади блока;
 $x_{1.4}$ – верхний водоупор отсутствует на всей площади блока

$$X_2 = \{x_{2.1}, x_{2.2}, x_{2.3}, x_{2.4}\} \quad (2)$$

Состояния $x_{2,j}; j = \overline{1, 4}$ те же, что и для нижнего водоупора

$$X_3 = \{x_{3.1}, x_{3.2}, x_{3.3}\} \quad (3)$$

где $x_{3.1}$ – в верхней части;
 $x_{3.2}$ – в средней части или между водоупорами;
 $x_{3.3}$ – в нижней части.

$$X_4 = \{x_{4.1}, x_{4.2}, x_{4.3}\} \quad (4)$$

где $x_{4.1}$ – одноярусные;
 $x_{4.2}$ – двухярусные;
 $x_{4.3}$ – трех и редко более ярусные.

На графе $G = (X, \Gamma)$, где $X = \bigcup_{j=1}^4 X_j$ всего число путей от минорант X_1 до мажорант X_4 будет

$$|M(G)| = 4 \cdot 4 \cdot 3 \cdot 3 = 144. \quad (5)$$

Все эти пути допустимы и в принципе следует для каждого пути $\mu_j \in M(G)$ иметь свою математическую модель фильтрации растекания растворов под действием сил гравитации и динамического напора на закачных - S_k и откачных - S_n скважинах блока.

Перебрать все эти пути и для каждого из них дать модель растекания и фильтрации раствора дело практически не реальное.

В этой связи переходим к некоторым допустимым обобщениям многообразия реальностей по влиянию сложности условий на эффективность отработки блоков подземного скважинного выщелачивания металлов.

Идеальное состояние пласта в блоке описывается путем:

$$\mu_i = [x_{1,1}, x_{2,1}, x_{3,3}, x_{4,1}] \quad (6)$$

А самым ненадежным и сложным к условиям по $X = \bigcup_{j=1}^4 X_j$ является путь:

$$\mu_i = [x_{1,4}, x_{2,4}, x_{3,1}, x_{4,3}] \quad (7)$$

Все остальные 142 пути находятся между μ_o и μ_n .

Для ранжирования путей $M(G)$ по критерию следует переходить к экспертным оценкам специалистов. После результатов опроса специалистов и подведения итогов были получены оценки в 10 балльной системе сложности – лучшее состояние – 10 баллов, а худшее – 1 балл.

Для

$$\left. \begin{aligned} X_1 &= [10, 3, 2, 1] \\ X_2 &= [10, 7, 3, 1] \\ X_3 &= [7, 3, 1] \\ X_4 &= [7, 4, 2] \end{aligned} \right\}. \quad (8)$$

На графе идеальный путь имеет длину:

$$\ell(\mu_o) = 34, \quad (9)$$

а самый худший:

$$\ell(\mu_n) = 5. \quad (10)$$

Таким образом, с разницей в длинах путей в единицу существует всего 29 подтипов по сложности залегания продуктивных пластов в водоносном горизонте. Для этих подтипов мы будем решать главную задачу о растекании растворов в блоке при подземном скважинном выщелачивании металлов, в частности урана.

Рассмотрим скорость фильтрации раствора по радиусу контура питания для плоскорадиального неограниченного потока [1]:

$$V_{\phi} = \frac{k \cdot \gamma}{\mu} \cdot \frac{H_k - H_c}{\left(\ln \frac{R_k}{R_c} + S_k \right)} \cdot \frac{1}{R_k}, \quad (11)$$

где H_k – абсолютное давление на кровлю пласта по контуру питания, МПа;

H_c – абсолютное давление на кровлю пласта по стенке скважины, МПа;

S_k – скин-эффект для фильтров скважин - безразмерная величина;

R_c – радиус скважины, м;

R_k – радиус плоского потока, текущая координата, м.

Ясно, что скорость $\bar{V}_{\phi}$ является некоторой фиктивной величиной, так как движение раствора происходит по сообщающимся порам. В этой связи действительная скорость потока будет [1]:

$$\bar{V}_{\phi} = \frac{1,157 \cdot n}{10^2 \cdot \bar{K}_n \cdot \hat{R}_k} K_{\phi} \cdot (S_n + S_o) \cdot \ln \left(\ln \frac{\hat{R}_k}{R_c} \right) \quad (12)$$

Например, при эффективной пористости $K_n = 0,2$, имеем:

$$\bar{V}_{\phi} = 5 \bar{V}_{\phi}. \quad (13)$$

Из (13) следует, что действительная скорость потока в 5 раз больше средней скорости фильтрации.

Вектор скорости $\bar{V}_{\phi}$ всегда направлен по радиусу от любой ЗС к любой ОС. Ясно также, что такое представление есть некоторая идеализация процесса фильтрации раствора в плоскорадиальном, неограниченном потоке с плотными водоупорами.

Кроме $\bar{V}_{\phi}$ следует учитывать и вертикальную составляющую скорости V_r – возникающую за счет разности плотности раствора - γ_p и воды - γ . По данным [1]:

$$V_z = \frac{\Delta \gamma}{\gamma} \frac{K_{\phi}}{K_n}, \text{ м/сутки}, \quad (14)$$

где $\Delta \gamma = \gamma_p - \gamma$; K_n – эффективная пористость массива рудовмещающего горизонта, доли единицы.

Например, для наиболее характерных условий выщелачивания будем иметь:

$$V_z = \frac{1,02 - 1,0}{1,0} \cdot \frac{K_{\phi}}{0,2} = \frac{K_{\phi}}{10}, \text{ м/сутки} \quad (15)$$

или при $K_n = 0,3$;

$$V_z = \frac{K_\phi}{15}, \text{ м/сутки.} \quad (16)$$

Учитывая одновременно скорости $\bar{V}_\phi$, $\bar{V}_\partial$ и V_z очевидно получим модуль суммарной скорости потока:

$$\bar{V} = \sqrt{\bar{V}_\phi^2 + V_z^2} \quad (17)$$

и направление вектора $\bar{V}$:

$$\alpha = \arctg \frac{V_z}{\bar{V}_\phi}. \quad (18)$$

Подставляя в (17) и (18) значения из предыдущих формул, получим:

$$\bar{V} = \sqrt{\frac{n^2 \cdot K_\phi^2 \cdot (S_n + S_o)^2 \cdot \left[\ln \left(\ln \frac{\hat{R}_k}{R_c} \right) \right]^2 \cdot 1,34}{10^4} + \frac{K_\phi^2}{10^2}}$$

или

$$\bar{V} = \frac{K_\phi}{10} \sqrt{\frac{1,34 \cdot n^2 \cdot (S_n + S_o)^2 \cdot \left[\ln \left(\ln \frac{\hat{R}_k}{R_c} \right) \right]^2}{10^2} + 1}, \quad (19)$$

$$\alpha = \arctg \frac{10 \hat{R}_k}{1,157 \cdot n \cdot (S_o + S_n) \cdot \ln \left(\ln \frac{\hat{R}_k}{R_c} \right)}. \quad (20)$$

Вывод

Получены расчетные формулы для вычисления скорости фильтрации растворов в пористой среде продуктивного пласта и вмещающих пород водоносного горизонта при подземном скважинном выщелачивании урана и других металлов.

Литература

1 Рогов А.Е., Рыспанов Н.Б. Математические основы геотехнологий. - Алматы.: FORTRESS, 2007. - 367 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЯ СКИН-ЭФФЕКТА ПРИ ПОДЗЕМНОМ СКВАЖИННОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ МЕТАЛЛОВ

Түйінді сөздер: *скин-эффект, жерасты ұңғылап сілтілеу.*

Ключевые слова: *скин-эффект, подземное скважинное выщелачивание.*

Keywords: *skin-effect, underground borehole leaching.*

Мақалада металдарды ұңғыма ерітінділеуде блоктың жұмыс уақыт аралығындағы скин-эффект көрсеткішін анықтаудың эксперименталдық-теориялық шешімі көрсетілген.

В статье дано строгое экспериментально-теоретическое решение задачи по определению показателя скин-эффекта на интервале времени эксплуатации блока при ПСВ металлов.

In article is given the strict experimental and theoretical solutions on indicator definition of a skin-effect on interval of block operation time at UDL of metals.

1 Введение

Безразмерный показатель скин-эффекта при ПСВ металлов оценивает степень кольтации фильтров и прифилтровой области за счет механических примесей растворов и химических процессов, происходящих в прифилтровой области пласта от реагентов (кислоты) с минералами продуктивного пласта. По нашим исследованиям показатель S_k меняется в течение времени отработки ячейки в блоке в широком диапазоне [1]. Так на момент $t = 0$ начала отработки пласта $S_k = 2,0$ для всех скважин с обсыпкой прифилтровой области и $S_k = 0$ без нее [1].

С течением времени S_k становится для каждой ячейки положительной величиной $S_k > 0$ и может возрастать до значений, когда дебит закачной скважины будет близок к нулю.

2 Теория задачи

Простейшая формула для определения S_k на $t = 0$ имеет вид:

$$S_k = \left(1 - \frac{K_{\phi 1}}{K_{\phi n}} \right) \cdot \ln \frac{R_1}{R_c}, \quad (1)$$

где $K_{\phi 1}$ – коэффициент фильтрации в зоне обсыпки фильтра, м/сут;

$K_{\phi n}$ – коэффициент фильтрации пород пласта, м/сут;

R_1 – радиус обсыпки, м;

R_c – радиус скважины, м.

Так как на $t = 0$ $K_{\phi 1} \gg K_{\phi n}$, то отношение значительно больше единицы и показатель скин-эффекта на $t = 0$ будет отрицательным. В этой же моногра-

фии получена и опубликована нами формула [1]:

$$S_k(t) = \alpha \sqrt{t} - 2, \quad (2)$$

где α - статистический параметр.

С учетом формулы (2) запишем дебиты закачных и откачных скважин:

$$Q_{zc}(t) = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot K_\phi \cdot M_\phi \cdot S_H}{10^2 \cdot \left(\ln \frac{R_o}{R_c} + \alpha_{zc} \sqrt{t} - 2 \right)}, \quad \text{м}^3/\text{сут}, \quad (3)$$

$$Q_{oc}(t) = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot K_\phi \cdot M_\phi (n \cdot S_H + S_o)}{10^2 \cdot \left(\ln \frac{R_o}{R_c} + \alpha_{oc} \sqrt{t} - 2 \right)}, \quad \text{м}^3/\text{сут}, \quad (4)$$

$$\alpha = \frac{1,157 \cdot K_\phi \cdot M_\phi \cdot S_H}{10^2 \cdot Q_{zc}(t_1)} - \frac{1}{\sqrt{t_1}} \cdot \ln \frac{R_o}{R_c} + \frac{2}{\sqrt{t_1}} \quad (5)$$

Здесь в (3) и (4) α_{zc} и α_{oc} определяются по формуле (5).

Рассмотрим простой пример.

Пусть задано для ячейки блока $K_\phi = 10$ м/сут; $M_\phi = 8$ м; $S_H = 50$ м; $S_o = 10$ м; $n = 2,6$ (схема гексагональная); $t_1 = 120$ сут, $Q_{zc}(t_1) = 32$ м³/сут; $t = 0$; $S_k = -2$; $R_o = 0,08$ м.

Находим дебиты скважин на начало работы ячейки ($t = 0$):

$$Q_{zc} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot 10 \cdot 8 \cdot 50}{10^2 \cdot \left(\ln \frac{50}{0,08} - 2 \right)} = 64,6 \quad \text{м}^3/\text{сут},$$

$$Q_{oc} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot 10 \cdot 8 (2,6 \cdot 50 + 10)}{10^2 \cdot 4,5} = 176,3 \quad \text{м}^3/\text{сут}.$$

По нашей формуле находим значение показателя скин-эффекта для $t_1 = 120$ сут. в ЗС:

$$S_k = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot 10 \cdot 8 \cdot 50}{10^2 \cdot 32} - 6,5 = 2,58.$$

Зная величину $S_k = 2,58$ через 120 сут, из формулы (2) имеем:

$$\alpha = \frac{S_k}{\sqrt{t}} + \frac{2}{\sqrt{t}} \quad (6)$$

или

$$\alpha = \frac{2,58}{\sqrt{120}} + \frac{2}{\sqrt{120}} = 0,418.$$

Следовательно, имеем исходное уравнение (2) в виде:

$$S_k(t) = 0,418\sqrt{t} - 2. \quad (7)$$

Пусть скважина работает без ремонта год, т.е. 365 суток, тогда по нашей формуле [1] получим:

$$S_k = 0,418\sqrt{365} - 2 \approx 6.$$

И дебит ЗС выразится:

$$Q_{zc} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot 10 \cdot 8 \cdot 50}{1250} = 23,2, \text{ м}^3/\text{сут},$$

т.е. приемистость ЗС упала в 2,8 раза.

Вывод

Показатель скин-эффекта сильно влияет на расчет дебита технологических скважин, а, следовательно, и на все геотехнологические параметры ПСВ металлов.

Литература

1 Язиков В.Г., Рогов Е.И., Забазнов В.Л., Рогов А.Е. Геотехнология металлов.- Алматы.: FORTRESS, 2005. - 393 с.

Рогов А.Е., Рогов Е.А.

ОБ ЭФФЕКТИВНОСТИ КУСТОВОГО СПОСОБА ПОДГОТОВКИ БЛОКОВ ПРИ ПОДЗЕМНОМ СКВАЖИННОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ МЕТАЛЛОВ

Түйінді сөздер: үймелеу тәсілі, блоктарды дайындау.

Ключевые слова: кустовой способ, подготовка блоков.

Keywords: lumpy way, preparation of blocks.

Жерастылық ұңғыма ерітінділеуде блоктарды шоқтық тәсілмен даярлаудың тиімділігі дәлелденді.

Доказана эффективность кустового способа подготовки блоков при подземном скважинном выщелачивании металлов.

Efficiency of a sectional preparation way of blocks is proved at an underground borehole leaching of metals.

Классические способы вскрытия и подготовки блоков при ПСВ урана и других металлов состоят в реализации широко известных гометрических форм ячеек [1]. Это прежде всего гексагональная, квадратная, прямоугольная и редко треугольная.

Однако известны и способы кустовой подготовки и отработки продуктивных пластов, когда вскрытие пласта производится несколькими скважинами, условно связанными в один куст.

Так на рисунке 1 показан фрагмент кустового способа вскрытия продуктивного пласта.

Здесь на фрагменте рисунка 1 имеем $n = 4$, т.е. постоянное отношение числа ЗС к числу кустов ОС. В каждом кусту ОС 5 скважин. Общее число скважин:

$$N_{\text{зс}} = n \cdot m, \quad (1)$$

где m – число кустов ОС для блока, шт;

$$N_{\text{ос}} = n \cdot \theta, \quad (2)$$

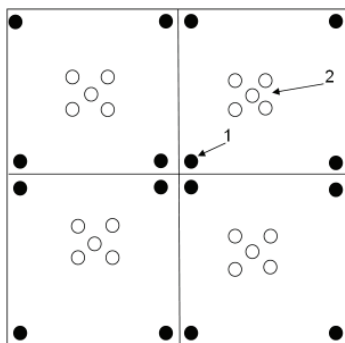
где θ – число ОС в кусте.

Общее число технологических скважин:

$$N = N_{\text{зс}} + N_{\text{ос}} \cdot \quad (3)$$

При заданном напоре $S_{\text{н}}$ на ЗС на один куст ОС приходится напор (компрессия)

$$S_{\text{н}} = n \cdot S_1, \text{ м вод. ст.} \quad (4)$$



1 – закачные скважины; 2 – куст откачных скважин.

Рисунок 1 – Фрагмент вскрытия кустовыми скважинами (ячейка квадратная)

А при заданной депрессии $S_{o,1}$ на одну ОС общий суммарный напор на куст ОС будет:

$$S_n = n \cdot (S_1 + S_{o,1})$$

Из ранее приведенных исследований известен также эффект куста скважин, для которого он работает как одна скважина большого диаметра

$$R_{np} > R_c. \quad (5)$$

При этом

$$R_{np} \cdot 2 \cdot r \cdot \theta, \text{ м,}$$

где r – расстояние между центрами скважин в кусте, м.

Ясно, что при кустовом расположении скважин в блоке средняя скорость фильтрации выщелачивающего и продуктивного растворов (ВР и ПР) возрастет в несколько раз [1]:

$$\bar{V}_\partial = \frac{1,157}{10^2 \cdot \bar{K}_n \cdot R_o} \bar{K}_\phi \cdot n \cdot m \cdot (S_1 + S_{o,1}) \cdot \ln \left(\frac{R_o}{R_{np}} \right), \quad \text{м/сут.} \quad (7)$$

где $\bar{K}_n$, $\bar{K}_\phi$ среднее значение коэффициентов эффективной пористости и фильтрации в блоке, м/сут.

Все остальные параметры оговорены ниже.

Теперь можно определить дебиты ЗС и ОС по нашим формулам [1]:

$$Q_{\text{зс}} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot \bar{K}_{\phi} \cdot n \cdot S_1 \cdot \bar{M}_{\text{э}}}{10^2 \left(\ln \frac{R_o}{R_{\text{пр}}} + S_{\kappa} \right)} \text{ м}^3/\text{сут.}$$

где $\bar{M}_{\text{э}}$ - средняя эффективная мощность пласта, м;

S_{κ} – показатель скин-эффекта, безразмерный.

$$\left. \begin{aligned} Q_{\text{ос}} &= \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot \bar{K}_{\phi} \cdot n \cdot m \cdot (S_1 + S_{o.1}) \cdot \bar{M}_{\text{э}}}{10^2 \left(\ln \frac{R_o}{R_{\text{пр}}} + S_{\kappa} \right)}, \text{ м}^3/\text{сут.}, \\ \text{или при } n &= 4 \\ Q_{\text{ос}} &= 0,29 \frac{\bar{K}_{\phi} \cdot m \cdot (S_1 + S_{o.1}) \cdot \bar{M}_{\text{э}}}{\ln \frac{R_o}{R_{\text{пр}}} + S_{\kappa}}, \text{ м}^3/\text{сут.} \end{aligned} \right\} \quad (8)$$

Для убедительности отметим, что $Q_{\text{зс}}$ и $Q_{\text{ос}}$ повышается в разы [2].

Так, при решении для различных геометрических фигур ячеек в классических схемах имеем:

$n = 2,6$ – гексагональная;

$n = 2,0$ – квадратная;

$n = 1,6$ – прямоугольная.

В кустовых ячейках (фрагмент $n = 4$), тогда только за счет этого имеем увеличение дебита ЗС и ОС в η раз:

$$\left. \begin{aligned} \eta_1 &= \frac{4}{2,6} = 1,54 \text{ - гексагональная;} \\ \eta_2 &= \frac{4}{2} = 2 \text{ - квадратная;} \\ \eta_3 &= \frac{4}{1,6} = 2,5 \text{ - прямоугольная.} \end{aligned} \right\} \quad (9)$$

За счет кустовой скважины для ОС имеем увеличение в:

$$\eta_4 = \frac{\ln \frac{50}{0,08}}{\ln \frac{50}{2}} \cong 2.$$

Для иллюстрации эффективности способа применения кустовых скважин рассмотрим пример.

Дано: $\bar{K}_\phi = 6$ м/сут.; $n = 4$; $S_1 = 50$ м вод. ст.; $\bar{M}_3 = 7$ м; $R_c = 0,08$ м; $R_o = 50$ м; $R_{np} = 2$ м; $S_{o.1} = 10$ м вод. ст.

Для куста ЗС получаем:

$$Q_{зс} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot 6 \cdot 4 \cdot 50 \cdot 7}{10^2 \ell n \frac{50}{2}} = 79,5 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

для ОС получаем:

$$Q_{ос} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot 6 \cdot 4 \cdot 50 \cdot 7}{10^2 \ell n \frac{50}{2}} = 318 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Далее определим сроки закисления по нашим формулам:

Гексагональная ячейка:

$$T_3 = \frac{160 \cdot R_o^2 \cdot \bar{K}_\pi}{\bar{K}_\phi \cdot n \cdot S_\pi \cdot \ell n \left(\ell n \frac{R_o}{R_{np}} \right)}, \text{ сут.} \quad (10)$$

Квадратная ячейка:

$$T_3 = \frac{174 \cdot R_o^2 \cdot \bar{K}_\pi}{\bar{K}_\phi \cdot n \cdot S_\pi \cdot \ell n \left(\ell n \frac{R_o}{R_{np}} \right)}, \text{ сут.} \quad (11)$$

Сроки отработки блоков до проектного коэффициента извлечения - ϵ_π :
гексагональная:

$$T_3 = \frac{160 \cdot R_o^2 \cdot \rho_\pi \cdot f_\pi}{K_\phi \cdot \beta \cdot n \cdot (S_\pi + S_{o.1}) \cdot \ell n \left(\ell n \frac{R_o}{R_{np}} \right)}, \text{ сут.;} \quad (12)$$

квадратная:

$$T_3 = \frac{174 \cdot R_o^2 \cdot \rho_\pi \cdot f_\pi}{K_\phi \cdot \beta \cdot n \cdot (S_\pi + S_{o.1}) \cdot \ell n \left(\ell n \frac{R_o}{R_{np}} \right)}, \quad (13)$$

При отношении Ж:Т $f_n = 1,5$ для гексагональной ячейки и $f_n = 1,8$ для квадратной имеем $\beta_r = \frac{0,675}{1,5} = 0,45$; и $\beta_k = \frac{0,675}{1,8} = 0,375$; $\rho_n = 1,7$ т/м³ и $S_n = 50$ м вод. ст.

Для рассмотренного примера получим T_3 :
для гексагональной ячейки –

$$T_3 = \frac{160 \cdot 2500 \cdot 1,7 \cdot 1,5}{0,45 \cdot 4(50 + 10) \cdot 6,5 \cdot 8} = 160 \text{ суток},$$

для квадратной ячейки –

$$T_3 = \frac{174 \cdot 2500 \cdot 1,4 \cdot 1,8}{0,375 \cdot 4(50 + 10) \cdot 3,2 \cdot 8} = 238 \text{ суток}$$

при $\bar{K}_\Phi = 8$ м/сутки.

Без применения кустового способа сроки отработки блока составляют:
гексагональная ячейка -

$$T_3 = 160 \cdot \frac{4}{2,6} = 246 \text{ суток};$$

квадратная ячейка –

$$T_3 = 288 \cdot \frac{4}{2} = 576 \text{ суток}.$$

Экономия средств при сокращении T_3 составит для блока:

$$\mathcal{E}_1 = 86 \cdot C_3 \text{ - для гексагональной}$$

и

$$\mathcal{E}_2 = 338 \cdot C_3 \text{ - для квадратной ячейки}.$$

Здесь C_3 – суточные эксплуатационные затраты по руднику ПСВ металлов.

Для кустового способа подготовки пластов будут свои значения второй кинетической константы – T_o .

Используя формулы (12), (13) запишем уравнения для гексагональной схемы:

$$e \cdot T_o \cdot \ln \frac{1}{1 - \varepsilon_n} = \frac{160 \cdot R_o^2 \cdot \rho_n \cdot f_n}{\beta \cdot n \cdot (S_n + S_{o,1}) \cdot \ln \left(\ln \frac{R_o}{R_{np}} \right) \cdot \bar{K}_\Phi} \quad (14)$$

и для квадратной:

$$e \cdot T_o \cdot \ln \frac{1}{1-\varepsilon_n} = \frac{174 \cdot R_o^2 \cdot \rho_n \cdot f_n}{\beta \cdot n \cdot (S_n + S_{o.1}) \cdot \ln \left(\ln \frac{R_o}{R_{np}} \right) \cdot \bar{K}_\Phi} \quad (15)$$

Решая уравнения (14) (15) относительно T_o , получим:

- для гексагональной ячейки:

$$T_o = \frac{160 \cdot R_o^2 \cdot \rho_n \cdot f_n}{e \cdot \ln \frac{1}{1-\varepsilon_n} \cdot \beta \cdot n \cdot (S_n + S_{o.1}) \cdot \bar{K}_\Phi \cdot \ln \left(\ln \frac{R_o}{R_{np}} \right)} , \text{ сут.} \quad (16)$$

и для квадратной ячейки:

$$T_o = \frac{174 \cdot R_o^2 \cdot \rho_n \cdot f_n}{e \cdot \beta \cdot n \cdot (S_n + S_{o.1}) \cdot \bar{K}_\Phi \cdot \ln \left(\ln \frac{R_o}{R_{np}} \right) \cdot \ln \frac{1}{1-\varepsilon_n}} , \text{ сут.} \quad (17)$$

Принимая $\rho_n = 1,7 \text{ т/м}^2$; $\beta_n = \frac{0,675}{f_n}$; $S_{o.1} = 0,1 \delta_{pp} \text{ м вод. ст.}$; $\ln \left(\ln \frac{R_o}{R_{np}} \right) = 3,2$; $\varepsilon_n = 0,9$ и $\ln \frac{1}{1-0,9} = 2,3$ вместо (16) и (17) можно применять более простые, но достаточно надежные формулы.

Гексагональная ячейка:

$$T_o = 12,35 \frac{R_o^2 \cdot f_n^2}{S_n \cdot n \cdot \bar{K}_\Phi} , \text{ сут.} \quad (18)$$

Квадратная ячейка:

$$T_o = 13,43 \frac{R_o^2 \cdot f_n^2}{n \cdot S_n \cdot \bar{K}_\Phi} , \text{ сут.} \quad (19)$$

Пример для условий, рассмотренных ниже: $R_o = 50 \text{ м}$; $S_n = 50 \text{ м}$; $n = 4$; $\bar{K}_\Phi = 8 \text{ м/сут.}$; $f_n = 1,5$ и $f_n = 1,8$ для гексагональной и квадратной ячеек
 T_o – для гексагональной ячейки:

$$T_o = \frac{12,35 \cdot 2500 \cdot 2,25}{50 \cdot 4 \cdot 8} = \frac{6947}{160} = 43 , \text{ сут.};$$

для квадратной ячейки:

$$T_o = \frac{13,43 \cdot 2500 \cdot 3,24}{50 \cdot 4 \cdot 8} = \frac{10873}{160} = 68 , \text{ сут.}$$

Полученные численные результаты не противоречат и близки к практическим.

Рекомендации к применению кустового способа состоят из следующих позиций.

1 Целесообразно применять кустовой способ для вскрытия не глубоких (до 200 м), но достаточно упорных продуктивных пластов с $K_{\phi} \leq 4$ м/сут.

2 Для пластов, не имеющих нижних водоупоров.

3 В случаях необходимости быстрой отработки продуктивных пластов.

В любом из этих случаев необходимо проводить технико-экономическое обоснование (технологический регламент).

Пример.

Пусть имеется блок, в котором $N_{oc}=15$; $N_{sc} \subset 40$ ЗС, срок отработки блока $T_3 = 630$ суток при обычном классическом способе вскрытия пласта квадратными ячейками, при $n_1 = 2$. При кустовом способе вскрытия с $n = 4$ срок отработки сократится в два раза и будет:

$$T_3 = 315 \text{ суток.}$$

Пусть суточные эксплуатационные затраты по блоку вместе с сорбционными колоннами составляют $4 \cdot 10^3$ \$ США.

Тогда экономия по эксплуатационным затратам составит:

$$\mathcal{E}_1 = 4 \cdot 10^3 \cdot 315 = 1260 \cdot 10^3 \text{ \$ США,}$$

но при кустовом способе вскрытия продуктивного пласта ЗС дополнительные капитальные затраты составят:

$$З = (4 \cdot 15 - 40) \cdot 8 \cdot 10^3 = 160 \cdot 10^3 \text{ \$ США.}$$

Экономия средств за счет эксплуатационных затрат будет:

$$\mathcal{E}_0 = (1260 - 160) \cdot 10^3 = 1100 \cdot 10^3 \text{ \$ США,}$$

т.е. более 1 млн. \$ США или 165 млн. тенге.

Из этого примера видно, что способ кустового вскрытия ЗС весьма эффективен.

Литература

1 Язиков В.Г., Рогов Е.И., Забазнов В.Л., Рогов А.Е. Геотехнология металлов. Алматы: FORTRESS, 2005, -393 С.

2 Способ подземного скважинного выщелачивания металлов. Авторы: Азимхан К., Рогов Е.И., Рогов А.Е., Азимхан А. № 23027 от 25.08.2010 г.

Рогов Е.И., Рогов А.Е.

БЕСШАХТНЫЕ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ: СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ

Түйінді сөздер: шахтасыз өндіру, үлгілер, оңтайландыру.

Ключевые слова: бесшахтная добыча, модели, оптимизация, критерии.

Keywords: mineless extraction, models, optimization, criterion.

Қатты пайдалы қазбаларды өндірудің шахтасыз физико-химиялық геотехнологияларына бірте-бірте көірудің теориялық негіздері баяндалады.

Изложены теоретические основы постепенного эволюционного перехода к физико-химическим и инновационным геотехнологиям бесшахтной добычи твердых полезных ископаемых.

Theoretical bases of gradual evolutionary transition to physical and chemical innovative geotechnologies of mineless production of firm minerals are stated.

С постоянным обеднением содержания металла в рудах и с увеличением глубин разработки на поверхность выдаются огромные объемы пород, которые существенно ухудшают экологическую обстановку в горнодобывающих регионах.

Совершенно очевидно, что бесшахтные способы добычи полезных ископаемых исключают присутствие людей в подземных условиях или в открытых горных выработках.

Даже одно это обстоятельство существенно снижает число пересекающихся параметров N и повышает надежность технологий, исключает катастрофические отказы и делает систему более эффективной

Начиная с 1999 г., нами были получены новые фундаментальные закономерности подземного скважинного выщелачивания металлов и практические необходимые результаты.

1 Для полного гидродинамического расчета взаимодействующих технологических скважин с использованием принципа суперпозиции потенциальных полей напоров (компрессий и депрессий) любого блока или участка месторождения с числом $N_{\text{зс}}$ – закачных и $N_{\text{отс}}$ – откачных скважин, сложная система линий (трубок) тока выщелачивающих растворов (ВР) отображается на сетевом графе $G = (U, \Gamma)$, где U полное число дуг графа. Каждая дуга графа оценивается гидродинамическим сопротивлением, или проводимостью, или потерей напора в системе трубопроводов на поверхности; источники напоров на закачных скважинах представляются характеристиками с постоянным напором для самоналива ВР или аналитическими зависимостями в координатах (H, Q) – для насосов закачных и откачных скважин.

2 При плоскорадиальной фильтрации растворов в пористой среде в системе закачных и откачных скважин любого блока или участка месторождения урана доказано существование объективной закономерности близкодействия скважин в ячейке, которая базируется на слабом изменении функции

натурального логарифма от отношения радиуса питания скважин к радиусу технологической скважины, а также на квадратичной зависимости от радиуса ячейки времени фильтрации раствора для любой пары закачных и откачных скважин.

3 Установлено, что абсолютная величина напоров – компрессии на закачных скважинах и депрессии на откачных по критерию прибыль имеет оптимальное значение, определяемое сложной многофакторной зависимостью, распределенной по экспоненциальной функции.

4 Установлены время закисления и выщелачивания блоков до любого проектного значения коэффициента извлечения урана по выведенным нелинейным многофакторным зависимостям для всех известных схем формирования ячейки – треугольной, квадратной, четырехугольной, гексагональной.

5 Получена модель концентрации урана в продуктивном растворе на любой откачной скважине или в блоке, которая описывается сложной экспоненциальной по времени – t и параметру $f(\text{Ж:Т})$ функцией, достигающей максимального значения через некоторое время, равной второй кинетической константе.

6 Определены удельные расходы кислоты, измеряемые тремя величинами: кг на кг добытого урана, кг на 1 т проработанной раствором рудной массы и мг на 1 литр выщелачивающего раствора. Эти закономерности описываются сложными нелинейными двух и трех экспоненциальными по времени зависимостями и нелинейно увязаны с основными природными параметрами – продуктивностью и эффективной мощностью пласта, плотностью пород и природно-технологическими – отношением Ж:Т, кинетическим параметром выщелачивания.

Казахстан занимает первое место в мире по запасам урана - 24% от мировых и добывает в настоящее время более 22 тыс.т. из 50 тыс.т. урана добываемых в мире. В этой связи был придан мощный импульс развития горных наук в Казахстане в области геотехнологии металлов. За этот период нами были проведены исследования по семи темам, в ходе реализации которых были получены фундаментальные научные результаты для:

- гидродинамических расчетов сложных сетей ПСВ металлов (урана);
- оптимизации схем вскрытия пластовых месторождений скважинами с различными геометрическими параметрами ячейки;
- оптимизации напоров на закачных и откачных скважинах;
- расчета дебитов ЗС и ОС для различных схем вскрытия;
- математического моделирования кинетики и гидродинамики ПСВ металлов и оптимизации расхода реагентов;
- обоснования оптимального бортового содержания урана в рудах месторождения;
- обоснование инновационной геотехнологии ПСВ урана для любых сложных по залеганию месторождений.

В ходе исследований были достигнуты значительные результаты в области фундаментальных знаний взаимодействия искусственных гидродинамических систем подземного скважинного выщелачивания металлов с естественными гидродинамическими системами в массиве горных пород продуктивных пластов.

В частности созданы физические модели диффузионного растворения и фильтрационного переноса выщелачивающих растворов для продуктивных пластов, залегающих в сложных горно-геологических условиях.

Впервые созданы математические модели и выведены аналитические зависимости для плоскорадиального фильтрационного потока и вертикального под действием динамического напора и сил гравитации в осложненных условиях, разработаны расчетные модели векторного поля скорости фильтрации плоскорадиального и вертикального потоков в продуктивном пласте без водоупоров.

Впервые обоснованы способы адаптации геотехнологических систем подземного скважинного выщелачивания к реальным условиям залегания продуктивных пластов, выделены критерии сложности и их технологические признаки для адаптации геотехнологии к среде при растекании растворов.

Даны технологическая и критериальная оценки возможных способов адаптации подземного скважинного выщелачивания металлов к реальным условиям залегания продуктивных пластов.

Разработана с обоснованием параметров инновационная геотехнология подземного скважинного выщелачивания из продуктивных пластов, не имеющих водоупоров, исследованы режимы процесса подземного выщелачивания металлов в зависимости от принятых критериев сложности продуктивных пластов и даны обоснования способа адаптации инновационной геотехнологии для различных режимов выщелачивания в зависимости от критериев сложности пластов.

Произведено исследование параметров деформации векторного поля фильтрации растворов в вязких продуктивных пластах и породах для новой геотехнологии в зависимости от расположения верхнего и нижнего водоупоров в водоносном горизонте и расположения фильтровых колонн.

В настоящее время нами обоснована и запатентована новая геотехнология кучного выщелачивания полезных ископаемых с управляемыми фильтрационными потоками растворов в штабеле руды, позволяющая сократить сроки выщелачивания и обеспечить круглогодичную их эксплуатацию.

Получены определенные результаты в подземной скважинной гидродобыче полезных ископаемых. Добыча полезного ископаемого начинается с одновременным включением нагнетательных и добычных скважин.

Через нагнетательные скважины под определенным динамическим напором – S_n подается вода. При известном расходе подачи воды Q_{nc} , который определяется в проекте, исходя из производительности гидромониторов и аэрлифтов величину напора определим по нашей формуле:

$$S_n = \frac{13,7 \cdot Q_{nc} (\ln R_o - \ln R_c)}{K_\phi \cdot M_\phi}, \text{ м вод. ст.},$$

где R – радиус ячейки, м;

R_o – радиус фильтровой колонны, м;

K_ϕ – среднее значение коэффициента фильтрации продуктивного пласта м/сутки при его мощности M_ϕ , м.

При работе блока, в котором имеется система $N_{\text{дс}}$ и $N_{\text{нс}}$ обязательно должен соблюдаться баланс закачиваемой воды и воды в пульпе, которая выдается аэрлифтами:

$$\sum_{j=1}^{N_{\text{нс}}} Q_{\text{нс}j} = \sum_{j=1}^{N_{\text{дс}}} Q_{\text{дс}j},$$

где $Q_{\text{ж}i}$ – объем расхода жидкости – воды в пульпе, м³/сут.

Как и для ПСВ металлов здесь имеет место оптимизационная задача по определению радиуса и площади ячейки через соответствующую математическую модель.

Находим оптимальное решение:

$$R_o = \sqrt[4]{\frac{S_{\text{бл}} \cdot C_{\text{скв}} \cdot H \cdot (n+1)}{C_{\text{к}} \cdot n \cdot C_{\text{с}}}}, \text{ м.}$$

Оптимальная площадь ячейки определяется по формуле:

$$S_o = \theta \cdot R_o^2, \text{ м}^2$$

где θ - геометрический параметр,

$$\theta = \{2,6; 2,0; 1,6; 1,3\}.$$

Оптимальное число скважин определится в виде:

$$N_{\text{дс}} = \frac{S_{\text{бл}}}{\theta \cdot R_o^2},$$

$$N_{\text{нс}} = \frac{S_{\text{бл}} \cdot n}{\theta \cdot R_o^2},$$

общее число скважин:

$$N = \frac{S_{\text{бл}}}{\theta \cdot R_o^2} (1 + n)$$

Для каждого конкретного месторождения, которое будет разрабатываться способом ПСГД, все перечисленные параметры определяются при проектировании рудников.

Для окончательного выбора геометрии ячейки необходимо определить значения критерия оптимальности для принятых оптимальных радиусов ячеек и из этого множества

$$\min \{J_{o,1}; J_{o,2}; J_{o,3}; J_{o,4}\}$$

выбрать минимум. Это и будет окончательным решением о схеме вскрытия месторождения для ПСГД.

Для управления геомеханическими процессами при ПСГД рассмотрим простейшую классификацию по устойчивости пород продуктивного пласта:

- гидрогенные месторождения;
- скальные породы;
- сыпучие и слабые по прочности породы.

При наличии гидрогенных месторождений практически нет проблем, так как между водоупорами всегда будет вода, и она как упругая среда будет противостоять обрушениям налегающей толщи пород при наличии водоупора – верхнего и нижнего.

Скальные породы – слабопроницаемые для воды.

При этом извлеченный объем полезного ископаемого заменяется водой, и поэтому устойчивость пород будет обеспечена. Поверхность оказывается вне опасности и не обрушается.

Наиболее сложным оказывается сохранение массива и, следовательно, технологических скважин при наличии сыпучих и слабых по прочности пород.

Эти сложнейшие задачи геомеханических процессов, которые будут сопровождать ПСГД в неустойчивых породах никто пока теоретически не изучал [1, 2]. Накопленный опыт ПСГД, изложенный в известных работах [2] и др. пока недостаточен для однозначного ответа на многочисленные задачи геомеханики.

В качестве частичной компенсации предстоящих деформационных процессов пород кровли можно предложить заполнение камер хвостами обогащения или иным измельченным твердым материалом, подаваемым по скважинам в выработанные пространства отработанных блоков.

За время работы над проблемами новых геотехнологий нами издано 9 монографий:

1 *Рогов Е.И., Рогов С.Е., Рогов А.Е. Начала основ теории технологии добычи полезных ископаемых. Монография, Алматы: КазгосИНТИ, 2001.-225 с.*

2 *Рогов Е.И., Язиков В.Г., Забазнов В.Л., Петров Н.Н., Рогов А.Е. Геотехнология урана на месторождениях Казахстана. Монография, Алматы, 2001,- 444 с.*

3 *Рогов Е.И., Рогов А.Е., Язиков В.Г. Математическое моделирование в горном деле (геотехнология металлов). Монография, Алматы: КазгосИНТИ, 2002. -216 с.*

4 *Е.И. Рогов, В.Г. Язиков, А.Е. Рогов Геотехнология металлов, Алматы, 2005, FORTRESS, 393 с.*

5 *А.Е. Рогов Имитационное математическое моделирование, Алматы, 2007, FORTRESS, 96 с.*

6 *А.Е. Рогов, Н.Б. Рыспанов Математические основы геотехнологий, Алматы, 2007, FORTRESS, 367 с.*

7 *А.Е. Рогов, Е.Е. Жатканбаев «Кинетика подземного скважинного выщелачивания урана», Алматы, 2009, «Комплекс», 204 с.*

8 *Е.И. Рогов, С.Е. Рогов, А.Е. Рогов Теория геотехнологий, Алматы, 2010, FORTRESS, 355 с.*

9 Рогов Е.И., Рогов А.Е., Югай В.Д. Теория кондиций, Алматы, 2012, КазНТУ, 215 с.

Получено 10 свидетельств объектов интеллектуальной собственности, более 30 патентов и предпатентов Республики Казахстан, ряд из которых внедрен на рудниках подземного скважинного выщелачивания урана с большим экономическим эффектом. Так, только для блоков 1-14С1, 1-9С1 месторождения Мынкудук общий эффект составил более 4 млн. \$, а по скважинам 900 тыс. \$ за счет применения гексагональной схемы вскрытия и отработки блоков с оптимальным радиусом и площадью ячейки вместо запроектированной ранее рядной схемы.

Литература

- 1 Аренс В.Ж. Физико-химическая геотехнология. - М.: МГГУ, 2001.- 656 с.
- 2 Бабичев Н.И., Николаев А.Н. Скважинная гидравлическая технология – основа высокоэкономичных малых предприятий по добыче твердых полезных ископаемых // Горный журнал, 1996.- № 4.

ПУТИ ДИВЕРСИФИКАЦИИ ПРИМЕНЕНИЯ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ СИЛОВЫХ ИМПУЛЬСНЫХ СИСТЕМ

Түйінді сөздер: электромагнитті күш импульсті жүйелер, магнитті импульсті өңдеу, кеннің босаңсуы.

Ключевые слова: электромагнитные импульсные системы, магнитно-импульсной обработка, разупрочнение руды

Keywords: electromagnetic power pulse systems, magnetic-pulse processing, loss of strength ores

Минералды шикізатқа энергетикалық әсер ететін дәстүрлі емес тәсілдер қарастырылған. Кенді ұнтақтаудың ең аз энергия сыйымдылығы оны электромагнитті босансытқанда болатыны белгілі болды, ол кендаярлау кезінде магнитті-импульсті өңдеу есебінен болды. Электромагнитті күш импульсті жүйелерді кенді босаңсытуға арналған технологиялар мен құрал-саймандарды жасауды пайдалану ұсынылады.

Рассмотрены нетрадиционные методы энергетического воздействия на минеральное сырье. Отмечено, что наименьшая энергоемкость измельчения руды достигается при ее предварительном электромагнитном разупрочнении в процессах рудоподготовки за счет магнитно-импульсной обработки. Предлагается использовать электромагнитные силовые импульсные системы для создания технологии и оборудования для разупрочнения руд.

Nonconventional methods of power impact on mineral raw materials are considered. It is noted that the smallest power consumption of ore crushing is reached at its preliminary electromagnetic loss of strength in ore preparation processes at the expense of magnetic-pulse processing. It is offered to use electromagnetic power pulse systems for creation of technology and the equipment for a loss of strength of ores.

В лаборатории разрушения и доставки горных пород (РиДГП) ИГД им. Д. А. Кунаева вопросами применения электромагнитных силовых импульсных систем для создания горной техники занимаются около 40 лет. За это время были разработаны различные конструкции перфораторов, ударных машин и конвейерных поездов, в которых применялись два типа электромагнитов – длинноходовые электромагниты броневое типа без стопа и линейные электромагниты с внутренним магнитопроводом. По своим конструктивным и техническим параметрам броневые электромагниты использовались при создании перфораторов и ударных машин, и электромагниты с внутренним магнитопроводом – при создании конвейерных поездов и ударных машин. Область применения рассматриваемых электромагнитов определяется месторасположением рабочей зоны – зоны взаимодействия магнитного поля с подвижным якорем [1]. Для броневого электромагнита рабочая зона это внутренняя поверхность, где наибольшая концентрация магнитной энергии, совершающей работу по перемещению бойка перфо-

ратора или ударной машины. В электромагнитах с внутренним магнитопроводом рабочая зона это внешняя поверхность электромагнита, что не ограничивает габариты внешнего подвижного якоря, а, следовательно, и габариты и вид перевозимого груза.

Опыт разработки электромагнитных силовых импульсных систем (ЭМСИМС), создание и испытание на их базе горной техники для разрушения и доставки горных пород позволяет говорить о возможном расширении области применения ЭМСИМС, например, для процесса предразрушения на этапе рудоподготовки, с целью снижения энергозатрат на переработку руд, а также обеспечения максимальной степени извлечения полезного компонента.

В последние 20-30 лет в странах СНГ и за рубежом проводится широкий комплекс исследований по разработке и внедрению в промышленность нетрадиционных методов переработки упорного сырья благородных металлов: окислительный обжиг, автоклавное и бактериальное выщелачивание, ультразвуковое измельчение, энергетические воздействия. К последним относятся различные методы обработки: ускоренными электронами, ультразвуком, мощными электромагнитными импульсами, а также сверхвысокочастотная и магнитно-импульсная обработки и др.

Взаимодействие пучка ускоренных электронов с твердой поверхностью минерала приводит к ее ионизации [2, 3]. В зависимости от атомных весов элементов, попавших под пучок электронов, переданная энергия может отличаться на 1-1,5 порядка. В кристаллической решетке минерала могут происходить смещения атомов или образование вакансий. Это, в свою очередь, приводит к возникновению или развитию микродефектов, в особенности на межкристаллических контактах.

Использование пучка ускоренных электронов при переработке упорного гравитационно-флотационного золотомышьякового концентрата позволяет увеличить извлечение золота при цианировании на 10-15%, серебра на 10-20%.

К недостаткам этого метода относятся высокие капитальные затраты, технические трудности внедрения в действующие схемы обогащения и повышенный расход электроэнергии.

Ультразвуковая обработка минералов используется для направленного изменения магнитных, электрических, флотационных и даже гравитационных свойств с помощью ультразвуковых колебаний различной частоты в зависимости от технологических задач [4, 5]. В результате применения метода ультразвуковой обработки возникают дефекты структуры, преобразуются кристаллохимические свойства поверхностных слоев, и поверхности очищаются от примесей адгезионной природы. Использование ультразвуковой обработки при кучном выщелачивании золота позволяет сократить продолжительность выщелачивания почти в 2 раза и повысить извлечение золота на 16%.

Однако в горнорудной промышленности ультразвук пока используется ограниченно.

При сверхвысокочастотной обработке (СВЧ) происходит неравномерный разогрев породы, содержащей проводящие и полупроводящие минералы. Минералы нагреваются, вызывая термонапряжения, и, как следствие этого - трещины на стыках минеральных зерен [6].

Проведенные исследования [7, 8] по использованию СВЧ-поля для вскрытия сульфидных минералов, показали, что обработка пирит-арсенопиритного концентрата в СВЧ-поле в различных режимах способствовала дезинтеграции сульфидов и вскрытию золота. При цианировании концентрата извлечение золота в раствор повысилось с 63% до 90%, серебра с 40% до 70%. Извлечение золота выщелачиванием из сульфидно-кварцевой руды повысилось с 60% до 92% при СВЧ-нагреве до 300°C.

Однако этот метод имеет свои недостатки: выделение токсичной газовой фазы, оплавление материала, закрытие образовавшихся трещин, спекание минеральных частиц, необходимость применения высоко мощных генераторов, возможность обработки только сухих продуктов, сложность реализации в промышленных условиях, высокая энергоемкость процесса.

Исследования по применению мощных электромагнитных импульсов (МЭМИ) для вскрытия упорного золотосодержащего сырья проводятся в ИП-КОН РАН под руководством академика В.А. Чантурия [9].

В работах [10 - 12] рассматривается механизм дезинтеграции минеральных частиц в результате МЭМИ, заключающийся в том, что концентрация и эффективное выделение энергии МЭМИ приводит к развитию каналов электрического пробоя, появлению микротрещин

Обработку мощными электромагнитными импульсами проводят на различных типах минерального сырья: упорные руды и концентраты благородных металлов, техногенное сырье. Показана высокая эффективность МЭМИ при извлечении полезных ценных металлов в процессах: гравитации, флотации, цианирования, бактериального окисления.

Так, например, экспериментальные исследования показали [9], что в результате предварительной обработки МЭМИ влажных хвостов обогащения Узельгинской фабрики извлечение золота при цианировании возрастает с 6,25% до 42,86%, из хвостов обогащения Учалинской обогатительной фабрики - с 12,86% до 36,67%.

Недостатками метода являются необходимость защитной экранизации зоны размещения генератора импульсов и ограничения по минимальному размеру материала - не более 0,1 мм и влажности не более 30%.

Исследования магнитно-импульсной обработки (МИО) железнорудного и золотосодержащего сырья показали [13-16], что эффект разупрочнения руды с помощью МИО достигается при малых затратах энергии. Объясняется это тем, что при импульсном воздействии внешнее электромагнитное поле распространяется по всему объему руды, создаются напряжения, приводящие к разупрочнению материала. При наличии в руде минералов - пьезоэлектриков (например, кварца, турмалина) и других сегнетоэлектриков или магнитных зерен (например, сульфидов, оксидов, прочих магнитных соединений железа, никеля, хрома) МИО вызывает в этих зернах эффекты магнитострикции и пьезострикции, характеризующиеся возникновением деформаций в отдельных минералах. За счет неоднородности магнитно-диэлектрических и механических свойств минералов, входящих в состав руды, а также наличия воды, на границах зерен возникает концентрация полей и усилий, приводящих к растягивающим и сдвиговым напряжениям, соизмеримым с величиной критических напряжений на растяжение и сдвиг.

Кроме того, по объему материала возникают трещины, облегчающие проникновение растворов к частице металла в процессе цианирования. При этом отмечен эффект возрастания скорости химических реакций при электромагнитном воздействии.

В работе [13] показано, что МИО в схеме гидрометаллургической переработки технологии переработки золотосодержащих руд и концентратов может осуществляться как непосредственно в процессе цианирования (на перетоках пульпы), так и перед цианированием. Применение МИО требует учитывать следующую особенность. Развитие микротрещин в руде и концентратах при МИО сопровождается возникновением квазиустойчивых остаточных механических напряжений, которые могут релаксировать во времени под действием внешних воздействий (слабые механические нагрузки, температурные воздействия и т.п.). Это может привести к снижению эффекта раскрытия, поэтому применять МИО целесообразно непосредственно в процессе цианирования, так как растворы обладают хорошим расклинивающим эффектом.

Наибольший эффект МИО возникает при обеспечении условий резонанса, когда частотные характеристики внешнего поля соответствуют собственным частотным спектрам зерен руды.

Область эффективного применения МИО по данным [13] во многом обусловлена минеральным составом сырья. Желательно, чтобы минеральный состав руды или концентратов соответствовал хотя бы одному из нижеприведенных требований:

- минералы, входящие в состав руды (концентрата) обладают резко отличающимися магнито-электрическими и механическими свойствами;
- один или несколько минералов обладают магнитными свойствами;
- один или несколько минералов обладают электропроводностью;
- один или несколько минералов являются пьезоэлектриками.

В работе [17] предлагается технология магнитно-импульсной обработки минерального сырья, которая осуществляется путем пропускания руды или концентрата через отрезок диэлектрического трубопровода, на котором размещена система электромагнитных катушек, генерирующая в непрерывном автоматическом режиме импульсы электромагнитного поля.

Как видно, технология и оборудование для осуществления магнитно-импульсного воздействия на обрабатываемую среду в принципе аналогична электромагнитным импульсным системам, разработанным в лаборатории РИДГП, что предполагает развитие в лаборатории нового перспективного направления, связанного со снижением энергоемкости измельчения руды путем ее предварительного электромагнитного разупрочнения в процессах рудоподготовки за счет магнитно-импульсной обработки.

Литература

1 Едыгенов Е.К. Исследование электромагнитного привода для разрушения и доставки горных пород // Горный информационно-аналитический бюллетень (ГИАБ). – М.: Изд-во МГГУ. – 2003. №8. С.142-144.

2 Бочкарев Г.Р., Вейгельт Ю.П., Михайлов А.М., Ростовцев В.И., Ярохмеева Г.Ю. О причинах уменьшения прочности минералов при их электронной обработке // ФТПРПИ, 1996, №3. С.17-25.

3 Бочкарев Г.Р., Ростовцев В.И., Вейгельт Ю.П., Мазуров Ю.Т., Воронин А.П., Поляков В.А. Влияние ускоренных электронов на структурные и технологические свойства руд и минералов // ФТП РПИ, 6, 1996. С. 38-46.

4 Глембоцкий В.А., Соколов М. А. Ультразвук в обогащении полезных ископаемых. - Алма-Ата: Наука, 1972.

5 Тютюгик Н.Д., Ершов В.С., Тынянский Ю.М. Ультразвуковая установка для промышленной обработки минеральных пульп // Цветные металлы, 1983, №8, с. 93-94.

6 Петров В.М. Новые применение радиозлектроники: разупрочнение горных пород мощным электромагнитным полем СВЧ // Радиозлектроника и телекоммуникации, ИНФОРМОСТ, 2002, №2 с. 35-41, №3 с. 49-55, №4 с. 63-73.

7 Боев С.Ф., Соловьев В.И. Разупрочнение рудных пород под действием мощных СВЧ полей // Материалы Конгресса обогатителей стран СНГ, М.: МИ-СиС, 2003. С.316-323.

8 Крылова Г.С., Седельникова Г.В., Кошель Е.А., Соловьев В.И. Применение СВЧ-полей для повышения эффективности измельчения золотосодержащего сырья // Руды и металлы, М.: ЦНИГРИ, 2004, №3, с. 70-72.

9 Чантурия В.А., Бунин И.Ж., Зубенко А.В. Влияние мощных наносекундных импульсов на технологические свойства упорных золотосодержащих продуктов и железистых кварцитов.//Горный информационно-аналитический бюллетень (ГИАБ). – М.: Изд-во МГГУ. – 2006. №8. С.365-373.

10 Чантурия В.А., Бунин И.Ж., Иванова Т.А. Изменение физико-химических свойств золотосодержащих сульфидов железа под воздействием мощных электромагнитных импульсов// Горный информационно-аналитический бюллетень (ГИАБ). – М.: Изд-во МГГУ. – 2004. №10. С.301-305.

11.Чантурия В.А., Бунин И.Ж., Иванова Т.А. Влияние мощных электромагнитных импульсов на процесс растворения и физико-химические свойства поверхности сульфидных минералов.// Материаловедение, 2005. №11. С. 21-26.\

12 Чантурия В.А., Бунин И.Ж., Ковалев А.Т. Механизмы дезинтеграции минеральных сред при воздействии мощных электромагнитных импульсов // Известия Академии Наук. Серия «Физическая», 2004, № 5. С. 629-631.

13 Гончаров С.А., Седельникова Г.В., Крылова Г.С., и др. Использование магнито-импульсной обработки золотосодержащих руд в процессе их цианирования//ГИАБ.- М.- Изд. МГГУ. – 2006. №6. С.76-81.

14 Гончаров С. А., Бельченко Е.Л., Ананьев П.П. и др. Использование электромагнитной обработки золотосодержащих руд на этапе измельчения и цианирования // Горный информационно-аналитический бюллетень, 2004, №7. С. 126-137.

15 Гончаров С.А., Ананьев П.П., Иванов В.Ю. Разупрочнение горных пород под действием импульсных электромагнитных полей. МГГУ, М., 2006, 91 с.

16 Гончаров С. А., Ананьев П.П. Основы технологии электромагнитного разупрочнения железистых кварцитов // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2000, №6. С. 10-13.

17 Гончаров С. А., Крылова Г.С., Стрельникова Г.В. Применение магнитно-импульсной обработки золотосодержащих руд и концентратов при их цианировании// Горный журнал, 2006, №10. С. 58-60.

**ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ ЗАГРУЗКИ АВТОСАМОСВАЛОВ
В КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОПОТОКАХ**

Түйінді сөздер: кен-геометриялық есептер, автоөзі түсіргіштерді тиеу, машиналар шанақтарының жұмыс параметрлері.

Ключевые слова: горно-геометрические расчеты, загрузки автосамосвалов, рабочие параметры кузовов машин

Keywords: Mining and geometric calculations, load dump trucks, operating parameters of the vehicle bodies

Мақалада жүктелетін кен массасының физика-техникалық сипаттамалары, машиналардың шанақтарының жұмыс параметрлері және жүкпен толтыруға технологиялық шектеулер белгілі кезінде автосамосвалдарды жүктеудің толықтығын анықтау үшін жасалатын кен-геометриялық әдістер баяндалады.

В статье излагаются методы горно-геометрических расчетов для определения полноты загрузки автосамосвалов при известных физико-технических характеристиках загружаемой горной массы, рабочих параметрах кузовов машин и технологических ограничениях на заполнение их грузом.

In article methods of mining-geometrical calculations for definition of completeness of loading of autodump-body trucks are stated at known physico-technical characteristics of the loaded mining weight, working parameters of bodies of cars and technological restrictions on filling with cargo.

В горном производстве постоянно идет процесс постепенного обновления горнотранспортного оборудования с заменой морально и физически устаревших на более мощные и технический более оснащенные типы техники. Особенно заметен этот процесс на формировании автомобильного парка при проектировании и планировании горнотранспортных работ в карьере.

Уровень загрузки кузова и зависимый от него показатель использования грузоподъемности автосамосвала являются важными элементами оценки эффективности разных типоразмеров машин в формируемых карьерных грузопотоках [1]. Такая оценка типоразмеров автосамосвалов, как и всякого другого горного оборудования, для действующих горнотранспортных комплексов может осуществляться на основании статистического материала об их работе за прошедшее время.

Но в проектах разработки нового месторождения и карьера или планах их реконструкции появляется необходимость горно-технологической оценки новых типов автомобилей, часто иностранного производства, ранее не использованных в данных условиях предприятия. Тогда возникает необходимость на самом начальном этапе производить горно-геометрические расчеты их возможной загрузки, с учетом рабочих параметров кузова машин, физико-технических характеристик загружаемой горной массы и различных ограничений на уровни загрузки техники, которые затем, в процессе

эксплуатации, могут уточняться непосредственным измерением и взвешиванием грузов в кузове автосамосвала.

В 2010 г. на карьере Акжал ТОО «NOVA-Цинк» возникла задача оценки эффективности использования автосамосвалов БелАЗ-7555 (55 т), БелАЗ-7547 (42 т) и Cat-773D (55 т) на разных маршрутах новых схем карьерных грузопотоков при реконструкции карьера. Одним из важных задач данного цикла работ стало определение объема и веса груза на автосамосвалах при разных вариантах уровня заполнения им кузовов машин. На данном этапе предприятие интересовала возможная загрузка указанных типов самосвалов над бортом машины, начиная с максимально возможной высоты «шапки» груза $h_{ш} = h_{ш(макс)}$ и некоторых меньших уровней груза.

Параметры кузова автосамосвала Cat-773D и груза в кузове после завершения разгрузки показаны на рисунке 1. Размеры кузова по высоте и по дну, углы наклона передней стенки ($b_{пб}$) и днища кузова ($b_{кд}$) проставлены на основании данных паспортов автосамосвалов и дополнительных измерений на предприятии на новоприбывших машинах указанных типов. Физико-механические свойства загружаемой горной массы представлены коэффициентом разрыхления горной массы при разгрузке K_p и углом откоса разрыхленной массы в кузове автосамосвала $a_{отк}$, град.

В условиях полной (или близкой к ней) загрузки кузова самосвала расстояние от груза до края борта машины d_6 (м) зависит от высоты «шапки» груза $h_{ш}$ (м), угла откоса разрыхленной горной массы $a_{отк}$, ширины кузова B_k (м), которое определяется по формуле:

$$d_6 = B_k \cdot \operatorname{tg} a_{отк} / 2 - h_{ш}, \text{ м.} \quad (1)$$

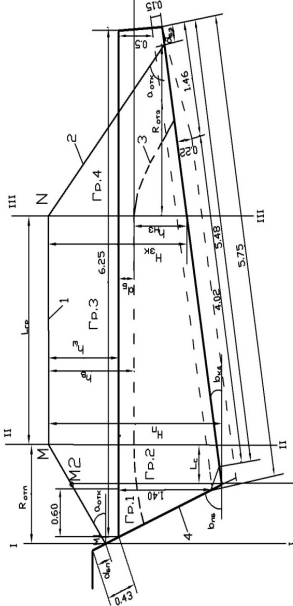
Края груза на переднем и боковых стенках бортов машины, а также по днищу на задней части кузова должны отстоять от края борта настолько, чтобы избежать постоянного просыпания груза на дорогах при перевозке горной массы. Минимально допустимое расстояние от груза до края борта при максимальной загрузке кузова машины $d_{6min} = 0,2$ м. С понижением высоты «шапки» груза $h_{ш}$ его края будут удаляться вниз от края борта кузова ($d_6 \geq d_{6min}$). Тогда максимально возможная высота «шапки» груза:

$$h_{ш(макс)} = B_k \cdot \operatorname{tg} a_{отк} / 2 - d_{6min}, \text{ м.} \quad (2)$$

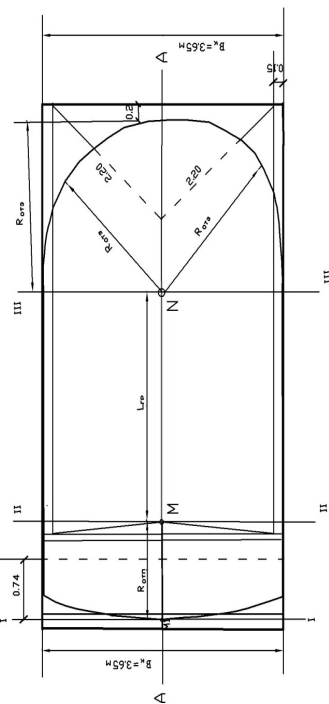
Так, при $B_k = 3,65$ м для автосамосвала Cat-773D и $a_{отк} = 36^\circ$ для перевозимой горной массы на предприятии, по формуле (2) максимально возможная высота «шапки» груза составит $h_{ш(макс)} = 1,1$ м. В данной работе расчеты объемов груза в кузове автосамосвала представлены для этой максимальной высоты «шапки» $h_{ш(макс)}$. Загрузки машин при других уровнях груза в кузовах автосамосвалов определяются по изложенной методике и формулам расчетов, с некоторыми корректировками для других типов машин.

Груз в кузове разделен на 4 сектора: Гр.1- часть полуконуса груза над передним наклонным бортом кузова; Гр.2 - часть того же полуконуса над днищем кузова; Гр.3 - срединная часть массы под гребнем груза; Гр.4 - часть заднего полуконуса над днищем кузова. На рисунке 1,а: 1 – гребень груза в

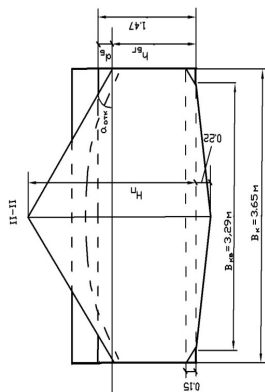
а) Продольный разрез кузова
а/самосвала и груза по А-А



б) Горизонтальный разрез
кузова и груза



в) Поперечный разрез кузова
и груза по II-II



г) Положение груза в кузове а/самосвала
в аксонометрическом изображении

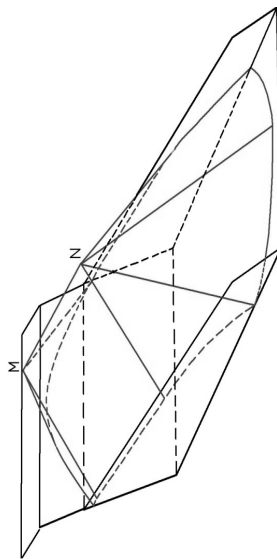


Рисунок 1 – Параметры кузова автосамосвала CAT-773D и груза в кузове.

серединной части, 2 – откос его в задней части кузова, 3 – край груза по борту кузова автосамосвала; 4 – наклонный передний борт кузова автосамосвала.

Необходимо определить объемы горной массы в указанных выше 4-х секторах (Гр.1- Гр.4) и их сумму – объем всего груза в кузове автосамосвала.

Как видно из рисунка 1 грузы в секторах Гр.1, Гр.2 и Гр.4 представляют собой сложные геометрические фигуры, которые трудно формализовать известными методами. Поэтому здесь разработан эвристический прием, основанный на определении длин «штырей», условно протыкающих данный сектор сверху (склон полуконуса) и до встречи с грузовой платформой кузова.

Для этого изометрическое тело под склоном полуконуса в каждом таком секторе разделяется на ряд вертикальных малых призм, ограниченных сверху участком склона полуконуса, а снизу – передним бортом или днищем кузова самосвала. В центре каждой призмы по склону полуконуса проставляется точка T_{ni} ($i = \overline{1, n_n}$), где n_n – общее число таких точек на склоне переднего полуконуса. Номера точек представляют номера призм в секторе.

Сектор Гр.1 спереди ограничивается передним бортом кузова, позади – вертикальной плоскостью М2, сектор Гр.2 лежит между вертикальными плоскостями М2 и М. В секторе Гр.1 по склону полуконуса проставляем точки T_{n1i} ($i = \overline{1, n_{n1}}$), где n_{n1} – число точек (призм), принятых по данному сектору.

На рисунке 2,б1 эти построения на секторе Гр.1 показаны только для его левой половины на плане, т. к. правая половина любого сектора является её зеркальным отображением и для общего объема сектора достаточно просто удвоить полученный объем данной половины. Так же определяются объемы секторов Гр.2 и Гр.4.

Высота груза в секторе Гр.1 под точкой T_{n1i} ($i = \overline{1, n_{n1}}$), определяется по формуле:

$$h_{n1i} = H_n - L_{n1i} \cdot \operatorname{tg} a_{\text{отк}} - a_{n1i} \cdot \operatorname{tg} b_{n6}, \text{ м}, \quad (3)$$

где H_n – высота гребня груза (точка М) над передним краем днища кузова, м;
 b_{n6} – угол наклона переднего борта кузова самосвала, град.

(для Cat-773Db_{n6} = 67°); L_{n1i} – расстояние по горизонтали от вершины переднего полуконуса М до точки T_{n1i} ($i = \overline{1, n_{n1}}$) на склоне полуконуса, м;

a_{n1i} – кратчайшее расстояние по нормали от границы сектора Гр.1 - плоскости М до этой же точки, м.

Высота гребня груза над передним краем днища кузова по плоскости М определяется по формуле:

$$H_n = H_{\text{нк}} + h_{\text{ш}}, \text{ м}, \quad (4)$$

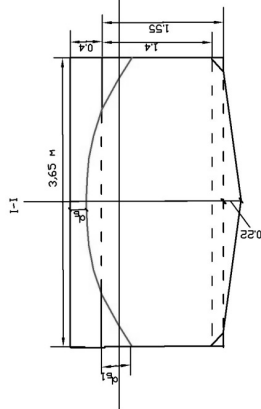
где $H_{\text{нк}}$ – высота бокового борта кузова по вертикали, м.

Для самосвала Cat-773DH_{нк} = 1,5 м. Тогда, при максимальной высоте «шапки» груза по размерам кузова $h_{\text{ш(max)}}$ = 1,1 м высота гребня груза над грузовой платформой составит H_n = 2,6 м.

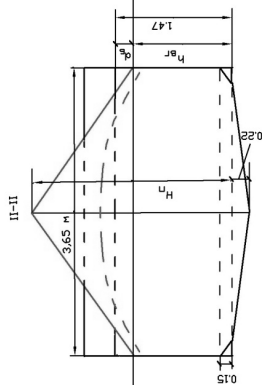
Объемы V_{n1i} вертикальных призм под участками-точками T_{n1i} ($i = \overline{1, n_{n1}}$) определяются по формуле:

$$V_{n1i} = S_{n1i} \cdot h_{n1i}, \text{ м}, \quad i = \overline{1, n_n}, \quad (5)$$

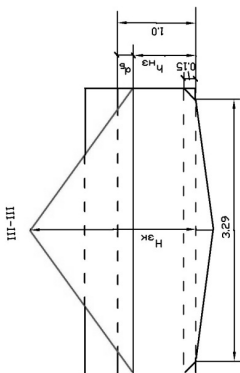
в1) Поперечный разрез кузова и груза а/самосвала по I-I



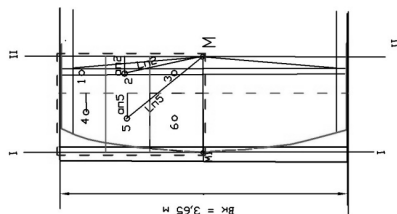
в2) Поперечный разрез кузова и груза а/самосвала по II-II



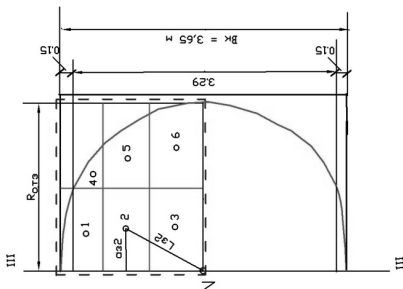
в3) Поперечный разрез кузова и груза а/самосвала по III-III



в1) Передний полуконус груза на плане



в2) Задний полуконус груза на плане



а) Продольный разрез срединного участка груза в кузове а/самосвала

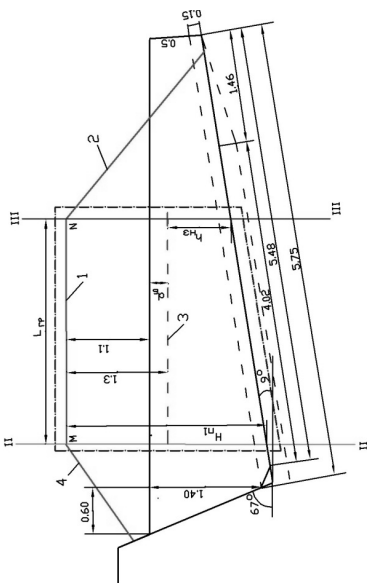


Рисунок 2 – Параметры на наклонных и конусообразных участках груза в кузове автосамосвала CAT-773D.

где S_{n1i} – площадь основания призмы по горизонтали под точкой T_{n1i} , м². В отличие от сектора Гр.1, под сектором Гр.2 лежит наклонное днище кузова. Поэтому формула толщины груза под склоном полуконуса между вертикальными плоскостями М1 и М (рисунки 1а и 2б1) определяются по другой формуле:

$$h_{n2i} = H_n - L_{n2i} \cdot \operatorname{tg} a_{\text{отк}} - (L_c - a_{n2i}) \cdot \operatorname{tg} b_{\text{кд}}, \text{ м}, \quad (6)$$

где L_c – расстояние по горизонтали от вершины переднего полуконуса до нижней кромки переднего борта кузова, м; $b_{\text{кд}}$ – угол наклона днища кузова, град. (для самосвала Cat-773Db_{кд} = 9°); L_{n2i} – расстояние по горизонтали от вершины переднего полуконуса до точки T_{n2i} ($i = \overline{1, n_2}$) в секторе Гр.2, м; a_{n2i} – кратчайшее расстояние по нормали от вертикальной плоскости М (граница полуконуса) до точки T_{n2i}

$$(i = \overline{1, n_2}).$$

Расстояние по горизонтали от гребня груза (вершина М) до переднего борта кузова L_c (м), как и по другим бортам, зависит от допустимого расстояния груза до верхнего края переднего борта $d_{\text{бмин}} = 0,2$ м. Тогда расстояние L_c определяется по формуле:

$$L_c = H_n \cdot \operatorname{ctg} a_{\text{отк}} - (h_k - d_{\text{бмин}}) \cdot (\operatorname{ctg} a_{\text{отк}} + \operatorname{ctg} b_{\text{нб}}), \quad (7)$$

где h_k – высота переднего борта кузова, м (для Cat-773Dh_к = 1,9 м). Тогда $L_c = 0,5$ м.

На рисунке 2, б1 представлены все точки T_{ni} ($i = \overline{1, n_n}$). При расчете призм для сектора Гр.1 необходимо выбирать точки $i \in n_1$ и вести расчеты по формулам (3) - (5), для сектора Гр.2 – выбирать точки $i \in n_2$, $n_2 = n_n - n_1$ и расчеты толщины груза выполнять по формуле (6) и далее.

По построениям секторов Гр.1 и Гр.2 (рисунок 2б1) на AutoCAD измеряем расстояния до точек (м), площади оснований призм S_{ni} (м²), по ним определяем h_{ni} (м) и V_{ni} (м³), которые сводим в таблицу 1. Сумма всех V_{ni} ($i = \overline{1, n_n}$), которая составляет объем груза в секторах Гр.1 и Гр.2 V_n (м³), также показана в этой таблице.

Разделение сложной изометрической фигуры на отдельные призмы и определение их объемов с последующим суммированием по сектору используется также для расчета объема груза в секторе Гр.4 (рисунок 2, б2).

Высота груза в заднем полуконусе определяется по формуле:

$$h_{zj} = H_{\text{зк}} - L_{zj} \cdot \operatorname{tg} a_{\text{отк}} - a_{zj} \cdot \operatorname{tg} b_{\text{кд}}, \text{ м}, \quad (8)$$

где $H_{\text{зк}}$ – высота гребня груза над грузовой платформой у вершины N заднего полуконуса, м; L_{zj} – расстояние по горизонтали от вершины N до точки T_{zj} ($j = \overline{1, n_3}$), м; a_{zj} – расстояние по нормали от вертикальной плоскости N до данной точки, м; n_3 – число призм в секторе Гр.4.

Таблица 1 - Объемы груза по участкам $\overline{1, n_3}$ и общий объем в секторах Гр.1, 2.

Номер точки на призме i	Расстояние от вершины М до точки T_{ni} , м L_{ni}	Расстояние по нормали от М1/от М до точки T_{ni} , м a_{ni}	Толщина груза под точкой T_{ni} , м h_{ni}	Площадь основания призмы, S_{ni} , м ²	Объем груза в призме, V_{ni} , м ³
1	1,53	0,2	1,46	0,26	0,38
2	1,0	0,22	1,84	0,26	0,48
3	0,4	0,2	2,28	0,23	0,52
4	1,62	0,23	1,39	0,3	0,42
5	1,23	0,31	1,68	0,37	0,62
6	0,84	0,31	1,97	0,49	0,96
				$V_n/2 =$	3,38
				$V_n =$	6,8 м³

Высота гребня груза у вершины полуконуса определяется по формуле:

$$H_{зк} = (h_{кз} + h_{ш} + d_{бmin} \cdot \operatorname{tg} b_{кд}) \cdot (1 + \operatorname{ctg} a_{отк} \cdot \operatorname{tg} b_{кд}), \text{ м}, \quad (9)$$

где $h_{кз}$ – высота кузова у заднего края грузовой платформы, м;
 $d_{бmin}$ – минимально допустимое расстояние между краями днища кузова и груза в секторе Гр.4, м.

Для самосвала Cat-773D: $h_{кз} = 0,65$ м; минимальное расстояние между краями груза и днища кузова, во избежание просыпания груза на дорогу при перевозке (принято как для бортов кузова) $d_{бmin} = 0,2$ м. Расчеты здесь ведутся для максимальной высоты «шапки» груза $h_{ш} = h_{ш(макс)} = 1,1$ м. Тогда $H_{зк} = 2,2$ м.

По склону полуконуса проставляем точки T_{3j} ($j = \overline{1, n_3}$). Количество точек $n_{зк}$ зависит от требуемой точности расчетов. Здесь принято $n_3 = 6$. Объемы призм в секторе Гр.4 определяется по формуле:

$$V_{3j} = h_{3j} \cdot S_{3j}, \quad j = \overline{1, n_3}. \quad (10)$$

где S_{3j} – площадь j – й призмы, м².

Расчеты объемов груза по призмам и по сектору в целом представлены в таблице 2.

Геометрическая форма груза в срединной части кузова – секторе Гр.3 отличается от изометрической формы секторов Гр.1, Гр.2, Гр.4 и состоит из 2-х фигур: внизу - усеченной призмы с одним наклонным боком по дну кузова и сверху - фигуры в виде шатра (рисунки 1,а и 2,а).

Объем груза в данном секторе определяется по формуле:

$$V_c = B_{к-гр} \cdot L_{гр} \cdot (h_{нз} + L_{гр} \cdot \operatorname{tg} b_{кд} + (h_{ш} + d_{б})/2), \quad (11)$$

Таблица 2 - Объемы груза по участкам $\overline{1, n_3}$ и общий объем в секторе Гр. 4.

Номер точки на призме j	Расстояние от вершины М до точки $T_{пj}$ $L_{зj}$, м	Расстояние по нормали от М1/от М до точки $T_{пj}$ $a_{зj}$, м	Толщина груза под точкой $T_{пj}$ $h_{зj}$, м	Площадь основания призмы, $S_{зj}$, м ²	Объем груза в призме, $V_{зj}$, м ³
1	1,55	0,48	1,03	0,5	0,51
2	1,1	0,52	1,35	0,6	0,81
3	0,65	0,56	1,67	0,69	1,15
4	1,84	1,21	0,70	0,11	0,08
5	1,7	1,41	0,77	0,43	0,33
6	1,58	1,56	0,84	0,70	0,59
				$V_3/2 =$	3,47
				$V_3 =$	6,9 м³

где $h_{нз}$ - расстояние (м) по вертикали между днищем и краем груза по борту кузова на границе между секторами Гр.3 и Гр.4 (рисунок 1,а);

$L_{гр}$ - длина гребня по верху «шапки» груза в кузове автосамосвала, м.

При заданных высоте «шапки» и размерах кузова автосамосвала, угле откоса груза и предельном расстоянии его от края борта и днища кузова длина гребня $L_{гр}$ определяется по формуле:

$$L_{гр} = l_{дк} \cdot \cos \beta_{кд} - L_c - d_б \cdot (h_{ш} + h_{кз}) \cdot \operatorname{ctg} \alpha_{отк}, \quad (12)$$

где $l_{дк}$ - длина днища кузова, м (для Cat-773D $l_{дк} = 5,75$ м).

Если принять $h_{ш} = h_{ш(max)} = 1,1$ м и $d_б = d_{бmin} = 0,2$ м, тогда длина гребня груза на «шапке» достигнет $L_{гр} = 2,6$ м.

Расстояние по высоте между краем груза на бортах кузова и его днищем $h_{нз}$ (м) определяется по формуле:

$$h_{нз} = H_{зк} - h_{ш} - d_б, \text{ м.} \quad (13)$$

При $H_{зк} = 2,2$ м, $h_{ш} = h_{ш(max)} = 1,1$ м и $d_б = d_{бmin} = 0,2$ м по формуле (13) получим $h_{нз} = 0,9$ м. Тогда объем груза в срединном секторе Гр.3 по формуле (11): $V_c = 18,6$ м³.

Днище кузова самосвала Cat-773D имеет наклонное углубление длиной $l_{д} = 4,0$ м и на глубину $h_{д} = 0,2$ м, которое на расстоянии от конца кузова $l_{нд} = 1,46$ м по наклону поднимается до уголков (рисунок 1, а, б). Тогда дополнительный объем груза определяется по формуле:

$$V_{д} = (B_{кз} \cdot l_{д} + 3,14 \cdot (l_{нд} - d_б)^2 / 3) \cdot h_{д}, \text{ м}^3, \quad (14)$$

где $B_{кз}$ - ширина кузова у задней кромки днища, суженная уголками, м.

Для Cat-773D $B_{кз} = 3,29$ м. При $d_б = d_{бmin} = 0,2$ м объем $V_{д} = 1,64$ м³.

Кузов самосвала по краям днища укреплен уголками высотой $h_y = 0,15$ м, которые нужно отнять от общего объема внутренней части кузова. Объем уголков определяется по формуле:

$$V_y = (2 \cdot l_{\text{дк}} + B_{\text{к}}) \cdot h_y^2 / 2, \text{ м}^3. \quad (15)$$

Здесь $V_y = 0,17 \text{ м}^3$.

Тогда объем груза в кузове самосвала Cat-773D определяется:

$$V_{\text{к}} = V_{\text{п}} + V_{\text{з}} + V_{\text{с}} + V_{\text{д}} - V_y, \text{ м}^3. \quad (16)$$

При максимальной высоте «шапки» $h_{\text{ш}} = h_{\text{ш(max)}} = 1,1$ м объем груза в кузове самосвала Cat-773D составляет и $V_{\text{к}} = 33,8 \text{ м}^3$.

Вес груза в кузове автосамосвала при плотности горной массы определяется по формуле:

$$Q_{\text{а}} = V_{\text{к}} \cdot \gamma_{\text{п}} / K_{\text{р}}, \quad (17)$$

где $\gamma_{\text{п}}$ – плотность груза в кузове автосамосвала, т/м^3 .

При $\gamma_{\text{п}} = 2,65 \text{ т/м}^3$, $K_{\text{р}} = 1,5$ и $V_{\text{к}} = 33,8 \text{ м}^3$ вес груза в кузове

$Q_{\text{а}} = 59,7 \text{ т}$.

При грузоподъемности автосамосвала Cat-773D $q_{\text{а}} = 55 \text{ т}$ вес груза в кузове с высотой «шапки» $h_{\text{ш}} = 1,1$ м превышает грузоподъемность автосамосвала на 8%.

Так, для данного предприятия по изложенной методике и формулам расчетов были определены предельные и рациональные загрузки горной массы для имеющихся и проектируемых типов автосамосвалов, которые позволили выбрать оптимальные сочетания типоразмеров погрузочно-транспортного оборудования по различным маршрутам грузоперевозок в карьере, с учетом их грузоподъемности и рабочих параметров экскаваторов и транспортной техники. Методика расчетов и полученные результаты вошли в состав рабочего проекта «Корректировка календарного плана «Проекта реконструкции Центрального карьера до отметки 315 м на базе переоцененных запасов месторождения Акжал» на период с 2012 по 2022 г.г.», Алматы, 2012 г.

Переведенные на программные модули Excel методы и алгоритмы расчетов загрузки автомобилей как подсистема помогают в САПР-Карьер оперативно оценить технологические схемы карьерных грузопотоков и принимать оптимальные решения при проектировании и планировании горнотранспортных систем и комплексов.

Литература

1 А.А. Кулешов. Проектирование и эксплуатация карьерного автотранспорта. Справочник. Часть I. - Санкт-Петербург, 1994. - 230 с.

Файзулин М.А.

ФОРМИРОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ КАЛЕНДАРНЫХ ПЛАНОВ-ГРАФИКОВ ДОБЫЧИ И ОТГРУЗКИ РУДЫ С УЧЕТОМ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

Түінді сөздер: күнтізбелік жоспар, кен өндіру, болжам көрсеткіштері, кен байыту фабрикасы.

Ключевые слова: календарный план, добыча руды, прогнозные показатели, обогатительная фабрика.

Key words: planned schedule, ore mining, forecast indicators, processing plant.

Мақалада кен өндеру жұмысында оңтайлы басқарудың жаңа әдістері ұсынылады. Кен өндерудің үйлесімді күнтізбелік жоспары, оны тасы-малдау және байыту фабрикасының жұмысын жақсартудың болжамдық көрсеткіштері есептелінді.

В статье предлагается метод оптимального управления горными работами. Оптимальный календарный план добычи и отгрузки руды рассчитывается с учетом прогнозных базовых показателей работы обогатительной фабрики.

In this paper, method is proposed of optimal control of mining operations. The optimal schedule of ore mining and shipment is calculated with due account of forecast baseline indicators of the processing plant operation.

При формировании оптимального календарного плана-графика добычи и отгрузки руды учитываются различные методы управления качеством минерального сырья. Насколько повлияли те или иные мероприятия по формированию рудопотоков определенного качества на результаты работы обогатительной фабрики (ОФ), зачастую весьма проблематично оценить. Поэтому оценку влияния горного производства на процессы переработки минерального сырья желательно осуществлять по фактическим показателям работы обогатительного предприятия.

Объемы и качество перерабатываемого на ОФ сырья, поступающего с нескольких рудников в различные отрезки времени, отличаются между собой, так как постоянно меняется их соотношение. В этом случае определить степень влияния на переработку руд конкретного рудника очень сложно.

Для формирования календарного плана-графика добычи и отгрузки руды на горно-обогатительных комплексах используются данные лабораторного анализа на обогатимость рудных проб из отрабатываемых блоков (рудных тел).

В РГП «НЦ КПМС РК» разработан другой метод, основанный на использовании зависимостей технологических обогатительных характеристик (ТОХ) различных руд, полученных по фактическим показателям работы ОФ [1].

На рисунке 1 представлено сопоставление фактических данных работы ОФ АО «ССГПО» с прогнозными показателями по извлечению железа в концентрат, полученными различными методами.

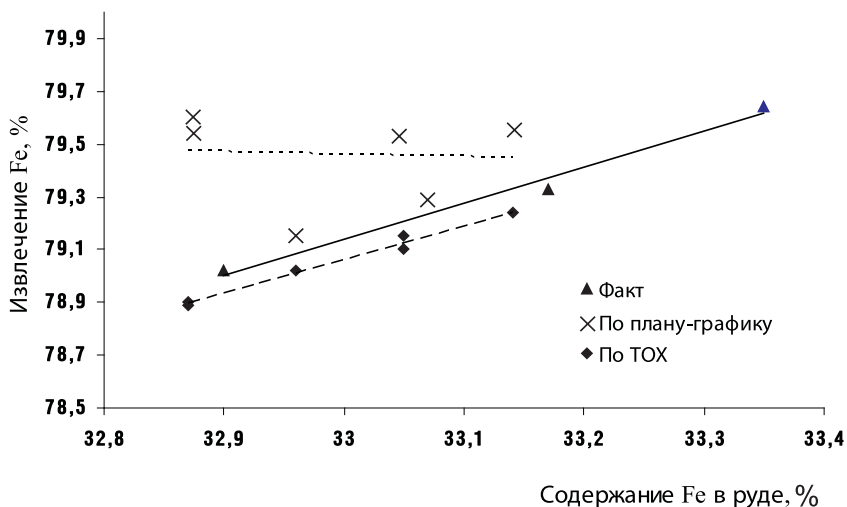


Рисунок 1 – Сопоставление фактических данных работы ОФ с прогнозными показателями по извлечению железа в концентрат

Из рисунка 1 видно, что показатели работы ОФ, рассчитанные на основе установленных ТОХ отдельных руд практически не отличаются от фактических данных. Показатели работы ОФ, полученные на основе лабораторных анализов рудных проб, даже в усредненном виде имеют значительные отклонения от фактических [2]. Очевидно, что при расчете суточных показателей работы ОФ с использованием этого метода они увеличатся еще больше. При совместной переработке руд по единой технологической схеме изменяются их индивидуальные обогатительные характеристики, выявленные при лабораторном анализе рудных проб.

Для формирования оптимального календарного плана-графика добычи и отгрузки руды целесообразно использовать расчётные технологические обогатительные характеристики работы ОФ, рассчитанные за базовый период, который предшествует прогнозному периоду. Рассчитанные таким образом зависимости работы ОФ, которые наилучшим образом обеспечат получение прогнозных показателей переработки минерального сырья различных рудников, рассматриваются как базовые зависимости.

График остатков, полученный при проверке адекватности базовых зависимостей (на отрезке апрель - август), отображающих извлекаемую массу железа в концентрат при переработке 1000 т промпродукта представлен на рисунке 2.

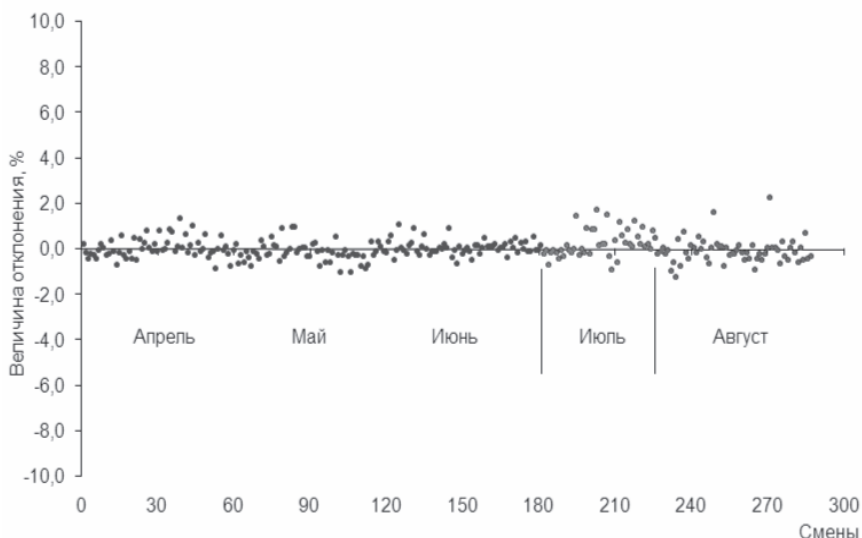


Рисунок 2 – График остатков, полученный при проверке адекватности базовых зависимостей

Из графика адекватности базовых зависимостей видно, что расчеты общих базовых зависимостей извлечения полезного компонента в концентрате незначительно отличаются от фактически полученных общих базовых зависимостей за временной отрезок апрель-июнь.

Величины отклонений расчетных общих базовых точек от фактических общих точек располагаются в равномерной, в узкой горизонтальной полосе вдоль оси абсцисс, что говорит о высокой степени адекватности полученных расчетным путем общих базовых зависимостей.

Такая же закономерность наблюдается и для других показателей при использовании разработанной методики получения базовых зависимостей по показателям работы перерабатывающего предприятия.

Предложенная методика установления расчетным методом базовых зависимостей переработки минерального сырья позволяет с высокой степенью достоверности отображать процесс переработки руд, а так же может использоваться при формировании оптимального плана-графика добычи и отгрузки минерального сырья на переработку.

Таким образом, разработанные геоинформационные методы, которые позволяют на основе фактических данных об объемах и качестве завозимых на обоганительную фабрику руд с различных карьеров (шахт), а также показателей переработки их в смешанном виде на обоганительной фабрике по единой технологической схеме, установить, базовые зависимости

обогащительного процесса для руд поставщиков минерального сырья, отгружаемых на обогащительную фабрику в пределах выбранного базового периода.

Выявленные за некоторый промежуток времени базовые зависимости переработки руд различных карьеров на ОФ, как правило, позволяют получать очень точные прогнозные базовые зависимости по работе ОФ на отрезок времени до месяца и более после их установления.

На рисунке 2 графика остатков, за апрель-август процент отклонения расчетных сменных показателей извлекаемых в концентрат масс железа, полученных по установленным базовым зависимостям за период апрель-июнь от фактических, видно, что «остатки» и в следующих двух месяцах (июль и август) имеют незначительный разброс и равномерно расположены вдоль оси абсцисс.

То есть, в последующие два месяца после базового периода минеральный состав добываемых на горных предприятиях руд и их физико-механические свойства не получили каких-либо серьезных изменений. Поэтому найденные базовые зависимости с высокой степенью адекватности отображают процесс переработки поступающих руд на обогащительную фабрику.

Базовые зависимости были использованы при формировании математической модели оптимального календарного плана-графика ведения добычных работ, приведенной в работе [3].

Применительно к этой математической модели, где основным критерием при формировании плана-графика принят максимум выхода концентрата, разработанная компьютерная программа была опробована для формирования оптимального календарного плана-графика взаимодействия Качарского карьера и обогащительной фабрики АО «ССГПО» с учетом базовых зависимостей перерабатываемого минерального сырья, построенных на основе увязки материального баланса.

В таблице 1 представлены сопоставительные результаты расчетов при рациональном и традиционном вариантах потока рудных масс с Качарского карьера и показателей их переработки на ОФ за одну неделю. Неделя разбита на четыре периода, где три периода включают в себя по два дня и один период - один день. Очевидно, что в рекомендуемом варианте календарного плана-графика потока руды с Качарского карьера на обогащительную фабрику произошло некоторое перераспределение нагрузок во времени на добычные экскаваторы (знак минус - нагрузки уменьшились, знак плюс - нагрузки увеличились), что привело к изменению порядка добычи и подачи минерального сырья на обогащительную фабрику. Добыча руды осуществляется из тех же подготовленных к выемке блоков закрепленных за каждым экскаватором, с соблюдением всех технологических условий.

Таблица 1 - Сопоставление рационального и традиционного вариантов потока рудных масс с Качарского карьера на ОФ

Блок	Экскаватор	1 период		2 период		3 период		4 период	
		Руда,	Мет.	Руда,	Мет.	Руда,	Мет.	Руда,	Мет.
		тыс.т.	тыс.т.	тыс.т.	тыс.т.	тыс.т.	тыс.т.	тыс.т.	тыс.т.
25-47	11	5,84	1,051	-5,84	-1,051				
37A	11					-5,84	-1,633	5,85	1,63
17п3-4+63п1-2	1	-7,76	-3,057	-3,17	-1,251	7,19	2,834	3,76	1,48
66	1	-0,37	-0,166	4,94	2,235	-2,92	-1,322	-1,66	-0,75
19A	50	-5,16	-1,238	-1,95	-0,468			7,11	1,7
18(02)+54+37	42	4,64	0,852	-6,28	-1,155	-11,82	-2,172	13,49	2,472
32+49A+58	49	4,61	1,786	13,02	5,044	-10,9	-4,223	-6,72	-2,603
Итого		1,8	-0,772	0,71	3,355	-24,29	-6,516	21,83	3,939
Показатели по переработке руды									
Масса концентрата. тыс.т.		-1,53		5,8		-6,87		3,19	

Недельная плановая добыча и отгрузка минерального сырья с Качарского карьера на обогатительную фабрику для обоих вариантов сохраняется равной.

В процессе переработки руды на обогатительной фабрике по рекомендуемому варианту полученная масса концентрата, при неизменном содержании металла в концентрате, была бы на 0,59 тыс. тонн больше по сравнению с реализованным вариантом.

Предлагаемая методика и компьютерная программа с использованием прогнозных базовых зависимостей перерабатываемого минерального сырья, построенных на основе увязки материального баланса, только за счет рационального управления горными работами позволяет повысить извлечение массы концентрата из руды за семь дней до 1 %.

Применение предлагаемой методики с соответствующим программным обеспечением, отличающейся от ранее существующих методик тем, что в формируемой функции цели в качестве критерия выступают базовые зависимости работы ОФ в течение планируемого календарного периода, ко-

торые позволяют сформировать оптимальный календарный план-график добычи и отгрузки руды, с учётом методов управления качеством минерального сырья.

Литература

1 Петрович С.И., Файзулин М.А., Стукалова Н.Г. Установление закономерностей, отображающих особенности воздействия параметров одновременно подаваемых на переработку различных типов руд на показатели обогащенного процесса. // Сб. Вопросы комплексной переработки сырья Казахстана.- Алматы, 2003, - стр. 340-343.

2 Файзулин М.А., Стукалова Н.Г., Смаилова Р.Г. Разработка методики сопоставления прогнозных расчетных показателей переработки минерального сырья, выполненных различными методами. // Сб. Инновационные разработки и совершенствование технологий в горно-металлургическом производстве. - Усть-Каменогорск, 2009. - стр. 288-291.

3 Петрович С.И., Файзулин М.А., Стукалова Н.Г., Смаилова Р.Г. Рациональная увязка работы добывающих и обогащательных предприятий горно-обогащательных комплексов. // Комплексная переработка минерального сырья Казахстана. Состояние, проблемы, решения. В 10-ти т., Том 9: Информационные технологии в минерально-сырьевом комплексе. - Алматы, 2008. - стр. 351-409.

Кокетаев А. И.

СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ ВЕНТИЛЯЦИОННЫМИ СЕТЯМИ

Түйінді сөздер: *Шахта желдеткіш торлары, сараптамалық жүйе, білім базасы, мәліметтер базасы, ақпараттық жүйе.*

Ключевые слова: *Шахтные вентиляционные сети, экспертные системы, базы знаний, базы данных, информационные системы.*

Key words: *Mine ventilation system, expert systems, database, knowledge base, information system*

Мақалада сараптамалық жүйе құрылысын пайдалану принциптерімен түрлі жұмыс істеу режимінде желдету торларын басқару бойынша тәсілдер қарастырылған

В статье рассматривается подход по управлению вентиляционными сетями в различных режимах функционирования с использованием принципов построения экспертных систем.

In the paper approach is studied on ventilation systems control in different conditions of operation with using of principles of expert systems construction.

В настоящее время в области компьютерных технологий имеет место применение принципа экспертных систем (ЭС) для управления и проектирования различного рода процессами. По своей сути ЭС - это набор программ или программное обеспечение, которое выполняет функции эксперта при решении какой-либо задачи в области его компетенции. ЭС, как и эксперт-человек, в процессе своей работы оперирует со знаниями. Знания о предметной области, необходимые для работы ЭС, определенным образом формализованы и представлены в памяти компьютера в виде базы знаний, которая может изменяться и дополняться в процессе развития системы.

В связи с этим, подход к управлению шахтными вентиляционными сетями - с применением принципов построения экспертных систем, использующих опыт и знания специалистов в конкретной предметной области, является весьма перспективным /1-4/.

Вентиляционные сети довольно инерционны с точки зрения автоматического управления и регулирования объекта, так как переходные процессы в этой системе длятся значительное время: от нескольких минут до нескольких часов /5/. В то же время аварийные ситуации на шахтах приводят к резкому изменению аэрогазодинамического режима, что приводит к катастрофическим отказам всей системы, гибели людей и т.д.

Шахтная вентиляционная система обычно находится в квазистационарном состоянии. Однако при возникновении аварийных ситуаций - пожарах, разрушении горных выработок и других газо-, термо- и аэродинамических возмущениях вентиляционная система может перейти в нестационарное состояние. В этом случае переходные режимы могут привести к аварийным ситуациям в шахте. Способность шахтной вентиляционной системы обеспечи-

вать допустимый вентиляционный режим в полезных и аварийных условиях характеризует степень ее надежности.

Поэтому проблема прогноза состояния шахтной атмосферы при различного рода авариях, а особенно при пожарах, когда распространение продуктов горения по горным выработкам зависит от многих факторов, является весьма актуальной. Вентиляционные режимы в этих случаях регламентируются планами ликвидации аварий (ПЛА). Однако анализ планов ликвидации аварий свидетельствует о том, что в процессе ликвидации аварий трудно выбрать правильный вентиляционный режим, а принятые аварийные режимы в лучшем случае не всегда рациональны, а в худшем - приводят к большим материальным и людским потерям. Это объясняется тем, что ПЛА составляются на основе опыта эксплуатации горного предприятия и интуиции инженерно-технического персонала шахты. Для экспертизы аварийных вентиляционных режимов необходимо моделировать поведение шахтной вентиляционной сети при пожарах согласно позициям ПЛА. Для этих целей необходимо использовать методы, предложенные в работах /6,7/. На основании результатов такого моделирования даются конкретные рекомендации по выбору оптимальных режимов вентиляции, намечаются пути вывода людей из аварийных участков. Но даже при применении таких экспертных систем нельзя предугадать все факторы, влияющие на процесс распространения пожаров, так как тепловые напоры, возникающие при пожарах, имеют разные направления и величины в разные периоды развития этого пожара.

С целью разработки методов моделирования поведения шахтных вентиляционных сетей в различных режимах эксплуатации были проведены исследования, которые нашли отражения в работах /7-9/.

В работе /7/ разработанная математическая модель шахтных вентиляционных сетей, которая позволяет в реальном масштабе времени производить полные аэродинамические расчеты основных параметров: расходов воздуха, депрессий и аэродинамических сопротивлений горных выработок для любой сложности графа вентиляционной сети с учетом любого числа источников напоров – вентиляторов главного проветривания, естественной и термодинамической тяги. При этом учитываются катастрофические отказы на рудниках, включающие горные удары, внезапные выбросы пород и газа, эндогенные пожары, разрушение несущих конструкций, обвалы пород кровли, взрывы пылевоздушных смесей, внезапное загазирование и затопление выработок. Эти отказы существенным образом влияют на параметры шахтной вентиляционной сети, учет которых производится через дополнительные источники тяги и сопротивления горных выработок.

Значительное внимание в работе уделено эндогенным пожарам, при возникновении которых в горных выработках шахт и рудников возникает дополнительный источник тяги воздуха за счет повышения его температуры и резкого уменьшения его удельного веса. Так, при изменении напора тепловой тяги от 50 до 350 даПа расход воздуха по выработке изменяется по нелинейному закону в интервале 20-60 м³/с. Кроме того, эндогенные пожары существенно изменяют режимы работ и напорные характеристики главных вентиляторов, находящихся на струе пожарных газов, увеличивая или уменьшая подачу свежего воздуха в шахту по установленной нелинейной закономерности, позволяющей прогнозировать распределение воздуха по горным выработкам.

На основании проведенных исследований разработана блочная схема адаптивной системы управления шахтными вентиляционными сетями в нормальных и аварийных режимах, которая состоит из экспертной системы, включающей базу знаний о законах сетей, входную информацию, механизм ввода информации, анализ входных данных, наблюдения, правила вывода гипотез и параметров, усвоения, вывод и конкретное заключение по данной шахтной вентиляционной сети; это обеспечивает весь комплекс необходимых расчетов шахтной вентиляционной сети в нормальном и аварийных режимах ее функционирования.

В работе /8/ с целью повышения безопасности труда горнорабочих по газовому фактору на основе статистического анализа и имитационного моделирования влияния изменений количества воздуха и метановоздушной смеси в системах проветривания и управления газовойделением на концентрацию метана в контролируемых зонах выемочных участков разработаны методы расчета последствий отказов в работе систем вентиляции и управления газовойделением, позволяющие оценить надежность и безотказность при комплексном их применении, что является актуальной научной задачей для угольной отрасли.

Проведенные исследования подтвердили, что разработанный метод имитационного моделирования позволяет исследовать вероятность одновременного наступления событий, которые могут привести к аварийной ситуации и, в конечном итоге, оценить надежность применяемых и проектируемых систем проветривания и управления газовойделением.

Разработка газоносных угольных пластов осложняется газодинамическими явлениями, особое место среди которых занимают внезапные выбросы угля и газа. В связи с этим в работе /9/ исследованы динамические параметры внезапных выбросов угля и газа, и разработан способ предотвращения опрокидывания свежей струи в вентиляционной системе шахт, который повышает уровень безопасности при ведении горных работ на выбросоопасных пластах.

Для разработки и принятия эффективных и обоснованных мер по предотвращению опрокидывания вентиляционных струй проведены аналитические и экспериментальные исследования, направленные на создание безопасных условий для горняков при разработке угольных пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа.

Результаты исследований, проведенных в вышеперечисленных работах, позволяют создать систему супервизорного управления шахтными вентиляционными сетями. При данном подходе используется принцип управления с помощью экспертной системы диспетчером, который в интерактивном режиме с учетом создавшейся ситуации выбирает соответствующую программу управления.

Блочная схема такой системы представлена на рисунке 1. В левой части этой системы представлена база знаний экспертной системы, которая выполнена в соответствии с ранее нами разработанной классификацией. База знаний представлена четырьмя блоками: логическим, методическим, аналитическим и нормативным.

Подмассив логических знаний включает в себя элементы знаний, построенных в форме логических предложений, в виде причинно-следственных свя-

зей. Например: «если шахта категорийна по взрывоопасному газу, то контактная электровозная откатка применима лишь в выработках со свежими струями воздуха, в остальных местах - аккумуляторная электровозная откатка»; если породы разрабатываемого горного массива склонны к самовозгоранию, то следует применять нагнетательно-всасывающий способ проветривания» и т.п. Очевидно, что логически подмассив знаний будет наиболее обширный, так как охватывает большую часть знаний, накопленных наукой и практикой обеспечения безопасности работы подземных горнодобывающих предприятий.

Подмассив методических знаний включает в себя знания, оформленные в виде методик для решения того или иного вопроса безопасности. Например, «Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт». Методика обычно включает в себя комплекс элементов знаний, в которые могут также входить как элементы логический или аналитический подмассивы знаний. В нее не входят элементы нормативного подмассива, так как они являются для методического знания (методики) либо исходной информацией, либо целью работы методического знания. Следовательно, методический подмассив знаний подсистемы безопасность можно считать переходным от логического подмассива к аналитическому. Строго говоря, четкое разделение всего накопленного объема знаний по вопросам безопасности ШВС на отдельные функциональные подмассивы практически невозможно. Поэтому выделенный переходный подмассив методических знаний будет полезен в процессе формирования разрабатываемой базы знаний.

Аналитический подмассив знаний включает в себя элементы знаний по безопасности ШВС, выраженных аналитическими зависимостями, расчетными сюжетами для решения тех или иных задач безопасности. Некоторые задачи, связанные с безопасностью ведения подземных горных работ, не имеют, как известно, строгих аналитических решений. Например, воздухораспределение в шахтной вентиляционной системе сложной топологии. В этих случаях для практического решения задач используются косвенные итерационные методы с применением компьютерных систем. Эти итерационные методы в виде компьютерных программ можно также в нашем случае отнести к элементам аналитического подмассива знаний. Аналитический подмассив знаний является наиболее независимым среди всех четырех подмассивов. Действительно, если элемент аналитического подмассива может, например, входить в методический подмассив (в виде, допустим, какой-либо формулы), то ни один из элементов знаний этого подмассива не содержится в аналитическом.

Подмассив нормативных знаний можно также использовать как переходный, но уже от разрабатываемой базы знаний в целом к базе данных. Он включает в себя разноплановые элементы, которые могут входить как в подмассивы знаний (логических, аналитических и нормативных), так и в базу данных. Например, приведенный выше пример по электровозной откатке в категорийной шахте является как нормативным требованием (нормативное знание), так и знание логического подмассива. Элементы нормативных знаний количественного плана с жестко фиксированными параметрами могут входить в базу данных или исходную информацию для решения той или иной задачи безопасности. Например, «скорость движения воздуха в лаве не

должна превышать 4 м/сек». Это элемент нормативных знаний и в то же время входит в базу данных как исходная информация, например, при решении задач по регулированию шахтной вентиляционной системы.

Лицо, принимающее решение (Оператор), через человеко-машинный интерфейс может обращаться к базе знаний и на основе информации о шахтной вентиляционной сети, поступающей от информационно-измерительного комплекса, может выбирать тот или иной режим вентиляции.

Для функционирования супервизорной системы управления были определены следующие основные вопросы. Обоснована структура экспертной системы, ее функции, перечень программ, которые необходимо иметь оператору-диспетчеру (ЛПР) для эффективного управления проветриванием шахт и рудников в различных режимах функционирования – нормальные, аварийные, регулирование.

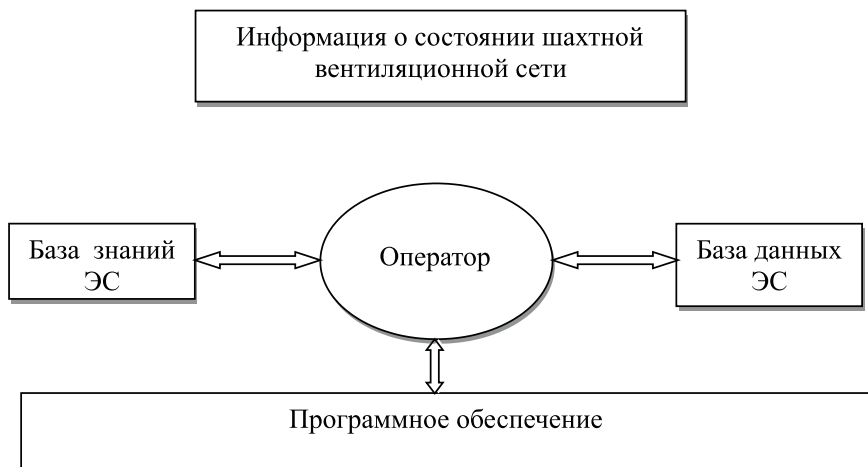


Рисунок 1 – Блочная структура управления вентиляционными сетями.

При этом следует учесть, что аварийные режимы по-разному влияют на работу вентиляционной сети и диспетчер использует информацию о типе и местоположении аварии с тем, чтобы отработать ту или иную позицию ПЛА.

Данный подход для использования данной программы при расчетах аварийных режимов описан в работах /7-9/.

На основании проведенных исследований была разработана демонстрационная версия данного программного продукта, которая позволяет решить вопросы по управлению шахтными вентиляционными сетями, как при нормальных условиях, так и в аварийных режимах.

Таким образом, рассмотренная выше система супервизорного управления может довольно эффективно управлять вентиляционной сетью шахты, производить правильный выбор вентиляционного режима и тем самым уменьшить ущерб от аварии и избежать людских потерь.

Литература

- 1 Шумахер Т., Беккер Ф., Зеелингер А.. Применение и перспективы развития информационной техники в подземной горнодобывающей промышленности // Глюкауф. – 2001. №4. - С. 42 – 47.
- 2 Кандалов К.С., Трахтенгерц Э.А., Юрченко В.Е. Компьютерная технология в оперативном управлении горным производством // Горный журнал.- 2003 г. – №1. - С. 61 – 65.
- 3 Конюх В.Л. Компьютерное моделирование динамики горных работ. // Горный журнал. - Изв. ВУЗов. - 2002 . - №6. С. 16 – 24.
- 4 Мутанов Г. Теория, методы и средства автоматизированного управления безопасностью при авариях на подземных горных предприятиях : автореф. ... докт. техн. наук: 05.13.07. -М.: МГГУ, 1993. - 33 с.
- 5 Лапко В.В., Чередникова О.Ю. Математическая модель переходных аэродинамических процессов в вентиляционных сетях с сосредоточенными и распределенными параметрами. - ola@cs.dgtu.donetsk.ua
- 6 Калиев С.А., Кокетаев А.И. Объектно-ориентированное программирование и управление безопасностью подземных рудников и шахт// Состояние проблем и перспективы информатизации в Республике Казахстан: Материалы Второй международной конференции –2005. – Усть-Каменогорск. – С. 118-119.
- 7 Кокетаев А.И. Научные основы моделирования шахтных вентиляционных сетей в режиме катастрофических отказов: автореф. ... докт. техн.наук: 05.26.01 – Алматы, ИГД им. Д.А. Кунаева, 2006.- 44 с.
- 8 Асаинов С.Т. Разработка метода оценки безотказной работы систем вентиляции и управления газовойделением выемочных участков угольных шахт: автореф. ... канд. техн.наук: 05.26.01 – Алматы, ИГД им. Д.А. Кунаева, 2010.- 21с.
- 9 Филатов И.А. Исследование и разработка способов предотвращения опрокидывания вентиляционных струй при внезапных выбросах угля и газа с учетом их параметров: автореф. ... канд. техн.наук: 05.26.01 – Алматы, ИГД им. Д. А. Кунаева, 2010.- 21с.

Исин Д.К., Байсанов С.О., Орынгожин Е.С.,
Шайржанов А.Ж., Орынгожина С.Е., Исин Б.Д.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ВЫПЛАВКИ ФЕРРОХРОМА

Түйінді сөздер: кремний, металлотермия, шикіқұрам, электрбалқыту, концентрат, кокс, технология, металлургия.

Ключевые слова: кремний, металлотермия, сырьё, электроплавка, концентрат, кокс, технология, металлургия.

Key words: silicon, metalthermie, reducer, electric melting, concentrate, coke, technology, metallurgy.

Бұл технология технологиялық регламентті бұзбайқ дәстүрлі тәсілде қолданылатын ферросиликохромның орнына ферросиликоалюминий тотықсыздағыштың қолданыс табуына мүмкіндік туғызады. Дәстүрлі технологияға қарағанда жаңа технологияны қолданғанда тазартылған феррохромның бір тоннасының бағасын әжептәуір төмендейді.

Одним из действенных методов снижения себестоимости рафинированных марок феррохрома является применение дешевых кремнеалюминиевых восстановителей, получаемых из отходов угледобывающей промышленности. Использование ферросиликоалюминия при выплавке рафинированных сортов феррохрома продиктовано проведенной обширной предварительной теоретической исследовательской работой.

This technology allows making quickly transition from a traditional application method of ferrochrome as a reducer on ABC without any violations of production schedules. The cost of 1 ton of the refined ferrochrome will be significantly lower than by traditional technology.

Хром является одним из важнейших легирующих металлов. Присадка хрома повышает пределы прочности и текучести стали при медленном снижении относительного удлинения. В углеродистых сталях присутствие хрома увеличивает их твердость и износостойкость. Окалиностойкие стали содержат 3-12% Cr, нержавеющие и кислотостойкие стали > 12% Cr. Хром также широко применяют при производстве сложнолегированных сталей, что позволяет получить высокие эксплуатационные качества при необходимых свойствах стали. Все шире используются легированные хромом чугуны.

Черная металлургия потребляет до 60% добываемого хрома. Для легирования стали используют в основном феррохром – сплав хрома и железа и ферросиликохром – сплав железа, хрома и кремния. По принятой терминологии сорта, сплавы феррохрома, содержащие < 2% углерода, называют рафинированным феррохромом. Рафинированные сорта феррохрома используются как основная легирующая добавка при производстве коррозионно-стойких хромоникелевых и хромистых (суперферритных) сталей. Основными странами-потребителями являются Япония, Китай и США. Рафинированный феррохром в основном получают печным силикотермическим методом по ГОСТ

4757-91(ИСО 5448-81). Химические составы различных марок рафинированного феррохрома представлены в таблице 1.

Расширение производства хромосодержащих ферросплавов является одним из перспективных направлений развития металлургии Казахстана. Важным моментом при этом является снижение их стоимости как легирующих сплавов на основе хрома, за счет применения высокоэффективных новых технологий.

Таблица 1 – Химический состав среднеуглеродистого феррохрома по ГОСТ 4757-91(ИСО 5448-81)

Марка	Cr, не менее, %	Si	Al	C	P	S
		не более, %				
ФХ100А	65	2,0	0,02	1,0	0,03	0,04
ФХ100Б	65	2,0	0,02	1,0	0,05	0,04
ФХ200А	65	2,0	0,02	2,0	0,03	0,04
ФХ200Б	65	2,0	0,02	2,0	0,05	0,04
ФХ400А	65	2,0	-	4,0	0,03	0,04
ФХ400Б	65	2,0	-	4,0	0,05	0,04

Одним из действенных методов снижения себестоимости рафинированных марок феррохрома является применение дешевых кремнеалюминиевых восстановителей, получаемых из отходов угледобывающей промышленности. Использование ферросиликоалюминия при выплавке рафинированных сортов феррохрома продиктовано проведенной обширной предварительной теоретической исследовательской работой, термодинамически-диаграммным анализом оксидных систем представляющих реальные шлаки существующего производства.

Восстановления оксида хрома кремнием, алюминием и анализ производства. В современной ферросплавной промышленности Казахстана основную долю выплавляемых рафинированных сортов феррохрома получают силикотермическим методом. В качестве восстановителя хромовой руды обычно используется ферросиликохром с содержанием 48-50% Si. Ферросиликохром выплавляют непрерывным флюсовым процессом в открытых и закрытых печах мощностью до 40 МВА и рабочем напряжении 145-200 В. Расход электроэнергии на 1 тонну сплава составляет 7860 кВт·ч, кратность шлака составляет 0,72, извлечение хрома в сплав 88,0%.

Главное внимание при получении рафинированного феррохрома обычно уделяется только обеспечению оптимального состава конечного шлака, между тем затруднения, связанные с получением низкого содержания углерода, в значительной мере обусловлены именно режимом шлакообразования с самого начала плавки. Из многочисленных исследований известно, что основ-

ным источником углерода в рафинированных сортах феррохрома являются электроды.

Сплав науглероживается в процессе плавки через слой шлака, поэтому степень науглероживания металла при прочих равных условиях определяется свойствами образующегося шлака, в том числе его основностью. Согласно традиционной технологии выплавки рафинированного феррохрома отличительными его признаками являются сравнительно низкая концентрация оксидов хрома в шлаке после расплавления рудноизвестковой смеси и возрастание основности шлака в период плавления до уровня, намного превышающего основность конечного шлака. Характерно также присутствие в шлаке свободного оксида кальция, содержание которого в течение плавки колеблется в широких пределах [1,2].

Повышенная концентрация активного углерода в шлаке поступающего от электродов, наличие свободного оксида кальция и высокая температура возможно и являются предпосылкой образования карбида кальция в высокоосновном шлаке. Активное воздействие карбида кальция, который оказывает сильное влияние в переносе углерода через шлак в металл, дает объяснение преобладающей роли основности шлака, образованного в процессе плавки, на степень науглероживания сплава.

Ранее проведенные опытные плавки в промышленных печах показали, что снижение основности шлака при уменьшении расхода извести на плавку резко ограничивает науглероживающее действие электродов (при основности 1,4-1,6). Однако дальнейшее снижение основности конечного шлака при работе на открытых рафинировочных печах ухудшает технико-экономические показатели [3,4].

Процесс выплавки рафинированных сортов феррохрома осуществляется в рафинировочных электропечах с магнезальной футеровкой мощностью 5-10 МВА при рабочем напряжении 260-300 В. Различают бесфлюсовый и флюсовый способы выплавки рафинированного феррохрома.

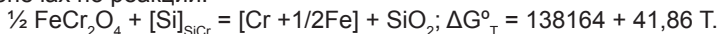
При бесфлюсовом способе в плавке используют ферросиликохром с 27 – 34 % Сг и кусковую хромовую руду, что обеспечивает создание в печи рафинирующего рудного слоя. Навеска ферросиликохрома изменяется в зависимости от содержания Cr_2O_3 и составляет примерно 12 кг на 100 кг руды с 50% Cr_2O_3 . В печь задается вся навеска хромовой руды и 90 % ферросиликохрома, остальной ферросиликохром добавляют после расплавления всей завалки в зависимости от состава отбираемых из ванны проб сплава. Расход электроэнергии составляет 6500 кВт·ч на тонну сплава. Сплав и шлак выпускают одновременно в футерованный алюмосиликатным кирпичом копыльник. Разливку сплава производят через нижнее отверстие копыльника в чугунные изложницы. Процесс характеризуется высокой производительностью и относительно низким расходом электроэнергии. Получающийся при этом способе богатый шлак с 27-35% Cr_2O_3 используется при выплавке передельного и высокоуглеродистого феррохрома. Кратность ($m_{\text{шлака}}/m_{\text{сплава}}$) шлака достигает 3 единиц, извлечение хрома составляет 55-58%. Экономическая эффективность процесса в значительной степени определяется качеством используемой хромовой руды, что видно из данных таблицы 2.

Таблица 2 – Показатели выплавки рафинированного феррохрома от крупности руды

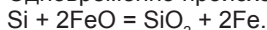
Расход, кг	Кусковая руда	Порошковая руда
Хромовая руда	1940	2000
Ферросиликохром	750	830
Расход электроэнергии, кВт·ч/т	1800-1900	2200-2400
Извлечение хрома, %	60-62	55-57

При условии полного использования получающегося богатого шлака этот способ довольно экономичен. Однако необходимость дальнейшей переработки богатого шлака и снижение количеств богатой кусковой руды делают этот метод неприемлемым в условиях Казахстана.

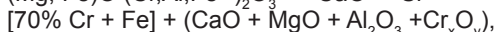
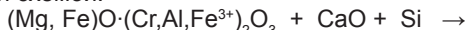
В соответствии с флюсовой технологией процесс выплавки рафинированного феррохрома осуществляется в рафинировочных наклоняющихся электропечах по реакции:



Одновременно происходит восстановление оксида железа по реакции:



Химизм процесса получения среднеуглеродистого феррохрома принятым силикотермическим флюсовым методом в общем виде может быть представлен схемой:



где $(\text{Mg, Fe})\text{O} \cdot (\text{Cr, Al, Fe}^{3+})_2\text{O}_3$ – хромшпинелид; CaO – известь; Si – ФСХ; $[70\% \text{ Cr} + \text{Fe}]$ – феррохром; $(\text{CaO} + \text{MgO} + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Cr}_x\text{O}_y)$ – шлак.

Экзотермичность реакций указывает на то, что при высоких температурах полнота реакций ниже, чем при низких температурах из-за вязкости высокохромистых шлаков, сильно замедляются процессы диффузии и резко понижаются скорости реакций, поэтому рафинированный феррохром выплавляют при высокой температуре. Восстановление железа из окислов руды облегчает протекание реакции слева, так как железо одновременно с понижением температуры плавления сплава понижает концентрацию хрома в сплаве. В ферросиликохроме большая часть кремния находится в виде силицидов хрома и железа, на разрушение которых требуется затрата энергии. Приведенные выше реакции будут протекать с очень большой полнотой в сторону восстановления хрома и железа при добавлении извести. Известь значительно снижает активность образующегося кремнезема связывая его в ортосиликат кальция Ca_2SiO_4 . Чем выше основность $(\text{CaO}/\text{SiO}_2)$ шлака, тем меньше в шлаке свободного кремнезема, тем меньше в металле останется кремния, а в шлаке оксида хрома. Оптимальная основность шлака должна находиться в пределах 1,9-2,3. Чрезмерная основность связана с повышением кратности шлака и повышенными потерями хрома в шлаке. По данной технологии со-

держание оксида хрома в шлаке находится в пределах 5-7%. При большой кратности шлаков, доходящей до 4, в шлаках теряется до 15% хрома.

Следует учесть, что в формировании шлаковой фазы активное участие принимает серпентиновая связка, цементирующая зерна хромшпинелидов в хромовой руде. Поэтому возникают некоторые трудности при термодинамическом анализе реакций силикотермического процесса и установлении условий достижения возможно более полного извлечения хрома из шихтовых материалов в товарный продукт, равно как и более высокое использование кремния ферросиликохрома как восстановителя, обусловленные рядом существенных факторов, среди которых являются следующие:

- постоянно меняющееся соотношение Cr^{2+} : Cr^{3+} в хромоизвестковом расплаве по ходу плавки;
- участие катионов переходных металлов (хрома и железа) в кислородопроницаемости шлакового расплава, т.е. в передаче кислорода печной среды к границе раздела фаз системы расплав – феррохром – шлак и участии этого кислорода в окислении компонентов феррохромового расплава (прежде всего кремния восстановителя);
- двухступенчатое окисление кремния ферросиликохрома при взаимодействии его с хромоизвестковым расплавом;
- постоянно меняющаяся (в сторону уменьшения) активность кремния в металлической фазе (феррохромовом расплаве);
- постоянно меняющаяся активность катионов хрома, железа, кремния в шлаке по ходу восстановительного процесса;
- особый комплекс свойств тугоплавких хромшпинелидов, оксида кальция, а также формирующихся по ходу плавки промежуточных и конечных шлаков.

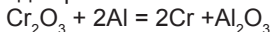
Типичный состав шлака для плавки на актюбинской руде: 26,3% SiO_2 ; 50,5% CaO ; 10,3% MgO ; 6,3% Al_2O_3 ; 4,7% Cr_2O_3 ; 1,9% FeO . Основность шлака, с учетом MgO , $50,5 + 10,3/26,3 = 2,31$. При остывании шлак рассыпается в порошок, вследствие содержания большого количества двухкальциевого силиката. Высокая температура процесса снижает вязкость сплава и шлака, облегчает диффузию оксида хрома и монооксида железа. Вместе с тем высокая температура позволяет повышать основность шлака до оптимальной и благодаря этому увеличивать извлечение хрома. Однако дальнейшее повышение температуры ограничивается стойкостью футеровки.

В общей сумме на плавку было израсходовано до 4500 кг хромовой руды, 4000 кг извести, 1700 кг ферросиликохрома (ФСХ 40), до 1500 кг оборотных отходов и до 8000 кВт·ч. Кратность конечных шлаков достигает 3,5 единицы. Такое количество пылевидных отходов производства создает определенные трудности с его утилизацией и складированием.

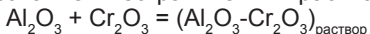
К тому же последнее время в производство вовлекается большое количество магнезиальных руд с повышенным содержанием оксида магния и пониженным содержанием оксида хрома, что привело к изменению технико-экономических показателей выплавки рафинированного феррохрома (1-4% С). В частности, увеличились удельный расход электроэнергии и шихтовых материалов, потери невосстановленного хрома с отвальными шлаками, а также кратность шлака.

Выплавка рафинированного феррохрома с использованием комплексного восстановителя. Для восстановления хрома можно использовать как кремний, так и алюминий.

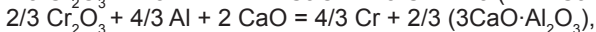
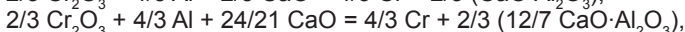
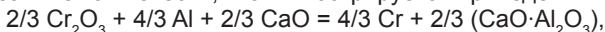
Алюминий восстанавливает хром полнее, чем кремний, вследствие высокой прочности Al_2O_3 . Реакция восстановления характеризуется значительным уменьшением изменения энергии Гиббса. Химизм процесса взаимодействия оксида хрома с алюминием описывается реакцией:



В отсутствие флюсующей добавки CaO (извести) глинозем (Al_2O_3), образующийся по приведенной реакции, вступает во взаимодействие с Cr_2O_3 с образованием неограниченных растворов Al_2O_3 - Cr_2O_3 :

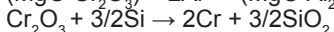


Активность Cr_2O_3 в этих растворах существенно ниже единицы, что снижает выход хрома в металл. Тип алюмината кальция определяется количеством добавляемой извести, что иллюстрируется приведенными ниже реакциями:



Увеличение в шлаке оксида алюминия (Al_2O_3), который является достаточно активным по отношению к кремнезему, позволяет легко разрушать тугоплавкую хромомagneзиальную шпинель ($MgO \cdot Cr_2O_3$). Свободный MgO может замещать CaO, подавляя образование двухкальциевого силиката, что позволяет снижать добавку в шихту извести и соответственно снизить основность шлака. К тому же увеличение количества Al_2O_3 благоприятно сказывается на физико-химических свойствах шлаков, таких как жидкотекучесть, вязкость и др.

В основе восстановления хромовой руды кремнием и алюминием лежат реакции:



Для восстановления хромовой руды мы использовали кремнеалюминиевый сплав. В процессе плавки с использованием комплексного кремнеалюминиевого сплава происходит расплавление шихтовых материалов, сопровождаемое взаимодействием магнезиальной хромовой шпинели с алюминием восстановителя. В дальнейшем происходит разрушение хромомagneзиальной шпинели с образованием химически устойчивых глиноземсодержащих шпинелей. Такое взаимодействие повышает скорость и полноту восстановления хрома из шпинели кремнием ферросиликоалюминия.

При выплавке рафинированных сортов феррохрома с применением кремнеалюминиевых сплавов образуются шлаки кардинально нового состава. Если по существующей технологии получают шлаки, расположенные по основности и уровню содержания оксидов алюминия и магния в области высокоосновных шлаков, в фазовом пространстве четырехкомпонентной системы CaO - MgO - Al_2O_3 - SiO_2 (рисунок 1, а), т.е. в подсистеме $2CaO \cdot SiO_2$ - CaO - MgO - Al_2O_3 (где в любой её части доминирует двухкальциевый силикат), то по новой технологии шлаки образуются в другой области системы CaO - MgO - Al_2O_3 - SiO_2 , а именно, в её второй части (рисунок 1, б), оконтуренной фазами $2CaO \cdot SiO_2$ - $2CaO \cdot MgO \cdot 2SiO_2$ - $MgO \cdot Al_2O_3$ - $2CaO \cdot Al_2O_3 \cdot SiO_2$ - $CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$ - $CaO \cdot SiO_2$.

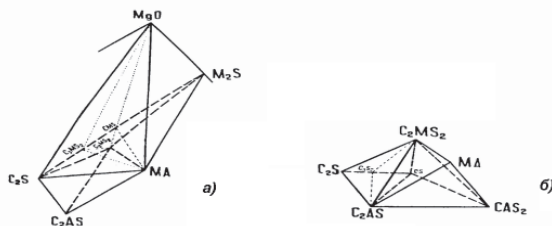


Рисунок 1 – Высокоосновная (а) и среднеосновные части (б) системы $\text{CaO-MgO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$

В ней двухкальцевый силикат уже не доминирует. Его существование в фазовом пространстве последней области системы $\text{CaO-SiO}_2\text{-MgO-Al}_2\text{O}_3$ простирается только до плоскостей (тройных квазисистем): $3\text{CaO} \cdot 2\text{SiO}_2$ (ранкинит)- $2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$ (реленит)- $2\text{CaO} \cdot \text{MgO} \cdot 2\text{SiO}_2$ (акерманит), $\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ (магнезиальная шпинель) - $2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$ - $2\text{CaO} \cdot \text{MgO} \cdot 2\text{SiO}_2$ (акерманит) и $2\text{CaO} \cdot \text{MgO} \cdot 2\text{SiO}_2$ (акерманит)- $\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ (магнезиальная шпинель) - $2\text{MgO} \cdot \text{SiO}_2$ (форстерит). Ниже этих плоскостей двухкальцевый силикат вовсе не образуется в шлаках. При этом получаемые по новому способу шлаки формируются именно ниже этих областей, так как в них отношение CaO/SiO_2 не превышает 1,5, содержание Al_2O_3 гарантированно более 12%, а оксида магния – более 15%.

В этом отношении такие шлаки можно отнести почти к типу классических доменных и ферромарганцевых (высокоуглеродистых), но с высоким содержанием оксидов алюминия и магния. Практика показывает, что подобные шлаки термодинамически стабильны и абсолютно не подвержены рассыпанию. Кроме того, оксид хрома в таких шлаках химически не связан с другими оксидами, так как необходимые для образования хромитов кальция ($\text{CaO} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3$) и магнезиохромита ($\text{MgO} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3$) оксиды кальция и магния расходуются на формирование термодинамически прочных соединений типа форстерит ($2\text{MgO} \cdot \text{SiO}_2$), $\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ (магнезиальная шпинель), $2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$ (реленит), $2\text{CaO} \cdot \text{MgO} \cdot 2\text{SiO}_2$ (акерманит) и волластонит ($\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$), одновременно обеспечивая низкую активность кремнезема и глинозема в шлаке.

Добавки Al_2O_3 можно производить добавлением глиноземсодержащих материалов (бокситовые агломераты) в состав шихтовых материалов или алюминий совместно с ферросилицием марки ФС 75.

Наиболее оптимальным вариантом для выплавки рафинированных сортов феррохрома является использование в виде восстановителя комплексного сплава – ферросиликоалюминия (ФСА), содержащего наряду с кремнием 50% также до 20% алюминия.

Литература

- 1 Карноухов В.Н., Воронов Ю.И., Зайко В.П., Жучков В.И. Технология низкоуглеродистого феррохрома - Екатеринбург: Уро РАН, 2001.- 482 с.
- 2 Лякишев Н.П., Гасик М.И. Металлургия хрома - М: ЭЛИЗ, 1999.- 454 с.
- 3 Гасик М.И., Лякишев Н.П. Теория и технология электрометаллургии ферросплавов: Учебник для вузов // СП Интермет Инжиниринг, 1999 г. – 764 с.
- 4 Рысс М.А. Производство ферросплавов // М.: Металлургия, 1985. - 344с.

Исин Д.К., Орынгожин Е.С., Орынгожина С.Е., Исин Б.Д.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА РАЗУПРОЧНЕНИЯ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ ПРИ ВОССТАНОВЛЕНИИ

Түйінді сөздер: термоөңдеу, фаза, микрожарықшақ, кеуектік, материал, тотығу, температура, концентрат, ауа.

Ключевые слова: термообработка, фаза, микротрещины, пористость, окисление, температура, концентрат, воздух.

Key words: heat treatment, phase, microcrack, porosity, material, oxidation, temperature, concentrate, air.

Теміррудалы шикізаттың сапасына қойылатын келесі негізгі талаптар болып саналады: жоғары механикалық беріктік, жақсы тотықсызданулық, темірдің жоғары мөлшері. Домна пешінде төмен қарай жылжу және тотықсыздану кезіндегі теміррудалы материалдардың қасиеттерін зерттеу бойынша, шекемтастар мен агломераттар зор деңгейде қирауға ұшырайды. Негізгілінген және негізгілінбеген шекемтастар мен агломераттарды салыстырғанда негізділінбеген шекемтастар жоғары беріктікке ие болғандары мәлімделген. Негізділінбеген шекемтастардың айтылып кеткен артықшықтарын ескере отырып, оларды домна балқытуда қолдану дұрыс болып саналады.

Основными требованиями, предъявляемыми к качеству железорудного сырья являются: высокая механическая прочность, хорошая восстановимость, высокое содержание железа. Проведенные исследования свойств железорудных материалов при их опускании и восстановлении в доменной печи показали, что окатыши и агломерат разрушаются в значительной степени. Сравнение свойств агломерата, офлюсованных и неофлюсованных окатышей показало, что последние обладают наибольшей прочностью при восстановлении. Перечисленные преимущества неофлюсованных окатышей по сравнению с офлюсованными позволяют сделать вывод о целесообразности их использования в доменной плавке.

The main requirements imposed to quality of iron ore raw materials are high mechanical durability, good recoverability, high content of iron. The conducted researches of iron ore materials properties at their lowering and retailing in a blast furnace showed that pellets and agglomerate collapse in considerable degree. Comparison of agglomerate properties, fluxed and non-fluxed pellets showed that the last ones possess the greatest durability at their restitution. The listed advantages of non-fluxed pellets in comparison with the fluxed ones allow to draw a conclusion about expediency of their use in domain melting.

Качество железорудного сырья является одним из важнейших резервов увеличения производительности доменных печей и снижения расхода кокса. Основными требованиями, предъявляемыми к качеству железорудного сырья являются: высокая механическая прочность, хорошая восстановимость, высокое содержание железа, а также его удовлетворительный гранулометрический состав [1].

В связи с увеличением доли окискованных материалов в шихте доменных печей наблюдается повышенный интерес к их прочности в процессе восстановления. Значительное разупрочнение окатышей и агломерата, в результате которого образуется рудная мелочь, ухудшает газодинамические условия плавки. Потерю прочности этих материалов можно объяснить их исходной структурой, различным характером и количеством связки, разным вещественным составом материалов, в частности, присутствием в них свободного $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$, условием получения и термообработки агломерата и окатышей.

Считается, что основной причиной разупрочнения окатышей и агломерата при восстановлении является увеличение объема образцов в процессе перестройки тригональной решетки гематита в кубическую решетку магнетита и образование в дальнейшем пористой вюститной фазы. Структура восстановленных окатышей и агломерата тем слабее, чем больше возрастает их объем.

Снижение прочности материалов при их восстановлении от гематита до магнетита объясняется не только перестройкой кристаллической решетки, но и различием в коэффициентах термического расширения гематита и магнетита.

Другими причинами разупрочнения железорудных материалов при восстановлении являются: отложение сажистого углерода, фазовые превращения и образование волокнистого железа в процессе восстановления вюstitа до металлического железа и неоднородная скорость восстановления окислов железа по различным кристаллографическим направлениям.

Исследования показали, что окатыши, изготовленные по различным технологическим режимам, значительно отличались по прочности. Было обнаружено также, что свою исходную прочность окатыши и агломерат теряют при определенной температуре (или в узком интервале температур). Эту температура называется температурой критической прочности.

Определенная в лабораторных условиях, температура критической прочности, является объективным показателем свойств и агломерата, позволяющим определить зону в доменной печи, в которой будет происходить основное разрушение этих материалов. Очевидно, что окатыши, обладающие более высокой температурой критической прочности, предпочтительнее. Результаты исследований показали, что железорудные материалы с температурой критической прочности 750° и даже 700°C вполне пригодны для доменной плавки.

При увеличении содержания водорода в газе – восстановителе до 15-20% разбухание окатышей почти полностью прекращалось. Отмечено, что при восстановлении окисью углерода трещин в образцах больше, чем при восстановлении водородом. Это объясняют тем, что при восстановлении водородом металлическая оболочка отдельного зерна в образцах не разрушается.

Значительное влияние на прочность железорудных материалов при восстановлении оказывают химико-минералогический состав и крупность шихтовых материалов, а также условия их получения. Наличие в агломерате крупных рудных частичек приводит к появлению напряжений и образованию микротрещин в кусках готового агломерата, которые реализуются в процессе восстановления и вызывают интенсивное разрушение агломерата.

С увеличением начальной прочности, увеличивается минимальная прочность частично восстановленного агломерата. Эта связь свидетельствует о том, что большинство факторов, воздействующих на начальную прочность, влияет и на минимальную прочность агломерата при восстановлении. С уменьшением содержания гематита и увеличением содержания магнетита, прочность агломерата возрастает.

Определенное влияние на прочность окатышей при восстановлении имеет содержание в них пустой породы. Так, с уменьшением содержания пустой породы в окатышах ниже определенного предела снижается их прочность. Проведены работы по установлению влияния добавки кремнезема на прочность окатышей при восстановлении. Прочность восстановленных окатышей без добавки кремнезема очень низкая, применение добавки 2% SiO_2 значительно повышает их прочность.

Окатыши при восстановлении обладают различной степенью разбухания. Различают два вида разбухания, это разбухание на стадии восстановления от гематита до магнетита (нормальное разбухание), причем степень увеличения объема окатышей в этом случае обычно не превышает значения 20-25%, и «сильное разбухание» с значительным увеличением объема на стадии восстановления вюститита в металлическое железо. Вышеизложенное свидетельствует, что разупрочнение железорудных материалов в процессе восстановления может произойти по целому ряду причин.

При восстановлении и опускании в печи окатыши и агломерат разрушаются в значительной степени [1, 2]. Однако при разрушении окатышей образуется заметно больше мелочи – 1 и – 5 мм, тогда как агломерат разрушается преимущественно на кусочки крупностью 5-10 мм. Наибольшей прочностью при восстановлении в печи обладают металлизированные окатыши, ситовый состав которых по высоте печи изменялся незначительно. При разрушении металлизированных окатышей, в основном, увеличивалась доля фракции -1 мм, что указывает на их истирание в печи. Количество крупных фракции в этих окатышах изменялось незначительно.

Выявлено изменение физических свойств окатышей в процессе восстановления в шахте доменной печи. Наиболее резко снижается прочность окатышей в середине шахты, где они разбухают на 15-25 %. На периферии печи степень разбухания окатышей заметно ниже, что объясняется их более высокой степенью восстановления (около 60% против 17-30% в других точках) и спеканием частиц металлического железа при более высокой температуре газа.

Окатыши из нижней части шахты, особенно с периферии печи, отличаются пониженной степенью разбухания и несколько более высокой прочностью вследствие значительного увеличения в них частичек металлического железа, спекающихся в сплошной каркас с завариванием микротрещин при температурах до 1100 – 1200 °С. Пористость крупных окатышей диаметром 15-20 мм в процессе восстановления изменяется в большей степени, чем у окатышей диаметром 10-15 мм, последние отличаются также меньшей степенью разбухания.

Максимальная степень разбухания окатышей соответствует степени их восстановления 25-30 %. В отличие от окисленных окатышей восстановление металлизированных окатышей в печи сопровождается заметным повышением

их прочности и усадкой на 2-17%, что объясняется наращиванием уже имеющегося металлического железа и протеканием процесса восстановления преимущественно от FeO до $\text{Fe}_{\text{мет}}$.

Минералогический анализ проб. Была изучена макро и микроструктура образцов окатышей, агломерата и металлизированных окатышей. Исходные окатыши крупностью 13-16 мм характеризовались нечетко выраженной двухзонной структурой: светлое периферийное кольцо и более темная сердцевина. Трещины и сколы на поверхности исходных аншлифов отсутствовали.

Независимо от места отбора проб по сечению печи, на всех образцах окатышей с верхнего горизонта шахты отмечено появление значительного количества трещин, в основном, кольцевого направления. На среднем горизонте шахты характер трещинообразования в окатышах не изменился, отмечается только расширение трещин. На окатышах, отобранных на периферии печи, отмечается появление блестящего светлого кольца шириной 0,2-0,5 мм, свидетельствующего о появлении металлического железа.

В окатышах из нижней части шахты наблюдается дальнейшее расширение трещин и увеличение числа радиальных трещин при одновременном расширении металлической зоны.

Микроструктура исходных окатышей в основном представлена гематитом, лишь в центре наблюдается разрозненные агрегаты магнетита. Силикатной связки немного, пустая порода в значительной мере не оплавлена. Довольно часто встречается скопление ферритов кальция.

Структура окатышей, отобранных на верхнем горизонте шахты, неоднородна. Пробы, относящиеся к периферийной и осевой точкам, почти полностью восстановлены до магнетита. Разрозненные участки гематита локализуется в центральной зоне. Количество ферритов кальция резко сократилось. Заметно возросло содержание силикатной связки. Образцы, взятые из гребня, как правило, не восстановлены и структура их практически не отличается от исходной. Разная степень восстановления окатышей, в зависимости от места отбора проб по радиусу печи, сохраняется и на других горизонтах.

Пробы окатышей из середины шахты, отобранные с периферии и из центра печи, с поверхности восстановлены до металлического железа. Толщина этого слоя составляет 1,0-1,5 мм. Содержание металлического железа убывает по мере удаления от поверхности окатыша, но одиночные глобулы его встречается вплоть до центра окатыша. Образцы, отобранные из района гребня (середина радиуса печи) имеют магнетитовую структуру, сцементированную значительным количеством силикатной связки. Образцы, отобранные из гребня внизу шахты характеризуются структурой аналогичной вышеописанной. Новым является только появление отдельных глобул металлического железа, равномерно наблюдаемых по всему сечению аншлифа.

Образцы окатышей из нижней части печи отличаются от проб середины шахты возросшей степенью металлизации. Окатышам, отобранным у периферии печи, присуще чередование относительно плотных скоплений металлического железа с небольшим количеством силикатной связки, с зонами повышенной пористости, характеризующихся мелкими выделениями металлического железа среди значительных скоплений силикатной связки.

Образцы исходного агломерата крупностью +25 мм представляли собой хорошо сформированные плотные образования, разделенные крупными сквозными порами. Микроструктура исходного агломерата характеризуется магнетитом, сцементированным большим количеством силикатной связи. Гематит наблюдается в виде полосчатых выделений по плоскостям отдельных зерен магнетита, главным образом, по периферии образца и возле крупных пор. Ферриты кальция встречаются в связке в форме дендритов, в отраженном свете серо-голубого цвета, со слабым эффектом анизотропии. Кроме того, в связке наблюдаются многочисленные дендриты магнетита. Пробы агломерата, отобранные из верхней части шахты по минералогическому составу, мало отличаются от исходных.

Структура всех образцов из середины шахты магнетито-вюститная. Во всех пробах наблюдаются выделения металлического железа. Агломерат, отобранный из периферии доменной печи в нижней части шахты представляет собой в основном конгломерат слившихся кусочков металлического железа, разделенных пористыми областями.

Для этих проб агломерата характерно наличие трех структурно-различных областей:

а) область, где мелкие выделения значительного количества силикатной связи равномерно расположены среди металлического железа;

б) область чистого металлического железа;

в) область крупных скоплений силикатной связи.

В пробах, взятых посередине радиуса печи, наблюдаются ферриты кальция в виде дендритных выделений в связке. Микроструктура периферийных слоев характеризуется наличием оплавленных зерен окислов железа (магнетит-вюстит) и силикатной связи. В центральных зонах количество окислов железа невелико и встречаются они в виде дендритных или глобулярных выделений в связке. Основной фазовой составляющей является металлическое железо. Местами сохранились кусочки непрореагировавшего коксика.

На доменных печах в качестве рудного компонента шихты используется агломерат различной основности. Изменение основности в каждом конкретном случае влечет за собой изменение физических характеристик агломерата. Нами было исследовано влияние основности агломерата на его прочность при восстановлении. Испытанию подвергали агломерат, спеченный в лабораторной чаше из концентрата. Расход топлива на агломерацию составлял 5%. Для офлюсования применяли известняк. Параллельно были проведены испытания агломерата в холодном состоянии. Пробы подвергались двукратному сбрасыванию с высоты 2 м, а также испытанию в барабане Рубина.

В таблице 1 представлены результаты испытания агломерата на установке типа Линдера. Эти испытания показали, что наименьшую прочность при восстановлении имел агломерат основностью 1,58, его остаточная крупность после испытания составила всего лишь 24,5%, а содержание мелочи – 5 мм было 62,1%. Наиболее прочным был агломерат основностью 0,7, содержание мелочи в нем составило 34,6%, а остаточная крупность 41,0%.

Таблица 1 - Результаты испытания агломератов в установке Линдера

Основность, CaO/SiO ₂	Содержание фракций, %					Средний размер гранул, мм	Оста- точная крупность, %	Степень восста- новления, %	Выход фракций -5мм, %
	-1 мм	1-3 мм	3-5 мм	5-8 мм	+8 мм				
Не офл. (0,46)	25,4	16,5	9,4	12,2	36,5	7,22	32,5	41,2	51,3
0,7	11,6	10,5	12,5	19,5	45,9	9,11	41,0	32,7	34,6
1,04	18,0	14,6	17,9	20,1	29,4	7,0	31,7	60,8	50,5
1,33	15,8	13,4	17,2	21,4	32,2	7,46	33,6	56,5	46,4
1,58	13,3	19,3	29,5	31,1	6,8	5,40	24,3	50,4	62,1
1,86	15,1	16,5	21,9	28,2	18,3	6,14	27,6	50,6	53,4
1,70	16,2	11,6	9,5	14,3	48,4	9,12	41,1	34,8	37,8

Значительное влияние на прочность агломерата оказывает расход топлива при спекании. При исследовании выявлено также аналогичное влияние изменения количества топлива в шихте на «горячую» прочность агломерата, полученного при спекании оленегорского концентрата холодным сжатым воздухом и под вакуумом из концентрата ССГОКа. Показатели прочности агломератов представлены в таблице 2.

Из таблицы 2 видно, что «горячая» прочность агломерата непрерывно возрастает с увеличением содержания топлива в шихте. При расходе топлива на спекание 7% выход мелочи (-5 мин) и степень разрушения агломерата уменьшились соответственно в 4,3 и 1,8 раза. Было выявлено, что одной из основных причин разрушения материалов в процессе восстановления является кристаллохимическое превращение гематита в магнетит.

В агломерате величиной, связанной с количеством гематита, является содержание закиси железа, которая характеризует степень его окисленности, то есть чем ниже % FeO в агломерате, тем выше степень его окисленности. Агломераты, спеченные с расходом топлива 6-7% отличаются высоким содержанием закиси железа - 30 ÷ 35%, а рудные минералы в них представлены главным образом магнетитом и вуститом, которые обладают большей прочностью в восстановительных условиях.

При восстановлении в шахте печи окатыши и агломерат разрушаются в значительной степени. Однако при разрушении окатышей образуется значительно большее количество мелочи -1 и -5 мм, тогда как агломерат разрушается преимущественно на куски крупностью 5-10 мм. Наибольшей прочностью при восстановлении обладали металлизированные окатыши, ситовый состав которых по высоте печи изменялся незначительно.

В процессе восстановления в шахте доменной печи окисленные окатыши значительно разбухают и снижают свою прочность на сжатие. Минимум прочности и максимум разбухания окисленных окатышей соответствует степени восстановления 30-50%, причем окатыши меньшего диаметра обладают лучшими свойствами.

Таблица 2 - Показатели прочности агломерата

Содержание коксика в шихте, % от веса сухой шихты	Гранулометрический состав агломерата, %					Прочность агломерата в холодном состоянии (-5 мм), %	Выход мелочи (-5мм после восстановления, %	Степень разрушения агломерата, %	Восстановимость, %
	0-1	1-3	3-5	5-8	+8				
4,0	20,4	25,4	27,0	18,6	8,6	11,1	72,8	77,2	62,3
4,0	20,1	26,2	26,3	20,1	7,2	11,4	72,6	77,7	63,4
5,0	16,4	20,0	22,1	22,7	18,7	11,6	58,5	70,2	56,4
5,0	17,2	20,3	25,3	22,5	14,7	11,9	62,8	72,4	58,6
6,0	9,2	7,4	6,2	14,4	62,8	6,0	22,8	46,4	48,8
6,0	8,0	4,9	3,7	6,7	76,7	5,8	16,6	40,0	37,2

С увеличением крупности исходного агломерата содержание мелких фракций в нем при испытаниях в установке Линдера и при восстановлении в доменной печи возрастает.

Значительное влияние на газодинамические условия доменной плавки оказывает прочность железорудных материалов при восстановлении.

Испытания прочности при восстановлении агломератов различной основности показали, что:

а) наиболее прочным был агломерат с основностью $\text{CaO/SiO}_2 = 0,7$ и наименее прочным с основностью 1,58;

с) в проведенных исследованиях не обнаружено связи между прочностью агломерата при восстановлении и в холодном состоянии.

Литература

1 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия: Учебник для вуз. - 6-е изд. перераб. и доп. - М.: ИКЦ «Академкнига», 2005. - 768 с.

2 Вегман Е.Ф., Жеребин Б.Н., Похвиснев А.Н., Юсфин Ю.С., Курунов И.Ф., Пареньков А.Е., Черноусов П.И. Металлургия чугуна: Учебник для вузов / Под редакцией Ю.С. Юсфина. 3-е изд., перераб. и доп. - М.: ИКЦ «Академкнига», 2004. - 774 с.

3 Вегман Е.Ф. Окускование руд и концентратов / Е.Ф. Вегман - М.: Металлургия, 1984. - 256 с.

Жалгасулы Н., Черний Г.М., Исмаилова А.А.

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НЕКОНДИЦИОННОГО УГЛЯ

Түйінді сөздер: брикеттер, қоңыр көмір, түтінсіз брикеттелген отын
Ключевые слова: брикеты, бурый уголь, бездымные топлива брикеты.

Keywords: bricks, brown coal, smokeless fuel briquettes.

Мақалада Қаражыра қоңыр көмірінің майдасын іске асыру сөз болады. Зертханалық сынақтардан кейін алынған мәліметтерге сүйеніп одан түтінсіз жанатын сомдамалар жасауға болатыны көрсетілген.

В статье рассмотрено возможность использование мелких классов угля месторождения Каражыра. Приведены результаты лабораторных исследований по получению бездымных брикетов.

The paper considers the possibility of the use of small fractions of coal deposits Karazhyra. The results of laboratory research on the production of smokeless briquettes.

В настоящее время существует значительное количество технологий, имеющих основание быть отнесенным к наукоемким, высоким технологиям, которые с большей эффективностью могут быть применены в угольной отрасли Республики Казахстан. Сейчас разрабатываются наукоемкие технологии практически для каждой стадии освоения угольного месторождения, особенно в части переработки отходов угледобычи.

Брикетиrowание угля обычно связано с понятием рационального использования природных ресурсов. Многие угли измельчаются при добыче, транспортировке, погрузке, разгрузке, хранении, обогащении и т.д. Выход товарной продукции, можно сказать, 50 на 50 %. Существует несколько путей их использования. Одним из перспективных путей является брикетирование некондиционной части угля, которое дает повышение КПД сжигания по сравнению с рядовыми углями на 25-30 %, обеспечивая при этом бездымность горения и снижение вредных выбросов.

В России освоена технология приготовления, транспортирования и сжигания водоугольного топлива (ВУТ) из штыба углей различных марок, разработаны спецкотлы по сжиганию ВУТ. Также освоено производство гранулированного коммунально-бытового топлива из мелких классов (менее 13 мм) углей, содержащих до 50 % минеральных компонентов с КПД сжигания в бытовых печах 67-72 % при степени выгорания органической массы угля 98-99 %. Высокая эффективность использования топлива достигается в результате предварительной высокоскоростной термоподготовки угля при которой происходит увеличение его удельной поверхности и объема пор в 8-10 раз по сравнению с исходным углем. Полученные гранулы (из углей Мосбасса, Кузбасса, Печорского и др. бассейнов, а также их смесей) с размером 20-25 мм имеют прочность на сбрасывание и истираемость 95-98 %, высокую газопроницаемость, что обеспечивает объемное горение их практически без

выделения дыма, сажи, копоти, а также пыли – при выгрузке зольного остатка из теплоагрегата, так как гранулы после сжигания сохраняют свою первоначальную шарообразную форму. Дымность гранул из углей с выходом летучих веществ 35-45 % была в 3-3,5 раза ниже, чем из рядовых углей аналогичного класса.

Проведены теплотехнические испытания в стандартных условиях (печь Коробанова), определены КПД и номинальная мощность печи в сравнении со сжиганием кускового угля. При хранении гранул в затаренном виде (крафт-мешки 20-25 кг), транспортировке их автотранспортом на расстояние до 110 км сохраняется первоначальная влажность и форма гранул [1].

Химико-технологическая характеристика углей для брикетирования должна состоять из данных петрографического микро-и макроанализов; физического, где определяются ситовой состав, удельный и насыпной вес, влагоемкость, водоустойчивость, атмосфероустойчивость и термоустойчивость.

Выход гуминовых кислот определяется после обесбитуминизации, что достигается путем обработки 1% - ным раствором щелочи (NaOH) на холоду, а затем повторной обработкой отфильтрованного осадка при нагреве на кипящей бане. Выход битума определяется путем экстрагирования угля спирто-бензольной смесью (1:1) в аппарате Сокслета.

Угольное месторождение Каражыра, открытое в 1967 г., с промышленными запасами до 1 млрд.т. до недавнего времени было известно лишь узкому кругу специалистов. Его разведка и разработка тормозились тем, что месторождение находилось на территории Семипалатинского испытательного ядерного полигона. С закрытием полигона интерес к месторождению возрос, что объясняется, прежде всего, дефицитом энергетических углей в восточных областях Республики Казахстан, разработка позволила бы полностью удовлетворить потребность Восточного Казахстана в местном топливе и отказаться от привозного, а также организовать поставку этого угля в другие регионы.

Ориентация тепловых электрических станций (ТЭС) Восточного Казахстана на Каражыринский уголь марки Д правомерна, в первую очередь, потому, что основной потребитель – Усть-Каменогорская ТЭЦ – рассчитана на сжигание кузнецкого каменного угля марки Д, свойства и качественные показатели которого близки к каражыринскому, а потребляемый годовой расход угля примерно равен 40% годовой добычи угольного разреза Каражыра. Другие ТЭС Восточного Казахстана также были запроектированы на угли Кузнецкого бассейна [1].

В связи с нарушением поставок кузнецких углей, с начала 90-х годов происходит замещение проектных топлив углями казахстанских месторождений (экибастузский, карагандинский, майкубенский шлам и промпродукт, и др.), отличных по свойствам и качеству от проектных, как правило, в сторону ухудшения [2].

Угли месторождения Каражыра относятся к классу БЗ марки Д являются гумусовыми малосернистыми с высоким содержанием летучих веществ до 44,0-55,0%. Высокое содержание летучих приводит к быстрому сгоранию топлива и вместе с уходящими газами уносят в атмосферу большое количество (до 10%) недожженных частиц (химический недожег), потеря тепла с уносом достигает 25-30%. Кроме того, при горении, происходящем при высоких температурах в пределах 1100-1300°C образуются высокотоксичные оксиды азота.

Теплота сгорания и элементный состав угля изменяются в незначительных пределах, что объясняется постоянством вещественного состава и близкой степенью метаморфизма. Средняя высшая теплота сгорания углей - 22,73 МДж/кг (7102 ккал/кг).

Угли месторождения Каражыра относятся к 1 классу радиационной опасности и могут быть использованы в качестве энергетического топлива для промышленных и бытовых нужд. Поскольку в Каражиринском угле средняя рабочая влажность угля составляет 14%, то при транспортировке и хранении наблюдается его разрушение с образованием мелких классов 8-0 мм, которые склонны к самовозгоранию. С целью использования в энергетическом комплексе мелких классов углей нами проведено исследование по возможности брикетирования этих углей.

Актуальность проведения исследований диктуется не только гранулометрическим составом угля, но и ограниченностью топочных установок и бытовых отопительно-варочных печей. Поэтому окускование мелких классов позволит решить существующие проблемы.

Основные критерий характеризующие потребительские качества брикетов: прочность, теплотворная способность и водоустойчивость.

Из опыта производства брикетов известно, что прочность брикетов (y) зависит от следующих факторов: давления прессования (x_1), длительности сжатия при прессовании (x_2), влажности ($x_{1,3}$), гранулометрического состава (x_4), типа связующего (x_5), процентного содержания связующего вещества (x_6), формы брикетов (x_7), величины брикетов (x_8), коэффициента уплотнения брикетов (x_9), температуры прессования брикетов (x_{10}), а также от способов охлаждения, осушения и упрочнения брикетов после прессования (x_{11}) т.е.

$$y=f(x_1, x_2, \dots, x_{11}) \rightarrow \max \quad (1)$$

С целью увеличения пластичности угля, повышения прочности брикетов, снижения усилия прессования их водо- и термоустойчивости, а также улучшения других технологических характеристик используют различные вещества, называемые связующими, которые формируют структуру брикета. Эффективность связующих добавок в большей степени зависит от свойств угля и определяется только экспериментальным путем. Единого научно-обоснованного подхода к выбору добавок и технологических режимов не существует.

В качестве связующих используются неорганические, органические и комбинированные композиции. Связующие вещества должны обладать специфическими свойствами:

- иметь высокую поверхностную активность, максимально смачивать твердую поверхность материала, обеспечивая прочную связь;
- быть устойчивыми к атмосферным осадкам, температуре, действию солнечных лучей, окислению и т.п.;
- не разрушать структуру субстрата в готовом брикете;
- иметь эластические и пластические свойства;
- обладать высокой прочностью, но не быть жестче склеиваемого материала (в противном случае внешняя нагрузка может привести к разрушению соединения из-за неравномерной концентрации напряжений);

- не допускать возникновения в отвердевшем связующем высоких внутренних напряжений, способных к разрушению клеевого соединения;
- иметь высокую скорость отвердения;
- не содержать токсичных летучих соединений;
- содержать достаточное количество спекающихся компонентов, обеспечивающих термическую стойкость брикетов при горении;
- обеспечивать полную теплоустойчивость брикетов при повышенных летних и низких зимних температурах;
- иметь высокую теплоту сгорания и малый выход летучих веществ;
- обладать низкой температурой воспламенения;
- быть недефицитными и дешевыми;
- отличаться стойкостью при хранении, хорошей транспортируемостью.

Большое значение для получения прочных брикетов имеет наличие в макромолекуле связующих соединений неопредельного характера, которые играют роль активных центров внутренней взаимосвязи отдельных химических компонентов.

Наиболее распространенными связующими органического происхождения являются высокомолекулярные соединения, полученные при химической переработке нефти, угля и сланцев. Достаточно широко в качестве связующего используются соединения неорганического происхождения (известь, жидкое стекло, цементы, глины, гипс). Известно также использование отходов переработки сельскохозяйственной продукции. Угольная поверхность, имеющая отрицательно заряженные участки при контакте с положительными ионами, интенсивно притягивает к себе клеевую пленку связующих за счет межмолекулярных сил.

Принимая во внимание все вышесказанное, нами проведено исследование по возможности окускования угольной мелочи класса 8-0 мм. С этой целью в лабораторию была доставлена представительная проба угля месторождения Каражыра и проведен технический анализ, результаты которого приведены в таблице 1.

Таблица 1 –Технический анализ проб угля

Классы крупности угля	A^d	W_l^r	V^{daf}	Q_l^r
1	2	3	4	5
4,0-8,0	30,7	9,3	50,3	4312
2,0-0,4	34,2	10,5	46,8	4001
1,25-2,0	36,3	10,1	58,6	3896
0-1,25	37,2	9,1	47,5	3911
0-8,0	33,4	12,1	46,5	3942
-	-	-	-	-
0-8,0	30,5	-	51,4	4230

Примечания: A^d – зольность средняя, W^r - содержание влаги средняя, V^{daf} – выход летучих веществ, Q^r – низшая теплота сгорания

С углем этого состава были проведены исследования с использованием связующих, результаты которых приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Зависимость калорийности, прочности брикетов от природы связующего и его количества.

Тип связующего	Содержание в %	Прочность на сжатие	Калорийность ккал/кг
Битум	9	15,93	4171
Глина бентонитовая	6 8 4	5,58 5,8 5,4	3653
Известь	4	5,3	3845
Глина «Суздальская»	5	5,67	3770
Глина «Суздальская»	4 3	5,4 5,0	3680 3650
Цемент жидкое стекло	4 3	4,9 2,2	3725 3879

Как следует из приведенных данных наибольшей прочностью и калорийностью обладает брикеты, полученные из шихты, содержащей битум. Удовлетворительные характеристики получены и для брикетов, изготовленных из шихты, содержащей глину Суздальского месторождения, которое находится в этом же регионе. Принимая во внимание, что доставка глины этого месторождения не представляет особых трудностей и, кроме того, при подготовке шихты глина повышает ее пластичность, то для производства можно рекомендовать использовать местную глину месторождения «Суздальское» в качестве 3-5% добавки.

Анализ экспериментальных данных показывает, что калорийность брикетов с использованием глины незначительно меньше, чем в присутствии битума. Однако в процессе термообработки (сжигания) было отмечено, что при нагревании брикеты в присутствии глины сгорают без дыма. По всей вероятности глина, смешиваясь с углем создает на зернах угля оболочку, внутри которых угольный полимер разлагается на простейшие газообразные соединения, которые не образуют дыма.

Следовательно, разработанный состав может быть рекомендован для получения бездымных брикетов. При этом было отмечено, что в присутствии глины температура горения снижается до 800-900°C, что исключает возможность образования высокотоксичных оксидов азота.

Литература

1 Кричко А.А., Малолетнев А.С., Савченко В.Е., Петров Г.И. Эффективное бытовое топливо из мелких классов углей //Наукоемкие технологии угледобычи и углепереработки: сб.мат.науч.конф.- Кемерово, 1998.- С.12-13.

3 Аммосов И.И. Промышленно-генетическая классификация углей. М.: Недра, 1978. – 260 с.

- 4 Елишевич А.Т. Брикетирование полезных ископаемых. Киев – Одесса: Лыбидь, 1990.- 296 с.
- 5 Лурье Л.А., Бойцова Г.Ф., Равич Б.М. Исследования по брикетированию бурых углей. М.: Недра, 1970.- 240 с.
- 6 Пахалок И.Ф., Болдырев В.Р. Брикетирование углей. М.: Углетехиздат, 1957.- 179 с.
- 7 Джаманбаев А.С., Текенов Ж.Т. Брикетирование углей Киргизии. Бишкек: Илим, 1991. – 121 с.
- 8 Руденко К.Г. Основы обогащения и брикетирования углей. М.: Углетехиздат, 1958 г.- 304 с.
- 9 ГОСТ 21289-75. ГОСТ 21291-75. Брикеты угольные. Методы физических испытаний. М. : Изд-во Стандартов, 1986.-9 с.

**МЕТОДИКА ОЦЕНКИ ОТКЛИКА НА ВНЕШНЕЕ ВОЗДЕЙСТВИЕ
ДЛЯ ФЛЮИДОСОДЕРЖАЩИХ СИСТЕМ**

Түінді сөздер: флюид, әсер, лебіз, спектрлік құрам, реакция, жиілік.

Ключевые слова: флюид, воздействие, отклик, спектрограмма, реакция, частота.

Keywords: fluid; impact; response; spectrogram; reaction; frequency.

Тәжірибелік жұмыстың спектрлік құрамының серпіні Пухаричтің жиілігі бойынша дистилляттық суда ғана өлшенді. Ал спектрограммалар біз ұсынып отырған әдістемелерімізбен өңделді.

Выполнены эксперименты по измерению спектрального состава откликов на импульсное воздействие на частоте Пухарича для дистиллированной воды. Полученные спектрограммы обработаны по созданной нами методике.

Experiments were performed to measure the spectral composition of responses. Measurement of performance for the pulsed effect on the frequency of Puharich, for distilled water. The spectrograms are processed by the method we created.

В условиях резких климатических изменений, возрастающего техногенного влияния на окружающую среду (ОС), возникает необходимость изучения отклика компонентов поверхностного слоя Земли на внешние воздействия. Поскольку поверхностный слой в большинстве случаев содержит жидкие компоненты, то оценка состояния флюидосодержащей системы позволит прогнозировать ее поведение в изменяющихся внешних условиях. Для этого необходимо знание ее реакции на разных уровнях рассмотрения:

- молекулярном;
- структурном;
- геологическом (геометрическом);

При оценке влияния внешних воздействий, как показали предварительные исследования [1], большое значение имеет геометрия флюидосодержащей породы, обуславливающая различные формы самофокусировки [2] при отклике на внешние переменные воздействия.

Для комплексного решения задачи прогнозирования отклика в лабораторных условиях разработана новая методика, позволяющая проводить моделирование процессов воздействия с помощью электромагнитных сигналов различной частоты и длительности, а отклик оценивать по величине и спектральному составу ответных сигналов, снимаемых с поперечных электродов, расположенных на расстояниях, соответствующих $1/4$ и $3/4$ общей длины L изучаемого образца. Эти расстояния соответствуют узлам и пучностям стоячей волны, возникающей в замкнутом объеме.

Функциональная схема и методическое ее обеспечение приведены на рисунке 1:

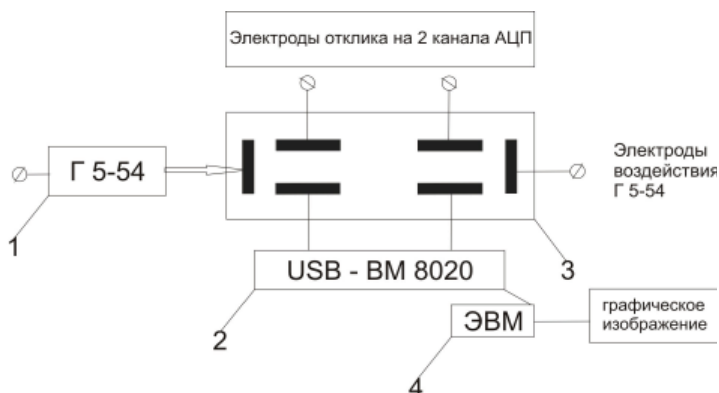


Рисунок 1 - Функциональная схема оценки спектрального состава отклика на переменные воздействия

1 Импульсный генератор Г5-54.

2 USB-осциллограф BM 8020, который используется в качестве двух-канального вольтметра для замера напряжений в диапазоне 0,1 – 20 В для частот до 50 кГц.

3 Кварцевая цилиндрическая кювета Ø 40 × 140 мм.

4 ПЭВМ – Персональная электронно-вычислительная машина

На рисунке 1 видно, что в качестве воздействия используется импульсный электромагнитный сигнал от генератора Г5-54, который преобразуется во флюидосодержащей среде измерительной кюветы и записывается одновременно на два канала автоматического цифрового преобразователя (АЦП) USB - BM 8020.

В связи с тем, что для каждой флюидосодержащей среды скорость прохождения переменных колебаний будет различна, для оценки спектрального состава отклика используется скорость распространения звука в воде, так как она является основной для подобных систем. Так, для молекулярного уровня рассмотрения автором [3] было установлено, что частота разложения воды на водород и кислород равна 42,8 кГц, это означает, что амплитудные значения отклика на этой частоте позволяют оценить степень ее активности после предварительной отработки.

Аналогичным образом можно оценить возникающие структурные изменения. Например, если в воде появляются кластеры размером около 1000 Å (10^{-7} м), то частотой V отклика будет отношение скорости звука V ($V=1500$ м/с) к размеру этой неоднородности λ , т.е. $\nu = \frac{V}{\lambda} = 1,5 \times 10^{10}$ Гц - этот СВЧ диапазон в нашем случае оценить не представляется возможным, так как измерительная шкала АЦП ограничена 50 кГц, поэтому оценку

отклика проводили на геометрическом (в натуральных условиях – геологическом) уровня рассмотрения.

Для этого уровня характерно возникновение реакции замкнутых объемов, т.е. появление стоячих волн в особых точках объема и, соответственно, явления самофокусировки. Для цилиндрической измерительной кюветы размером $\varnothing 40 \times 140$ мм были определены параметры стоячей волны:

- продольной волны кюветы – 10,7 кГц;
- четверть волновой пучности ($1/4 L$) – 42,8 кГц;
- для $3/4 L$ – 8,03 кГц;
- для поперечных волн кюветы – 37,5 кГц;

На рисунке 2 приведен пример записи, спектрального состава отклика на воздействие импульсного генератора на частоте Пухарича (42,8 кГц) для дистиллированной воды. На спектрограмме присутствуют все расчетные частоты, амплитудные (мощность сигнала) значения которых максимальны в низкочастотной области, что свидетельствует о том, что в этом конкретном случае наибольший отклик обеспечивается геометрическими особенностями измерительной кюветы. При этом на спектрограмме отчетливо видно, что мощность сигналов на двух электрически одинаковых каналах отличается более чем в 2 раза, что подтверждает факт появления стоячих волн в четверть волновых участках кюветы. Однако на спектрограмме существует ряд откликов, амплитуда которых с обеих каналов практически равна. Этот признак может свидетельствовать о том, что они относятся не к водной среде, а отражают свойства ограничивающей ее поверхности.

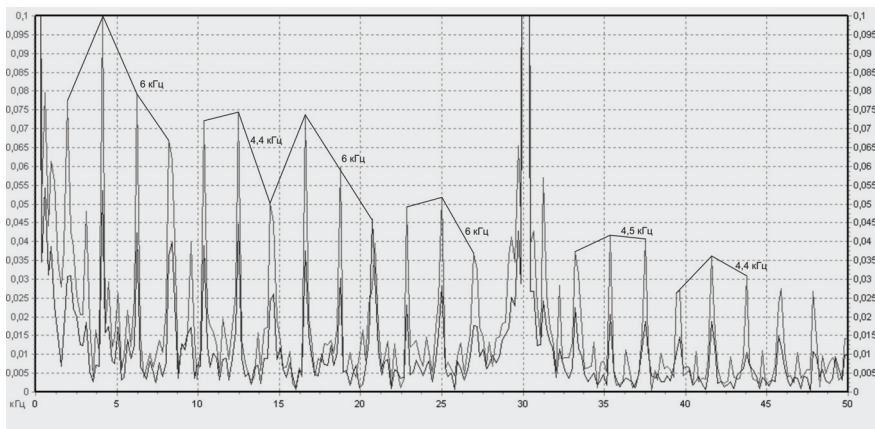


Рисунок 2 - Спектрограмма отклика для дистиллированной воды, полученная на частоте химического разложения воды (42,8 кГц).

В данном случае измерительная кювета приготовлена из кварцевого стекла, а измерительные и воздействующие электроды – из вольфрама. Например, на частоте 21 кГц оба канала показывают практически одинаковый отклик – это свидетельство влияния одной и той же причины, которая в нашем случае отражает

свойства кварцевой юветы, что дает на спектрограмме ряд гармонических составляющих, отстоящих друг от друга на величину $\Delta_1 = 4,2$ кГц и $\Delta_2 = 1,83$ кГц.

Этот признак может указывать на появление структур, масштаб которых укладывается в целочисленный ряд соотношений для появления параметрического резонанса.

Разница в амплитудных значениях отклика на первом и втором каналах спектрометра указывает на подавление или активацию элементов структуры в особых точках основной стоячей волны. Количественные соотношения в многостадийном процессе фазового перехода хорошо укладываются в соотношение А.П. Смирнова [5]:

$$\ln \frac{\eta}{1-\eta} - \ln \frac{\eta_1}{1-\eta_1} = \varepsilon_i \left(\frac{D-D_i}{D_i} \right)^n \quad (1)$$

Это соотношение устанавливает связь энергии, необходимой для перехода в другое состояние многостадийной системы при изменении доли частиц в возбужденном состоянии от η_i до η (левая часть уравнения). Правая часть уравнения равновесия характеризует энергию изменения меры воздействия на систему от D_i до D (в качестве D могут выступать температура, магнитное поле, давление, частота, плотность, скорость и другие параметры, меняющиеся под действием внешних сил).

Анализ системных связей в твердом веществе, выполненный для четырех уровней рассмотрения, показал, что величина ε_i может быть равна 1, 10, 100, 1000.

Таким образом, это уравнение может характеризовать несколько видов равновесия, в которых количественные соотношения между возбужденными и невозбужденными элементами структуры уравниваются путем изменения физических свойств вещества.

Если это соотношение имеет силу закона, тогда уже в существующих видах равновесия – межфазового и внутрифазового – должны выполняться эти соотношения. Приравнявая к нулю левую часть уравнения, получаем для уравновешенной системы соотношение

$$\varepsilon_i = [(D - D_i)/D_i]^n = c_i p_i \dots \text{ и др.} \quad (2)$$

Экспериментально наблюдаемые значения степени n равны 1, 1/2 и 3/2.

На спектрограмме отклика дистиллированной воды различные формы отклика на внешнее воздействие (42,8 кГц), как по частоте, так и по амплитуде. Частотный спектр отклика дает информацию о причине его появления, а амплитудные значения дают представления о количестве мощности структурных составляющих, активированных прохождением воздействующего импульса. Как уже отмечалось, спектрограмма имеет вид экспоненциально уменьшающихся по амплитуде периодических откликов («гребёнка»). Однако эта экспонента имеет сложное строение, обусловленное протеканием фазовых переходов. На спектрограмме можно выделить несколько разных диапазонов, имеющих форму триплетов – т.е. около отклика с максимальной амплитудой присутствуют меньшие по величине, но расположенные симметрично по отношению к нему два неравнозначных отклика с периодичностью 1,8 кГц. Сами триплеты имеют протяженность 4,4 – 4,5, 6 кГц. Этот экспериментальный факт означает, что процессы отклика развиваются в многоста-

дийном режиме и к ним применима закономерность (2). Если рассматривать такое распределение откликов с учетом значений n (1, $1/2$, $3/2$), то при $n = 1$ должны преобладать линейные соотношения, характеризующие отклик путем преобразования внешнего сигнала в процессы диффузии, поляризации, преломления, проводимости и т.п., основой которых является прямая пропорциональность между причиной и следствием.

Степенные соотношения ($n = 1/2$) определяются в современной науке корнями квадратными из плотностей, модулей упругости и пластичности для твердых материалов, вязкости, и поверхностного натяжения для жидкостей.

Объемные соотношения ($n = 3/2$) могут проявлять себя в откликах при наличии поверхностно-активных веществ (центров), при явлениях самофокусировки в ходе внешнего воздействия и т.п. В таблице приведены экспериментальные и расчетные данные по частотам отклика для дистиллированной воды.

Таблица - Частотные соответствия для многостадийных переходов отклики дистиллированной воды на частоте воздействия 42,8 кГц.

Вид отклика	Расчетные, кГц	Экспериментальные, кГц
$n = 1$ линейные	4,39	4,4; 4,5
	3,28	-
	0,14	0,1
$n = 1/2$ степенные	2,08	1,83
	1,8	1,8
	0,37	-
$n = 3/2$ объемные	9,19	-
	5,94	6
	0,052	0,05 – 0,1

Анализ экспериментального материала, полученного для флюидосодержащих композиций разного состава и структуры, показал хорошую сходимость результатов эксперимента с теоретическими положениями разработанной методики оценки отклика на внешних воздействия для флюидосодержащих систем.

Литература

- 1 Боленов Е.М. О замерах электросопротивления в воде с нефтью / Труды ИГД им. Д.А. Кунаева «Научно-техническое обеспечение горного производства», т. 81, 2011 г., С.212-217.
- 2 Болотов Б.В. и др. Явление самофокусировки, открытия № 32 – от 9848 от 16.01.1978 г.
- 3 Andria Henry Pucharich, Patent USA № 9.394.230 от 19.07.1983 г.
- 4 Метакса Г.П., Молдабаева Г.Ж., Вихрачев Е.П. Изменчивость электрического сопротивления воды в особых точках стоячей волны. // Журнал «Комплексное использование минерального сырья», - 2005, № 5, с. 8-12.
- 5 Смирнов А.П. Общие закономерности развития фазовых переходов/ Рига, 1978 г., с.3-28.

АКАДЕМИК РАН К. Н. ТРУБЕЦКОЙ



3 июля 2013 г. исполнилось 80 лет выдающемуся ученому в области горных наук, академику Российской академии наук **ТРУБЕЦКОМУ Клименту Николаевичу**.

После окончания в 1953 г. Норильского горно-металлургического техникума работал на приисках Чукотки горным мастером и начальником промывочных приборов.

С 1955 г. – старший техник и начальник гидро-исследовательского отряда института «Сибцветметпроект». Окончив в 1961 г. с отличием Московский институт цветных металлов и золота им. М.И. Калинина начал научно-исследовательскую деятельность младшим научным сотрудником в Институте горного дела АН СССР, где защитил в 1965 году кандидатскую диссертацию. В 1967 г. был переведен на работу в

Институт физики Земли им. О. Ю. Шмидта АН СССР на должность старшего научного сотрудника.

Свои потенциальные возможности К.Н. Трубецкой в полной мере раскрыл в ИПКОН АН СССР – головном институте в области теории и практики комплексного освоения и сохранения недр, куда был приглашен в 1977 г. в качестве старшего научного сотрудника. В 1981 г. был избран заведующим лабораторией теории открытой разработки месторождений при комплексном освоении недр, а с 1987 г. по 2003 г. возглавлял этот институт. В данное время работает главным научным сотрудником в качестве руководителя тем и проектов по ФЦП и программам Президиума РАН, а также куратора программы фундаментальных исследований Отделения наук о Земле РАН.

Следует выделить, прежде всего, пять крупных направлений, в становление, организацию и развитие которых К.Н. Трубецкой внес огромный вклад: комплексное освоение и сохранение недр Земли (стратегическое направление в горных науках); создание научных основ и методов проектирования параметров горных предприятий, новых видов оборудования и технологий его применения; методы управления геомеханическими и технологическими процессами при освоении недр; состояние, перспективы и методология развития горных наук, их место в системе наук о Земле; историко-публицистическая деятельность.

В период 1996-2003 гг. К.Н. Трубецкой был избран членом Президиума Российской академии наук, который является до сих пор основным местом его работы в качестве советника РАН.

В 1983-1987 гг. по совместительству работал профессором Московского горного института, в 2003-2011 гг. – заведующим кафедрой Российского государственного геологоразведочного университета.

60-летняя научная, инженерная, педагогическая и научно-организационная деятельность, ее результаты, удачное сочетание дара талантливого уче-

ного и прекрасного организатора науки снискали Клименту Николаевичу непререкаемый авторитет выдающегося ученого, организатора науки и международное признание как современного лидера отечественных и мировых горных наук. Он избран иностранным членом Югославской инженерной академии, Академии инженерных наук Сербии, постоянно действующего Международного организационного комитета Всемирного горного конгресса, почетным научным сотрудником Института горного дела им. Д.А. Кунаева Республики Казахстан. Принимая во внимание выдающийся международный научный вклад в мировую науку, Солфордский университет (Великобритания) предоставляет профессору Клименту Трубецкому должность приглашенного профессора. К. Н. Трубецкой всегда на передовых рубежах борьбы за прогресс, за все новое и перспективное.

В составе выдающихся специалистов мира К.Н. Трубецкой участвовал в составлении «Энциклопедии систем жизнеобеспечения», изданной в 2002 г. в г. Оксфорд (Великобритания), в которой им лично написан раздел «Технология исследования и управление природными ресурсами».

К. Н. Трубецкой является автором 845 публикаций, включая 57 монографий, 7 учебников и 95 патентов на изобретения. Многие его труды изданы в Австралии, Бельгии, Болгарии, Великобритании, Германии, Индии, Испании, Китае, Польше, США, Чехии, Словакии, Японии и других стран.

На протяжении почти 30-ти лет К.Н. Трубецкой принимает самое активное участие в качестве научного консультанта, члена научно-редакционных советов и автора многочисленных статей фундаментальных энциклопедических изданий «Горная энциклопедия», «Большая Российская энциклопедия» и др. В выпущенных в свет томе «Россия» и алфавитных томах общенационального проекта многотомной научной «Большой Российской энциклопедии» К. Н. Трубецким опубликовано около 30 статей, в том числе таких крупных как «Горное дело», «Горные науки» и др.

Его достижения в области науки, техники и образования отмечены Государственной премией СССР (1990 г.), Государственной премией РФ (1998 г.), Премией Президента РФ (2000 г.), тремя Премиями Правительства РФ (1999, 2002 и 2008 гг.). К. Н. Трубецкой - лауреат 2-х премий и золотой медали им. Н. В. Мельникова АН СССР и РАН. Федерация космонавтики страны наградила его медалью им. К. Э. Циолковского за горно-геологические исследования с использованием космических материалов.

Международная деятельность К. Н. Трубецкого отмечена высшей наградой Всемирного горного конгресса – медалью Б. Крупинского.

В поздравительной телеграмме Президенту РФ от 03 июля 2003 года в связи с 70-летием К.Н. Трубецкого сказано «...В России и далеко за ее пределами Вас знают как выдающегося ученого, талантливого руководителя, автора ряда уникальных исследований в области освоения недр Земли и горной экологии...».

Свою высшую государственную награду – орден «За заслуги перед Отечеством» III степени - К. Н. Трубецкой получил в Кремле 21 февраля 2008 г. из рук Президента Российской Федерации В. В. Путина «За выдающийся вклад в развитие отечественной науки в области освоения недр и многолетнюю плодотворную работу...».

К.Н. Трубецкой награжден орденами «За заслуги перед Отечеством» IV степени, Дружбы народов, многими медалями. К.Н.Трубецкой является кавалером всех трех степеней почетного знака «Шахтерская слава» и трех степеней знака «Горняцкая слава».

Климент Николаевич ведет большую научно-организационную и общественную работу, являясь более 20 лет председателем Научного совета РАН по проблемам горных наук, председателем Экспертного совета ВАК России, вице-президентом Академии горных наук, руководителем ведущей научной школы в области комплексного освоения и сохранения недр Земли, имеющей многолетнюю государственную поддержку, членом многих научных (советов и комиссий РАН по энергетике, работе с молодежью, наукам о Земле и др.) и общественных объединений. Он регулярно выступает с основополагающими содержательными докладами на международных и отечественных научно-технических форумах: конгрессах, симпозиумах и конференциях. Его творческая активность и авторитет способствует дальнейшей интеграции отечественного и международного научного потенциала для решения современных проблем использования ресурсов национальных минерально-сырьевых комплексов.

К. Н. Трубецкой подготовил 35 докторов и кандидатов наук для России, Армении, Казахстана и Украины; среди его учеников – члены РАН, АГН, РАЕН.

Коллектив Института горного дела им. Д. А. Кунаева сердечно поздравляя Климента Николаевича Трубецкого с 80-летием, выражает слова признательности и благодарности за плодотворное творческое сотрудничество и большую поддержку, желает отличного здоровья, благополучия, долгих лет жизни, успехов и счастья!

ЖАМАЛ МУСАГАЛИЕВНА КАНЛЫБАЕВА



25 июня 2013 г. исполнилось 90 лет со дня рождения Ж. М. Канлыбаевой, видного ученого-горняка, доктора технических наук, профессора, члена-корреспондента Академии наук Казахской ССР, внесшего значительный вклад в развитие горной науки в исследование процессов сдвижения горных пород при подземной добыче твердых полезных ископаемых. Жамал Мусагалиевна Канлыбаева родилась 25 июня 1923 г. в г. Семипалатинске. В 1946 г., окончив Казахский горно-металлургический институт, была направлена на работу в Институт горного дела Академии наук Казахской ССР, где работала в секторе «Маркшейдерии и геодезии».

В июле 1947 г. в соответствии с решением Президиума АН КазССР, Ж.М. Канлыбаева переводится в Институт геологических наук АН КазССР в сектор горной геометрии, где с 1949 г. ведет самостоятельную научную работу на шахтах Промышленного участка Карагандинского бассейна, связанную с исследованием сдвижения земной поверхности под влиянием подземных работ, с целью разработки методов расчета параметров деформированной поверхности и планирования мероприятий, направленных на расширение области применения охраны поверхности без оставления целиков при отработке угольных пластов.

На основе обобщения натурных наблюдений за сдвижением горных пород на шахтах Карагандинского бассейна ею были разработаны и предложены производству новые формулы расчета деформации поверхности под влиянием подземных горных работ.

По результатам выполненных исследований Канлыбаевой Ж.М. в 1952 г. была успешно защищена кандидатская диссертация на тему: «Расчет сдвижения поверхности под влиянием подземных разработок в Карагандинском бассейне».

В 1954 г. она переводится из Института геологических наук АН КазССР в Институт горного дела на должность заведующей отделом маркшейдерии, которым руководила до 1974 г. В этот период под ее руководством и непосредственном участии разрабатывается и широко применяется новый, основанный на использовании радиоактивных изотопов, метод наблюдения за сдвижением горных пород при отработке пологопадающих угольных пластов. Этот метод позволил выявить основные закономерности процесса деформирования и сдвижения горных пород в массиве при различных горно-геологических условиях залегания полезного ископаемого, установить характер деформации и процессов сводообразования, создать уточненную модель деформирования всей покрывающей толщи и решить ряд задач, связанных с разработкой пластов Карагандинского бассейна и охраной наземных сооружений.

Обобщив результаты многолетних исследований, Канлыбаева Ж.М. подготовила и в 1965 г. успешно защитила докторскую диссертацию на тему «Закономерности и методика изучения процесса сдвижения горных пород в массиве и некоторые вопросы подземных разработок (на примере Карагандинского бассейна)» и становится первой женщиной-казашкой, удостоенной ученой степени доктора технических наук.

Новый метод изучения физики процессов, происходящих в нарушенном горном массиве с помощью радиоактивных изотопов, вызвал широкий интерес научной общественности, как в Советском Союзе, так и за рубежом. Материалы о новом методе были переданы в Чехословакия в Горно-геологический институт, Польшу в Горно-металлургическую Академию, Румынию, Францию, а также в Институт ВНИМИ (г. Ленинград) и Институт горного дела им. А.А. Скорчинского (г. Москва) и др.

В 60-е годы под руководством и непосредственным участии профессора Канлыбаевой Ж.М. лаборатория приступила к освоению новых методов исследования напряженного состояния пород, нарушенных горными работами. Осваивается и широко используется новый звукометрический метод исследования напряженного состояния массива, позволяющий осуществлять дистанционную регистрацию характера изменения напряженного состояния вблизи очистных и подготовительных выработок, что позволило подвести объективную основу для прогноза таких грозных явлений как горные удары. Используется импульсная ультразвуковая техника, позволяющая с высокой точностью изучать упругие свойства горных пород в натурных и лабораторных условиях. Осваивается и используется для массового определения прогнозных характеристик горных пород упрощенный метод соосных пуансонов, а также метод моделирования с помощью эквивалентных материалов, позволяющий воспроизводить все технологические процессы разработки угольного пласта и получать приближенную картину деформирования толщи пород при определенных горно-геологических условиях.

Целеустремленность, настойчивость и деловитость позволили Канлыбаевой Ж.М. создать хорошо оснащенную современным оборудованием лабораторную базу для проведения комплексного изучения процессов сдвижения массива, нарушенного горными работами.

Выполненные под ее руководством и непосредственным участии исследования в области деформирования массива пород под влиянием разработки угольных пластов различными методами были использованы при строительстве надшахтных сооружений и Нового города (г. Караганда), при обосновании основных параметров систем разработки и мест заложения полевых штретков, прогнозирования и характера сдвижения горных пород в малоизученных районах Карагандинского бассейна, а также при установлении нормативов потерь угля.

Большой заслугой Канлыбаевой Ж.М. является ее активная деятельность по пропаганде достижений казахстанских ученых в Союзе и за рубежом. Она участвовала в Международных горных конгрессах, конференциях и симпозиумах по механике горных пород в Польше, Америке, Венгрии, Японии, Германской Демократической Республике, где достойно представляла казахстанскую горную науку, выступая с лекциями и докладами о новом методе исследования в области сдвижения горных пород и охраны поверхностных сооружений.

Результаты ее исследований получили высокую оценку крупных ученых Союза: Келдыша М.В., Авершина С.Г., Резниченко Ю.В. и др. За лучший доклад на 18 конференции в ГДР в г. Фрайбурге в 1967 г. в День Горняков Жамал Мусагалиевне было присвоено звание «Почетного горняка города Фрайбурга».

Наряду с научной работой Канлыбаева Ж.М. вела активную общественно-политическую деятельность, являясь заместителем председателя Президиума Республиканского общества по распространению политических и научных знаний, председателем бюро Казахского отделения Общества Советско-Корейской дружбы, членом Президиума Комитета Советских женщин. Жамал Мусагалиевна принимала участие в освещении жизни, деятельности и достижений женщин Казахстана на семинаре Организации Объединенных Наций и на ряде юбилейных пленумов Комитета Советских женщин. Избиралась депутатом Верховного Совета КазССР, а также была членом Центральной избирательной комиссии по выборам в Верховный Совет СССР.

Заслуги Ж. М. Канлыбаевой высоко оценены научной общественностью и правительствами Союза и Казахстана. В 1968 г. Жамал Мусагалиевна утверждена в ученом звании профессора, а в 1970 г. избирается членом-корреспондентом АН КазССР. Она награждена орденом «Знак Почета», Юбилейной медалью «За доблестный труд. В ознаменование 100-летия со дня рождения В. И. Ленина», знаками «Шахтерская Слава» I и II степени, Почетной грамотой Верховного Совета КазССР. За большой вклад в дело популяризации науки и распространения знаний среди населения Канлыбаева Ж. М. занесена в Книгу Почета Всесоюзного общества «Знание» и награждена Благодарственными грамотами Президиума Всесоюзного общества «Знание» и Комитета Советских женщин.

Жамал Мусагалиевна Канлыбаева прожила короткую, но яркую и насыщенную событиями жизнь, оставила глубокий след в науке и общественной жизни Казахстана и Союза. Ее имя включено в издание «Қазақ Совет энциклопедиясы», 1975, т. 6. стр. 457-458.

За значительный вклад в горную науку Казахстана и развитие Института решением Ученого совета Института от 05.03.2002 г. Ж. М. Канлыбаевой в 2002 г. присвоено звание «Почетный научный сотрудник Института горного дела им. Д.А. Кунаева».

В 2004 г. директором Института принято решение об учреждении научных стипендий: имени члена-корреспондента АН КазССР, доктора технических наук, профессора Ж. М. Канлыбаевой для молодых ученых Института и имени академика АН КазССР, доктора технических наук, профессора О. А. Байкунурова для студентов-отличников Горного Института КазНТУ им К.И. Сатпаева.

Ежегодная стипендия им. Ж. М. Канлыбаевой присуждается на конкурсной основе.

В 2004 г. первым обладателем данной стипендии стал к.т.н. Орынгожин Е.С. за разработку новой технологии скважинной гидродобычи россыпных месторождений.

В последующие годы стипендия им. Ж. М. Канлыбаевой была назначена по результатам конкурса: к.т.н. Молдабаевой Г. Ж. (2005); младшему научному сотруднику Панферову М.В. (2006); аспиранту Азимхану К.А. (2007); аспиранту Аймакову А.Е. (2009); к.т.н. Адихановой Ж. А. (2010).

Учитывая несомненный вклад Жамал Мусагалиевны в становление и развитие лаборатории «Сдвигения пород и охраны горных выработок» и принимая во внимание ее заслуги в решении сложных задач горного производства, связанных со сдвижением горных пород при разработке месторождений полезных ископаемых, постановлением Ученого совета от 21.12.2005 г. в данной лаборатории оборудована рабочая комната имени Жамал Мусагалиевны Канлыбаевой. Активное участие в оборудовании и оформлении приняли: заведующая лабораторией к.т.н. Абдугалиева Гульжан Юсупхановна (ныне доктор технических наук), директор Горного института КазНТУ им. К. И. Сатпаева д.т.н., проф. Юсупов Халидилла Абенович и сын Жамал Мусагалиевны Абулгазин Рустем Казимович.

25 июня 2013 г. проведено расширенное заседание Ученого совета, посвященное 90-летию со дня рождения Ж.М. Канлыбаевой, на котором был сделан доклад заместителем директора по научной работе д.т.н. Л.С. Шамгановой, показано слайд-шоу, отражающее моменты из творческой деятельности Ж.М. Канлыбаевой. Также заслушана магнитофонная запись, произведенная в свое время на Казахском радио и переведенная там же в цифровой формат в 2013 г. (организатор к.т.н. Багашарова Ж.Т.).

Ведет передачу корреспондент Казахского радио, затем выступает академик НАН РК Каюпов Арыктай Каюпович - коллега Ж.М. Канлыбаевой по Институту геологических наук АН КазССР, затем прозвучал живой голос Жамал Мусагалиевны, записанный в год ее 50-летия. Редактор этой передачи известный журналист Торехан Тасбулатов.

С воспоминаниями на заседании Ученого совета выступили ученики и коллеги Ж. М. Канлыбаевой: Атымтаев Б. Б., Ищанов Т. К., Сыздыков М. М., д.т.н. Абдугалиева Г.Ю.; д.т.н., проф. Чабдарова Ю. И., к.т.н. Нугманов К. Х., д.т.н., проф. Жалгасулы Н., к.т.н. Тулебаев К.К., родственники: дочь Ж. М. Канлыбаевой – Гульнара Казимовна Абулгазина, зять Владимир Алексеевич Клопов и др.

В заседании приняли участие члены Ученого совета, а также сестра Ж.М. Канлыбаевой - Динала Мусагалиевна Джиенкулова, председатель профсоюза за работников науки к.т.н. Марат Зинадилович Молдабеков, сотрудники Института к.т.н. Вагапов Р. В., Мусаев Е. М., Кабылбеков А. У., Фарахов К. А., Абильмажинова А. Г., Мусреева И. Ж., Ашинова Г. А., Васин К. А. и др.

Сотрудники Института всегда помнят и чтят память о видных ученых, внесших огромный вклад в развитие горной науки и Института.

ШАБДАН АБДУЛ-ГАПАРОВИЧ БОЛГОЖИН



25 мая 2013 г. исполнилось 85 лет со дня рождения Ш.А.-Г. Болгожина, академика НАН РК, профессора, доктора технических наук, лауреата премии Совета Министров Казахской ССР, видного ученого в области электрификации горнодобывающих машин и управления геомеханическими процессами при подземной разработке угольных месторождений. Он родился 25 мая 1928 г. в г. Алма-Ате. После окончания Казахского горно-металлургического института в 1950 г. Болгожин Ш.А.-Г. поступает в аспирантуру при Институте горного дела АН КазССР.

Научная деятельность Ш.А.-Г. Болгожина началась в годы учебы в аспирантуре, где он вел самостоятельную работу по изысканию путей повышения производительности горных машин и обоснованию односменного добычного режима в очистных забоях при циклической организации работ на шахтах Карагандинского бассейна. Выполненные работы явились основой его кандидатской диссертации «Исследование добычного режима в очистном забое при циклической организации работ применительно к условиям разработки некоторых пластов Карагандинского бассейна», которую он успешно защитил в 1954 г. В своей работе Ш.А.-Г. Болгожин в период массового внедрения циклической организации очистных работ на угольных шахтах впервые для Карагандинского бассейна предложил уплотненный режим работы очистных забоев по графику «Цикл в смену». Эта работа определила характер всех последующих исследований, посвященных изучению параметров и режимов работы горных машин и очистных работ [1].

После защиты работает ассистентом кафедры «Разработка пластовых месторождений», а затем доцентом кафедры «Технология и комплексная механизация разработки месторождений полезных ископаемых» КазГМИ, одновременно продолжая исследования в области совершенствования организации очистных работ на шахтах Караганды. Выполненные исследования позволили Болгожину Ш.А.-Г. разработать принципиально новую методику построения научной организации очистных работ на угольных шахтах. На основе этих исследований в 1970 г. им защищена докторская диссертация «Научно-технические основы совершенствования организации очистных работ на шахтах Карагандинского бассейна». Эта работа получила высокую оценку ведущих горняков Союза - академика Мельникова Н.В., д.т.н. Капустина Н.Г. и др.

После защиты диссертации Болгожин Ш.А.-Г. начинает разработку новой крупной проблемы - оптимизацию режимов работы очистных и подготовительных забоев на глубоких шахтах Карагандинского бассейна.

В 1972 г. Болгожину Ш.А.-Г. присвоено звание профессора.

В июне 1974 г. Болгожин Ш.А.-Г. переводится в Институт горного дела АН КазССР на должность заместителя директора по науке.

В 1975 г. за значительный вклад в области научного обоснования совершенствования технологии отработки угольных пластов Карагандинского бассейна Шабдан Абдул-Гапарович избирается членом-корреспондентом Академии наук КазССР.

В 1976 г. Постановлением Президиума АН КазССР Болгожин назначается директором Института горного дела АН КазССР (1976-1988 гг.) и одновременно членом Президиума АН КазССР (1976-1993 гг.) [2].

Будучи директором Института Болгожин Ш.А.-Г. проявил себя как хороший организатор научных исследований, руководитель большого и дружного коллектива. В 1980-е годы численность работников Института достигала 670 человек, а научных сотрудников более 280 человек. Усилилась подготовка научных кадров высшей квалификации. В отдельные годы в Институте обучалось в очной и заочной аспирантуре до 35 человек. К 1990 г. в Институте над решением горных задач работало 3 члена-корреспондента Академии наук, 10 докторов наук и свыше 110 кандидатов.

Особое внимание в 1970-1980-е гг. Болгожин Ш.А.-Г. уделяет вопросам новизны проводимых исследований в Институте. Ежегодно Институт получал 50-90 авторских свидетельств, значительно возросла экономическая отдача проводимых исследований.

Серьезное внимание Шабдан Абдул-Гапарович уделял расширению производственной базы Института, необходимой для проведения экспериментальных исследований.

За период руководства Институтom он внес значительный вклад по расширению тематики фундаментальных исследований по крупнейшим проблемам горного производства. По инициативе Болгожина Ш.А.-Г. Институт выступил в качестве головной организации, координирующей решение проблем сплошной электрификации горных машин на подземных рудниках и создания технологии непрерывной выемки крепких руд с применением автоматических манипуляторов. В этот период под его руководством и непосредственным участии разрабатываются и доводятся до экспериментальных образцов самоходные горные машины для бурения шпуров и скважин, погрузки отбитой руды и ее транспортировки, работающие на едином виде энергии – электрической. Это позволило значительно поднять КПД оборудования, обеспечить экономию энергетических ресурсов и жидкого топлива и достичь существенного социального эффекта за счет улучшения санитарно-гигиенических условий труда горнорабочих. Перевод горных машин на электрический привод позволяет успешно решить задачу автоматизации подземных производственных процессов и создать технологию непрерывной подземной добычи руд без постоянного присутствия людей в забое.

По проблеме электрификации горнорудных машин им в соавторстве опубликована капитальная монография «Научно-технические основы электрификации горнодобывающих машин на рудниках» (Изд. «Наука» АН КазССР, Алма-Ата, 1985 г.).

Являясь одновременно руководителем лаборатории «Сдвигание пород и охраны горных выработок», Болгожин Ш.А.-Г. принимает активное участие

в исследованиях, направленных на повышение эффективности разработки угольных месторождений Карагандинского бассейна, которая наряду с механизацией и автоматизацией производственных процессов в значительной степени зависит от способов управления кровлей, особенно при разработке пластов с труднообрушаемой кровлей.

При проведении экспериментальных наблюдений за сдвижением горного массива под руководством Болгожина Ш.А.-Г. был усовершенствован метод радиоактивных изотопов, предложенный членом-корреспондентом АН КазССР Канлыбаевой Ж.М., что позволило повысить достоверность получаемых экспериментальных данных и расширить возможности его применения. При этом глубинные наблюдательные станции закладывались не только в специальные скважины, но и в скважины технического назначения. Наблюдения проводились до глубины 600 м.

За исследования и разработку способов добычи метана на угольных шахтах Карагандинского бассейна и высокоэффективного использования его как вторичного энергетического ресурса в 1986 г. Болгожин Ш.А.-Г. удостоен звания лауреата премии Совета Министров КазССР.

Для условий Орловского месторождения под его руководством выполнен ряд исследований, позволяющих выдать рекомендации по прогнозированию горного давления для глубоких горизонтов и методическое руководство по определению допустимых обнажений камер при подземной разработке месторождения.

Большую работу Шабдан Абдул-Гапарович вел по подготовке научных кадров. Под его руководством подготовили и защитили кандидатские диссертации более 10 человек.

Академик Болгожин Ш.А.-Г. являлся крупным ученым в области горного дела, внес значительный вклад в развитие фундаментальных, прикладных исследований, использование их результатов при подземной разработке твердых полезных ископаемых, им опубликовано в соавторстве более 10 монографий, 200 статей и получено 24 авторских свидетельства.

За успехи в научной и научно-организационной работе он был награжден Почетной грамотой Верховного Совета КазССР (1982), орденом Трудового Красного Знамени (1986), 5 медалями СССР: За доблестный труд в Великой Отечественной войне 1941-1945 гг. (1945), За доблестный труд в ознаменование 100-летия со дня рождения В.И. Ленина (1970), XXX лет Победы в ВОВ 1941-1945 гг. (1975), Ветеран труда (1984), 40-летия Победы в ВОВ 1941-1945 гг. (1985). Болгожин Ш.А.-Г. в 1986 г. стал лауреатом Премии Совета Министров Казахской ССР.

За значительный вклад в горную науку и развитие Института решением Ученого совета от 22.10.2001 г. Болгожину Ш.А.-Г. присвоено звание «Почетный научный сотрудник Института горного дела им. Д.А. Кунаева».

Научная школа академика Болгожина Ш.А.-Г. продолжает жить. В июне 2005 г. вышла из печати монография Ш. А.-Г. Болгожин, Ф.И. Клиновицкий «Управление сдвижением горных пород при подземной разработке твердых полезных ископаемых». Заведующая лабораторией сдвижения пород и охраны горных выработок Абдугалиева Г.Ю., одна из его учеников, в 2010 г. защитила докторскую диссертацию.

В последние несколько лет Институт не раз ходатайствовал перед Акимом

города Алматы об увековечении памяти академика Болгожина Ш.А.-Г. установлением мемориальной доски на доме № 139 по улице М. Тулебаева, где он жил до 15 июля 2004 г.

Литература

1 Мальченко Ю. И. Вклад академика НАН РК, лауреата премии Совета Министров Казахской ССР Ш.А.-Г. Болгожина в развитие горной науки и производства Казахстана //Научно-техническое обеспечение горного производства. Труды Института горного дела им. Д. А. Кунаева, т. 75. Алматы, 2008 - С. 6.

2 Мальченко Ю. И. Почетные научные сотрудники Института горного дела им. Д. А. Кунаева. – Алматы: «Ost-XXI век», 2010. - 260 с.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Абдибеков Н.К.	К.т.н., НС ИГД НЦ КПМС РК
Абдугалиева Г.Ю.	д.т.н., доцент зав.лаб. ИГД НЦ КПМС РК
Алишева Ж.Н.	МНС ИГД НЦ КПМС РК
Багашарова Ж.Т.	к.т.н., зав. ОНТИПР, ИГД НЦ КПМС РК
Базаргелдиов А.А.	инженер ИГД НЦ КПМС РК, магистрант КазНТУ
Байгурин Ж.Д.	д.т.н., проф. зав. каф. КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Байсанов С.О.	д.т.н., проф. ХМИ им. Ж. Абишева
Бекбергенов Д. К.	к.т.н., зав. лаб. ИГД НЦ КПМС РК
Бектыбаев А.Д.	д.т.н., проф., Почетный научный сотр. ИГД НЦ КПМС РК
Бобылёв А.А.	к. физ.-мат.наук, доцент, СНС Института геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины,
Буктуков Н.С.	д.т.н., проф., чл.-корр. НАН РК, директор ИГД НЦ КПМС РК
Волков А.П.	к.т.н., зав.отд., зав.лаб. ИГД НЦ КПМС РК
Волков Ю. А.	инженер 1 кат. ИГД НЦ КПМС РК
Джангулова Г. К.	к.т.н., и.о. зав. отд. ИГД НЦ КПМС РК
Джапаев С.К.	к.т.н., СНС ИГД НЦ КПМС РК
Джарлпаганов У.А.	СНС, горный инженер ИГД НЦ КПМС РК
Едыгенов Е.К.	д.т.н., зав.отд., зав. лаб. НЦ КПМС РК
Elmo D.	Rock Mechanics Specialist, Mining Group. Golder Associates Ltd., Vancouver, Canada
Жалгасулы Н.	д.т.н., проф., зав. отд., зав.лаб. ИГД НЦ КПМС РК
Зайцев М.С.	МНС Института геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины
Исин Б.Д.	магистр «Томск, ТПУ»
Исин Д.К.	к.т.н., доцент Карагандинского государственного технического университета
Исмаилова А.А.	инженер ИГД НЦ КПМС РК, магистрант
Ищук М.А.	аспирант Института геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины
Кабаев С.Т.	генеральный директор ТОО «Аппак»

Кабетенов Т.	д.т.н., доцент зав. каф. КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Карабатаев Д. Т.	МНС ИГД НЦ КПМС РК
Кокетаев А.И.	начальник отдела НИОКР НЦ КПМС РК
Қабдешев А. Н.	инженер ИГД НЦ КПМС РК, магистрант КазНТУ
Метакса А.С.	инженер ИГД НЦ КПМС РК, магистрант
Метакса Г.П.	д.т.н., зав. лаб. ИГД НЦ КПМС РК
Молдабаева Г.Ж.	д.т.н. ГНС ИГД НЦ КПМС РК
Moss A.	General Manager - Technology and Innovation, Copper Projects Group. Rio Tinto Ltd., Vancouver, Canada
Орынгожин Е. С.	д.т.н., доцент, зав. лаб. ИГД НЦ КПМС РК
Орынгожина С. Е.	магистрант Карагандинского государственного технического университета
Рогов А.Е.	д.т.н., проф., ГНС ИГД НЦ КПМС РК
Рогов Е.А.	студент КазНУ им. Аль-Фараби, мех.-мат. факультет
Рогов Е.И.	д.т.н., проф., акад. НАН РК, зав.лаб. ИГД НЦ КПМС РК
Савоста В.С.	СНС ИГД НЦ КПМС РК
Stead D.	Professor, Department of Earth Science, Simon Fraser University. Vancouver, Canada
Токтаров А. А.	инженер ИГД НЦ КПМС РК, магистрант КазНТУ
Түлебаев К.К.	к.т.н., зав. лаб. ИГД НЦ КПМС РК
Файзулин М.А.	к.т.н., ВНС ИГД НЦ КПМС РК
Чабдарова Ю.И.	д.т.н., проф. ГНС ИГД НЦ КПМС РК
Черманова Г.Б.	к.х.н., уч. секретарь ИГД НЦ КПМС РК
Черний Г.М.	к.х.н., ВНС ИГД НЦ КПМС РК
Шайржанов А.Ж.	магистрант ХМИ
Шакиртова Р.К.	Вед.инженер НЦ КПМС РК
Шамганова Л. С.	д.т.н., ВНС, зам.дир. по науке ИГД НЦ КПМС РК
Шевченко В.Г.	д.т.н., уч. секретарь, СНС, Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины
Шевченко Г.А.	д.т.н., СНС зав. лаб., Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины
Vyazmensky A.	Senior Geotechnical Engineer, Copper Projects Group. Rio Tinto Ltd., Vancouver, Canada

СОДЕРЖАНИЕ

1. Буктуков Н. С., Черманова Г. Б. Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан и его вклад в развитие горно-металлургического комплекса Казахстана.....	4
2. Әбдұғалиева Г. Ю., Шакіртова Р. К. Ақжал кенорнының орталық карьер беткейінің орнықтылығын бағалау	17
3. Қабетенов Т., Әбдұғалиева Г. Ю. Күрделі кен-геологиялық жағдайларда кенді уату параметрлерін оптимизациялау	21
4. Чабдарова Ю. И., Шамганова Л. С., Джапаев С. К., Алишева Ж. Н. К методике расчета параметров конструктивных элементов системы разработки для наклонных залежей	27
5. Шевченко В. Г., Зайцев М. С. Способ визуального контроля и определения состояния горнотехнических объектов	32
6. Шевченко Г. А., Шевченко В. Г., Бобылев А. А., Ищук М. А. Полнечастотные колебания просеивающих поверхностей вибрационных грохотов для тонкого разделения сыпучих сред	39
7. Тулебаев К. К., Абдибеков Н. К. Влияние динамического действия взрыва на устойчивость бортов карьера	45
8. Vyazmensky A., Stead D., Elmo D., Moss A. Numerical Analysis of Block Caving-Induced Instability in Large Open Pit Slopes: A Finite Element / Discrete Element Approach.....	50
9. Бектыбаев А. Д., Бекбергенов Д. К., Орынгожин Е. С., Карабатаев Д. Т. Кені өндіру технологиясындағы жоғалым мен құнсыздану деңгейін анықтаудың ғылыми методологиясы турасында	76
10. Бекбергенов Д. К., Джангулова Г. К., Қабдешев А. Н. Методика расчета крепи горизонтальных горных выработок при подземной отработке хромитового месторождения	82
11. Бекбергенов Д. К., Байгурин Ж. Д., Базаргелдиев А. А. Применение метода лазерного сканирования в недоступных и опасных камерах на подземных рудниках.....	88
12. Бекбергенов Д. К., Токтаров А. А. Проблемы отработки глубоких горизонтов хромитовых руд Кемпирсайского массива	93
13. Волков А. П., Волков Ю. А. К обоснованию эффективной и безопасной технологии разработки наклонных рудных залежей средней мощности	99
14. Волков Ю. А. Вариант камерно-целикковой системы разработки с гидросмывом руды	109
15. Савоста В. С., Волков А. П. Расчет междукammerных целикков при отработке крутопадающих и наклонных жил.....	113
16. Волков А. П., Савоста В. С., Волков Ю. А. Обоснование эффективных и безопасных способов разработки крутонаклонных и наклонных жил.....	117
17. Рогов Е. И., Рогов А. Е., Кабаев С. Т. К определению степеней силы параметров и характеристик при оптимизации математического моделирования систем.....	125

18. Рогов Е.И., Рогов А.Е., Багашарова Ж.Т. О переходных процессах в гидродинамических системах при подземном скважинном выщелачивании металлов	129
19. Рогов А.Е., Кабаев С.Т., Багашарова Ж.Т. Оценка способа адаптации подземного скважинного выщелачивания к условиям залегания продуктивных пластов	133
20. Кабаев С.Т. К теории фильтрации растворов при подземном скважинном выщелачивании металлов для сложных условий залегания продуктивных пластов.....	138
21. Рогов А.Е. Определение показателя скин-эффекта при подземном скважинном выщелачивании металлов.....	143
22. Рогов А.Е., Рогов Е.А. Об эффективности кустового способа подготовки блоков при подземном скважинном выщелачивании металлов.....	146
23. Рогов Е.И., Рогов А.Е. Бесшахтные геотехнологии добычи твердых полезных ископаемых: состояние и перспективы	153
24. Едыгенов Е. К. Пути диверсификации применения электромагнитных силовых импульсных систем	159
25. Джарлпаганов У. А. Горно-геометрические расчеты загрузки автосамосвалов в карьерных грузопотоках.....	164
26. Файзулин М. А. Формирование оптимальных календарных планов-графиков добычи и отгрузки руды с учетом показателей работы обогащительной фабрики	173
27. Кокетаев А.И. Система управления вентиляционными сетями.....	179
28. Исин Д.К., Байсанов С.О., Орынгожин Е. С., Шайржанов А.Ж., Орынгожина С.Е., Исин Б. Д. Исследование процесса выплавки феррохрома	185
29. Исин Д.К., Орынгожин Е.С., Орынгожина С. Е., Исин Б. Д. Исследование процесса разупрочнения железорудного сырья при восстановлении	192
30. Жалгасулы Н., Черный Г. М., Исмаилова А. А. Перспективы использования некондиционного угля	199
<i>В порядке дискуссии</i>	
31. Метакса Г. П., Молдабаева Г. Ж., Метакса А. С. Методика оценки отклика на внешнее воздействие для флюидосодержащих систем.....	205
<i>К 80- летию юбилею</i> Академик РАН К.Н. Трубецкой	210
<i>Памятные даты</i> <i>К 90-летию со дня рождения</i> Жамал Мусагалиевна Канлыбаева	213
<i>К 85-летию со дня рождения</i> Шабдан Абдул-Гапарович Болгожин	217
Сведения об авторах	221
Содержание	223

Подписано в печать 11.09.2013. Печать офсетная.
Гарнитура «Arial»
Тираж 300 экз.

Отпечатано в типографии ТОО «Signet Print»
Қазақстан Республикасы, 050000, г. Алматы, Макатаев 129/1
тел. +7 (727) 279 71 34
e-mail: signetprint@bk.ru

Для заметок

Для заметок

Для заметок