

**Министерство индустрии и новых технологий
Республики Казахстан**

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

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

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

ТРУДЫ

том 82

Алматы, 2012

УДК 622.3 (075)

ББК 33.1 я 7

Н. 34

Редакционная коллегия: д.т.н., проф. Буктуков Н.С. - председатель
д.т.н. Шамганова Л. С. – заместитель председателя
к.х.н. Черманова Г. Б. – ответственный секретарь

Члены редколлегии: академик НАН РК Рогов Е. И., д.т.н. Абдугалиева Г.Ю., д.т.н. Бектыбаев А. Д., 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 Е.К. Едыгенов

Н.34 Научно-техническое обеспечение горного производства:

Труды Института горного дела им. Д.А. Кунаева: Том 82 /

Под общей редакцией: д.т.н., проф. Буктукова Н.С.- Алматы, 2012 г.- т. 82 - с.

ISBN 978-601-7093-18-1

Настоящий сборник посвящен 100-летию со дня рождения выдающегося государственного деятеля, ученого-горняка, действительного члена Академии наук Казахской ССР, трижды Героя Социалистического труда Д.А. Кунаева, и открывается статьей «Институт горного дела и горный инженер Динмухамед Кунаев».

В данном томе рассмотрены вопросы разработки пологих мощных залежей, сложенных высокотрещиноватыми породами, возможности применения геоинформационной системы для решения геомеханических задач. Изложены проблемы сдвижения и оседания земной поверхности и проведение геодезических съемок с использованием современных технологий. Дан анализ фактической газоносности угольных пластов шахт Карагандинского бассейна на больших глубинах. Большой раздел составляют работы в области усовершенствования составов взрывчатых веществ, дается оценка эффективности вариантов наземного и подземного размещения мини-заводов по изготовлению ВВ. Получены конечные расчетные формулы для определения объемов с учетом растекания растворов при ПСВ урана. Дан термодинамический анализ процессов разложения сульфидных минералов серной кислотой. Рассмотрены вопросы укрепления трещиноватых бортов карьера с помощью полимерных смол. Исследованы тепловые процессы в катушке электромагнитного привода на экспериментальной модели породоразрушающей горной машины. Изложена формализация динамической задачи планирования очередности и этапности построения оптимальной структуры производственно-транспортной системы в карьере. Обсуждены вопросы снижения обводненности добывающей скважины, особенности процессов образования газогидратных пробок при эксплуатации транспортных магистралей и др.

Сборник рассчитан на широкий круг научных и инженерно-технических работников, занимающихся 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 №04 от 11 июня 2012 г.

ISBN 978-601-7093-18-1

© ДГП «ИГД им. Д. А. Кунаева»

РГП «НЦ КПМС РК», 2012

ПОСВЯЩАЕТСЯ

**100-летию со дня рождения
горного инженера, доктора технических
наук, действительного члена
Национальной академии Республики Казахстан,
трижды Героя Социалистического труда**

**ДИНМУХАМЕДА АХМЕДОВИЧА
КУНАЕВА**



Академик Национальной академии
Республики Казахстан,
доктор технических наук
Динмухамед Ахмедович Кунаев

**ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА И ГОРНЫЙ ИНЖЕНЕР
ДИНМУХАМЕД КУНАЕВ**
(К 100-летию со дня рождения Д. А. Кунаева)

Буктуков Н.С., Шамганова Л.С., Черманова Г.Б.

Казахстан является крупнейшей минерально-сырьевой кладовой различных полезных ископаемых. Еще в начале 1930-х годов 20-го столетия в Казахстане была заложена основа мощной горнодобывающей промышленности. В это время вошли в строй первые крупные шахты Карагандинского угольного бассейна, Балхашский и Жезказганский горнометаллургические, Ачисайский и Лениногорский полиметаллические, Зырянковский свинцовый, Актюбинский химический и другие комбинаты [1].

С этого периода стала быстро развиваться горная наука в Казахстане. Первый технический вуз был организован в 1933 г. в г. Семипалатинске по инициативе КазГеолтреста на базе геологоразведочного техникума, рабфака и геологоразведочного ученичества. В 1934 г. в Алма-Ате открывается горнометаллургический институт, в котором первоначально были только геологоразведочный факультет и рабфак. В 1935 г. были открыты горный и металлургический факультеты, которые с первых дней возглавили научную работу в области теории и практики разработки, обогащения и металлургического передела полезных ископаемых. До 1943 г. Казахский горно-металлургический институт был единственным центром горной науки Казахстана.

Во время Великой Отечественной войны горные предприятия Казахстана становятся основной сырьевой базой для производства черных, цветных и редких металлов, угля и химического сырья. Учитывая резко возросшие потребности народного хозяйства в минеральном сырье, для перестройки горной промышленности республики на военные нужды и оказания практической помощи горнодобывающим предприятиям по увеличению производства цветных и черных металлов, топлива, химического сырья по инициативе академика К.И. Сатпаева Постановлением Президиума Казахского филиала Академии наук СССР № 4 от 24.02.1943 г. составе Института геологических наук КФАН СССР в 1943 г. создан «Сектор горного дела», руководителем которого был назначен доктор технических наук Александр Васильевич Бричкин. Первой научной работой, выполненной в 1944 г. кандидатами наук Лысенко И.З. и Торским П.И., является отчет «Горнотехнические возможности Карсакпайского железорудного месторождения».

В 1945 г. в соответствии с Постановлением Совета Народных Комиссаров КазССР от 06.12.1944 г. № 689 «Сектор горного дела» Института геологических наук КФАН СССР был преобразован в Институт горного дела КФАН СССР.

Штат сотрудников Института первоначально составлял 29 человек, в их числе 1 доктор и 7 кандидатов наук, 10 младших научных сотрудников и 3 инженерно-технических работника. Приказом от 25.04.1945 г. по КФАН СССР первым директором Института был назначен кандидат технических наук Иван Захарович Лысенко, выпускник Криворожского горного института. Заместителем директора был утвержден доктор технических наук, профессор Бричкин А.В.

Постановлением Бюро Президиума КФАН СССР №12 от 29.05.1945 г. Ученым секретарем утвержден М.Т. Бакаев, а Постановлением Президиума КФАН СССР №16 от 29.05.1945 г. утвержден состав Первого Ученого совета ИГД.

Постановлением Президиума КФАН СССР №10 от 28.03.1945 г. заведующим сектором «Бурения и взрывных работ» был утвержден канд.техн. наук П.И. Торский заведующим сектором «Механизации рудничного транспорта» – Г.А. Барлыбаев, заведующим сектором «Маркшейдерии и геодезии» – С.Б. Базарбаев В августе 1945 г. заведующим сектором «Вскрытия и систем разработки» утвержден О.И. Алексеев.

Создание специального научно-исследовательского Института горного профиля в Казахстане позволило успешно решать проблемы, связанные с интенсификацией горных работ при добыче полезных ископаемых открытым и подземным способами.

При создании и становлении Института действенную помощь в научно-методической работе и в подготовке научных кадров оказали академики АН СССР: Л. Д. Шевяков, А. А. Скочинский, А. Н. Терпигорев, В. Б. Комаров, Н. В. Мельников, М. И. Агошков В. В. Ржевский, член-корр. АН СССР А. О. Спиваковский, академик АН КазССР А. С. Попов, член-корр. АН КазССР А. В. Бричкин, доктора наук П. А. Рыжов, А. Ф. Суханов и другие. Многие из них были приглашены в Казахстан по инициативе ЦК ВКП (б) и СНК Казахстана, что позволило уже в 1948-1949 гг. укомплектовать квалифицированными кадрами Институт горного дела в г. Алма-Ате и его филиалы в республике.

В последующие годы большую научно-методическую помощь и содействие в подготовке кадров высшей квалификации оказывали академики РАН Е. И. Шемякин и К. Н. Трубецкой, член-корреспондент РАН А. Т. Айруни доктора технических наук М. М. Протодяконов, Л. А. Пучков и другие.

Крупный вклад в развитие и становление горной науки в Казахстане внесли ученые - академики АН КазССР: Д. А. Кунаев, А. С. Попов, А. С. Сагинов, О. А. Байконуров, Ш. А. Алтаев, Ш. А.-Г. Болгожин, Е. И. Рогов; члены-корреспонденты АН КазССР: А. В. Бричкин, А. Ж. Машанов, А. Ч. Мусин, Ж. М. Канлыбаева, А. М. Мустафина, Т. М. Ермаков и др.

Со дня основания Института главным научным направлением являются исследования в области создания новых средств и способов разработки твердых полезных ископаемых открытым и подземным способами, обеспечивающие полноту и комплексное использование минерального сырья, интенсификацию основных производственных процессов и значительный

рост производительности труда при высокой безопасности ведения горных работ и комфортных условиях труда горнорабочих.

Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом обладает огромными преимуществами по сравнению с подземным способом добычи. В 1950-1960 гг. производительность труда на открытых горных работах была выше, чем при подземной добыче: угля - в 5 раз, железа - 3 раза, цветных металлов – в 7 раз, а себестоимость, соответственно, ниже – в 3,5 раза, в 2 раза и в 3 раза.

Поэтому вопросами выбора и обоснования рациональной техники и технологии, а также организацией открытых горных работ при разработке месторождений в Казахстане Институт практически занимается со дня своего основания.

Уже в конце 1940-х годов под руководством Д. А. Кунаева были проведены крупные исследования по обобщению зарубежного и отечественного опыта работы карьеров, разработаны предложения по расширению области применения открытых горных работ на месторождениях Казахстана и намечены пути совершенствования техники и технологии добычи угля, руд цветных и черных металлов, горно-химического сырья и строительных материалов.

ДИНМУХАМЕД АХМЕДОВИЧ КУНАЕВ – выдающийся государственный деятель, ученый-горняк, трижды Герой Социалистического труда, действительный член Академии наук КазССР, основатель в Институте научного направления по разработке полезных ископаемых Казахстана открытым способом.

Динмухамед Ахмедович Кунаев родился 12 января 1912 г. в г. Верном, ныне г. Алматы. В 1931 г. Кунаев Д.А. по путевке крайкома Комсомола Казахстана поступил в Московский институт цветных металлов и золота, окончив который в 1936 г. получил квалификацию горного инженера и был направлен на Коунрад-Балхашскую стройку.

Свою производственную деятельность Д. А. Кунаев начинает машинистом станка ударно-вращательного бурения. Благодаря своей целеустремленности, активному поиску новых решений при выполнении своих обязанностей Д. А. Кунаев за короткий промежуток времени вырос от машиниста бурового станка до директора крупнейшего в Советском Союзе Коунрадского рудника. Работая машинистом бурового станка, начальником буровзрывного цеха, начальником рудника, он вникает во все проблемы горного производства, связанные с отбойкой, погрузкой и доставкой руды и со знанием дела находит резервы и оптимальные решения различных вопросов горного производства.

В октябре 1939 г. Д. А. Кунаев направляется на работу в комбинат «Алтайполиметалл», где после непродолжительной работы в аппарате комбината назначается директором Риддерского рудника. В конце 1940 г. после реорганизации Риддерского полиметаллического комбината Д. А. Кунаев назначается директором Риддерского рудоправления, в которое входили

рудники, обогатительные фабрики и другие производства.

Начиная с 1942 г. и по 1986 г. занимает ведущие государственные и партийные должности.

Работая на Коунрадском и Риддерском рудниках, директором Риддерского рудоуправления, а также, занимая руководящие посты в Совете Министров Казахской ССР, в ЦК КП Казахстана, в Политбюро ЦК КПСС, Д.А. Кунаев постоянно поддерживает творческие связи с научными учреждениями и, особенно, с Институтом горного дела АН КазССР.

Свою научную деятельность в области горного дела Д.А. Кунаев начинает сразу же после окончания института. Одной из первых работ, тесно связавшая Д.А. Кунаева с горным производством и в первую очередь с цветной металлургией Казахстана, является его дипломная работа на тему: «Определение мощностей Коунрадского карьера для производства 90 тысяч тонн черновой меди в год», которая явилась основой для подготовки его кандидатской и докторской диссертаций.

Д. А. Кунаев принимает активное участие в проведении опытных работ в условиях Коунрадского рудника. Выполненные исследования позволили установить оптимальные параметры буровзрывных работ и значительно повысить технико-экономические показатели не только Коунрадского карьера, но и обогатительной фабрики, обеспечив ее качественно измельченной рудой.

Значительный вклад внес Д. А. Кунаев в совершенствование технологии добычи руды, будучи директором Риддерского рудника, а затем директором Риддерского рудоуправления. Под его руководством и при его поддержке на рудниках рудоуправления широко использовались передовые методы труда горнорабочих, разрабатывались и внедрялись новые системы и технологии разработки рудных залежей.

В начале Великой Отечественной войны, когда стране остро был нужен металл, под руководством Д. А. Кунаева организуется движение двухстаночников – каждый горняк трудился за двоих и троих. Многозабойное бурение, внедрение новых способов отработки залежей, богатых целиков, внедрение селективной флотации и другие мероприятия обеспечили значительный рост выпуска металлов. Уже в первые годы войны из десяти пуль, выпущенных по врагу, девять были отлиты из свинца Казахстана.

После перехода на работу заместителем Председателя Совета Народных комиссаров КазССР (1942-1952 гг.) Д. А. Кунаев продолжает поддерживать тесные связи с горнодобывающими предприятиями и продолжает исследования в области совершенствования способов отбойки руды на открытых горных работах.

С созданием в 1944 г. Института горного дела КазФАН СССР и вводом Кунаева Д. А. в состав Ученого совета Института дальнейшая научная деятельность Динмухамеда Ахмедовича на протяжении почти 40 лет тесно связывается с работой Института.

В 1947 г. он поступает экстерном в аспирантуру ИГД АН КазССР, где под

руководством профессора, доктора технических наук А. Ф. Суханова подготовил и в 1948 г. защитил кандидатскую диссертацию на тему: «Установление параметров буровзрывных работ на Коунрадском руднике», в которой теоретически обосновал и практически доказал экономическое преимущество двухрядного расположения скважин по сравнению с однорядным.

С 1948 г. в Институте организуется группа, которая под руководством Д.А. Кунаева, на основе обобщения опыта работы отечественных карьеров, разрабатывает мероприятия и рекомендации по повышению эффективности открытых горных работ и расширению области их применения в условиях Казахстана. На основе выполненных исследований были разработаны рекомендации по выбору оптимального веса бурового снаряда при ударно-канатном бурении, предложены способы очистки скважин от шлама и способы ведения взрывных работ. Установлены оптимальные интервалы замедления между взрывами скважин, обеспечивающие максимальный выход руды с 1 пог. метра скважины и ряд других вопросов, связанных с отбойкой, погрузкой и транспортом руды.

Одной из первых крупных работ в области открытого способа разработки месторождений, выполненных в Институте в 1950 г., является тема «Обобщение опыта работы отечественных карьеров» (Д. А. Кунаев, О. И. Алексеев, М. К. Псарев, А. Н. Кулибаба, В. Я. Безладнов). В музее Института бережно хранится отчет по этой теме с подписью научного руководителя к.т.н. Кунаева Д. А., рисунок 1.

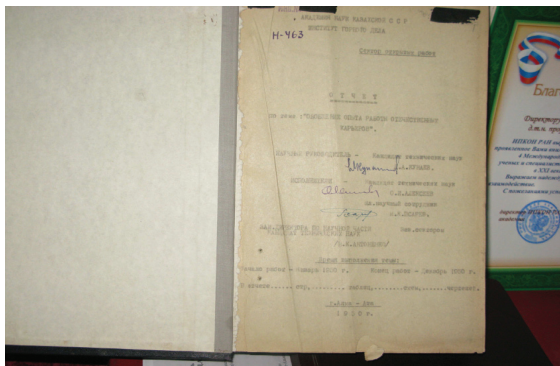
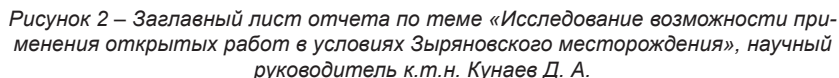


Рисунок 1 – Отчет по теме «Обобщение опыта работы отечественных карьеров», научный руководитель к.т.н. Кунаев Д.А.

Обобщение практики отработки месторождений открытым способом позволило авторам работы предложить новый метод определения предельной глубины карьера с учетом применяемого уровня механизации и условий залегания месторождения и разработать рекомендации по установлению рациональных параметров буровзрывных работ.

В результате выполненных исследований была доказана целесообразность разработки открытым способом Бошекульского и Зырянского месторождений. На примере разработки Коунрадского рудника были предложены пути совершенствования техники и технологии ведения буровзрывных и погрузочно-транспортных работ. В Институте также хранится отчет по теме «Исследование возможности применения открытых работ в условиях Зырянского месторождения», подписанный Кунаевым Д.А., рисунок 2.

В 1952 г. в Институте горного дела АН КазССР Распоряжением Президиума АН КазССР № 23 от 09.07.52 г. организуется сектор систем разработки. Для усиления руководства и координации научных исследований в области вскрытия и систем разработки, рудных и угольных месторождений подземным и открытым способами, а также горного давления – заведующим сектором утверждается действительный член Академии наук КазССР Кунаев Д.А.



Широкие научные интересы, целеустремленность, большое трудолюбие и отличные организаторские способности позволили Д. А. Кунаеву, будучи Президентом АН КазССР (1952-1955 гг.) многое сделать для развития Академии наук Казахстана. Одновременно Д. А. Кунаев ведет большую научно-исследовательскую работу в области горного дела. Выполненные исследования в области совершенствования технологии разработки Коунрадского, Миргалымсайского, Бошекульского, Соколовско-Сарбайского, Донского и других месторождений способствовали существенному повышению эффективности производства в горнодобывающей промышленности Казахстана.

Результатом плодотворного научного труда явилась защита докторской диссертации «Основные вопросы развития открытого способа разработки рудных месторождений Казахстана» в 1953 г. [2] и публикация в 1964 г. капитальной монографии «Развитие открытых горных работ в Казахстане» (Алма-Ата, «Наука», 1964), в которой Д. А. Кунаевым на основе всестороннего анализа опыта эксплуатации аналогичных месторождений в СССР и за рубежом, разработаны рекомендации по совершенствованию основных производственных процессов на карьерах и изложены основные положения по перспективам развития открытых горных работ в Казахстане.

В 1955 г. Д. А. Кунаев назначается Председателем Совета Министров КазССР. На X съезде Компартии Казахстана в 1960 г. он избирается первым секретарем ЦК Компартии Казахстана.

В годы работы Председателем Совета Министров КазССР (1955-1960 гг., 1962-1964 гг.) первым секретарем ЦК Компартии Казахстана (1960-1962 гг., 1964-1986 гг.), несмотря на большую занятость, Д. А. Кунаев продолжает научную деятельность и поддерживает тесные творческие связи с Институтом горного дела.

В 1955 г. под редакцией Д.А. Кунаева публикуется монография: «Исследование основных производственных процессов на Коунрадском руднике» (Алма-Ата, 1955), а в 1966 г. «Совершенствование технологии горных работ на карьерах Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного комбината» (Алма-Ата, 1966). Выполненные Д. А. Кунаевым работы явились базой для реконструкции существующих и создания новых разрезов и карьеров Казахстана, способствовали значительному повышению эффективности горного производства и выдвинули его на заслуженное место специалиста высшей квалификации в области открытых горных работ.

Значительным резервом горного производства является перевод предприятий на использование единого вида энергии. Таким видом энергии является электрическая энергия. В этом направлении Институт горного дела со дня своего основания создавал машины и оборудование для бурения, погрузки и доставки горной массы. Эти работы особенно усилились в 1970-1980 гг. и нашли свою поддержку со стороны Д. А. Кунаева. В 1985 г. под общей редакцией академика АН КазССР Д. А. Кунаева выходит фундаментальная монография «Научно-технические основы электрификации горнодобывающих машин на рудниках» (Алма-Ата, 1985), в которой впервые в

СССР выдвинута и обоснована идея замены пневматических и дизельных подземных горнорудных машин на более эффективные электрические по всему технологическому циклу, связанному с добычей руды. Сплошная электрификация позволяет в перспективе резко снизить энергоемкость производства, повысить производительность труда и социально-экономическую эффективность.

Для исследования режима работы станков ударно-канатного бурения скважин в Институте был изготовлен и успешно испытан на Коунрадском руднике прибор «Кимограф» – механический осциллограф, позволяющий измерять путь, скорость и ускорение бурового снаряда, глубину внедрения бурового инструмента. Использование «Кимографа» в производственных условиях позволило установить оптимальные параметры бурового станка, плотность бурового шлама, периодичность желонирования и др.

Разработаны мероприятия по повышению эффективности взрывных работ – интервал замедления между взрывами, применение прессованных ВВ, особенно в зимнее время. Установлены оптимальные параметры выемочного блока, обеспечивающие максимальное использование во времени работу экскаватора и подвижного состава (Д. А. Кунаев, О. И. Алексеев, Б. Ж. Кульджанов, М. М. Березняк).

Значительно расширились исследования в области открытых горных работ с момента образования в Институте в 1952 г. лаборатории открытой разработки недр. В 1952 г. под руководством Д.А. Кунаева были выполнены исследования по вопросам установления предельной глубины карьера, коэффициента вскрыши, высоты уступа и технологии буровзрывных работ для ряда рудных месторождений Казахстана, разрабатываемых открытым способом (А. М. Мустафина).

Мощной базой для добычи меди в 1950-е г. являлся Коунрадский карьер, поэтому в Институте большое внимание уделялось вопросам совершенствования техники и технологии разработки Коунрадского месторождения. В этот период были выполнены исследования по изысканию способов уменьшения потерь энергии взрыва скважин за счет оптимального выбора материала и длины забойки, расположения и порядка взрывания скважин, высоты уступа и величины перебура скважин (П. М. Кошулько, О. И. Алексеев, С. Г. Калошин, Ф. Г. Дороненко).

В результате выполненных исследований были разработаны мероприятия по снижению трудоемкости добычи полезных ископаемых на Коунрадском месторождении за счет увеличения уступов с 10-15 м до 20 м и применения экскаваторов с емкостью ковша 8 м³, а также за счет замены железнодорожного транспорта автомобильным (О. И. Алексеев, Ф. Г. Дороненко, Б. Ж. Кульджанов, В. С. Завалишин, У. А. Джарлгаганов и др.).

В 1960-е г. и 1970-е г. объем исследований в области открытых горных работ значительно расширяется. Совместно с работниками производства и проектных организаций ведутся крупномасштабные исследования по созданию и совершенствованию техники и технологии горных работ

на Соколовско-Сарбайском ГОКе, Донском ГОКе, ПО «Каратау», Северо-Джезказганском руднике. Для повышения эффективности открытых горных работ для специфических условий различных месторождений предложены рациональные режимы работы экскаваторно-железнодорожных и экскаваторно-автомобильных комплексов карьеров, обоснованы рациональные схемы развития железнодорожных и автодорожных путей в карьере и на отвале, определены границы рационального использования различных видов транспорта по мере понижения горных работ и показатели их использования в зависимости от глубины. Обоснованы технологические и технико-экономические предпосылки создания новых транспортных средств на карьерах. Установлено влияние качества руд на обогащательный процесс и обоснованы рациональные технологические схемы селективной разработки. Создана методика выбора и оптимизации параметров селективной выемки руд (О. И. Алексеев, А. М. Мустафина, Б. Х. Юсупбеков, Ю. Ф. Долгов, М. М. Сомкин, Н. С. Буктуков, Б. Ж. Кульджанов и др.).

Исследования позволили создать научные основы скоростного строительства глубоких карьеров в сложных горно-геологических условиях. Только реализация рекомендаций по разработке Качарского месторождения позволила сократить проектную продолжительность периода строительства Качарского карьера на один год и получить экономический эффект от сокращения срока строительства карьера в общей сумме капитальных вложений по Качарскому горно-обогащательному комбинату пятнадцать миллионов рублей.

Учитывая большой вклад Д.А. Кунаева в становление и развитие горной науки в Казахстане, и тесные научные связи с Институтом горного дела АН КазССР, 24 февраля 1994 г. Постановлением Президента Республики Казахстан «Об увековечении памяти Д.А. Кунаева» Институту горного дела НАН РК присвоено имя Д. А. Кунаева.

Высокая эрудиция, неутомимая энергия, большие организаторские способности Д.А. Кунаева, богатые знания и опыт способствовали высоким достижениям в области науки, культуры, промышленности, сельского хозяйства, процветанию Казахстана.

За большие заслуги перед Советским государством Д. А. Кунаеву трижды присвоено почетное звание Героя Социалистического труда. Он награжден шестью орденами Ленина, орденом Трудового Красного знамени, медалями Советского Союза и ряда зарубежных стран.

Институт горного дела с гордостью носит имя горного инженера, академика, выдающегося государственного деятеля Д. А. Кунаева, помнит его заслуги и вклад в развитие горной науки и Института.

В Музее помещен его скульптурный бюст, подаренный Международным Фондом Д. А. Кунаева в 2004 г., рисунок 3.



Рисунок 3 – Бюст Д. А. Кунаева в музее Института

С 2001 г. видным ученым, внесшим значительный вклад в развитие горной науки и Института, присваивается звание «Почетный научный сотрудник Института горного дела им. Д. А. Кунаева», а их имена заносятся в Книгу Почета, хранящуюся в Музее, и вписаны в Доску почета в зале заседаний Ученого совета.

9 молодых сотрудников Института по результатам конкурсов МОН РК стали обладателями премии имени Д. А. Кунаева за лучшие работы в области естественных наук: *Джапалев С. К.* за работу «Обеспечение полноты выемки руд при подземной разработке Жезказганского месторождения путем оптимизации параметров целиков» (1995); *Рогов А. Е., Бояндинова А. А., Джаксыбаев А. Х.* за цикл работ в области наук о Земле (2001); *Еремин Д. И., Сарсенбаев Е. Е., Елубаев С. А.* за работу «Разработка автоматизированной системы планирования и управления процессом горно-транспортных работ на основе технологий спутниковой навигации и имитационного моделирования» (2004); *Клевцов Д. Н.* за работу «Безвзрывное разрушение крепких горных пород крупным сколом» (2005); *Адилханова Ж. А.* за работу «Разработка программно-методического обеспечения автоматизированных систем оперативного корпоративного планирования и управления геотехнологическими комплексами на открытых разработках» (2010), многие из которых являются продолжателями научных исследований Д. А. Кунаева.

Литература

1. Мальченко Ю. И. Институту горного дела им. Д.А. Кунаева 60 лет, Алматы, 2004.
2. Диссертация Д. А. Кунаева на соискание ученой степени доктора технических наук «Основные вопросы развития открытого способа разработки

рудных месторождений Казахстана», Алма-Ата, 1953 г., представленная на Выставке рукописей и книг из личной библиотеки Д. А. Кунаева, организованная Музеем редких книг «Ғылым Ордасы» и Музеем Д. А. Кунаева, 16 мая 2012 г.

Жеребко Л.Н., Джангулова Г.К., Пивоварова Л.М.

СПОСОБ ПОДГОТОВКИ И ОТРАБОТКИ МОЩНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ С ВЫСОКОЙ СТРУКТУРНОЙ НАРУШЕННОСТЬЮ

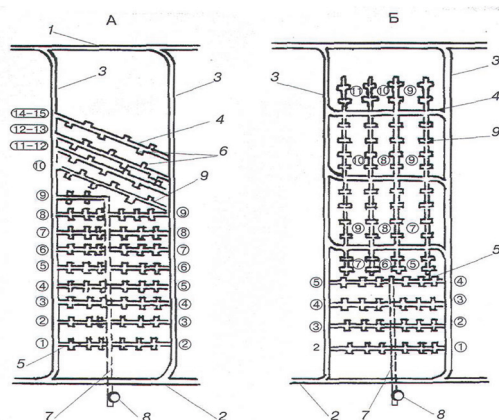
Көп жарықшақты тау жыныстарынан тұратын қалың көлбеу шоғырларды қазып алудың ұсынылып отырған тәсілі, тасымал және жеткізім деңгейжиектері қазбасының орнықтылығын, оларды тіректік қысым аймағынан шығара орналастыру жолымен күшейтуге, сондай-ақ құлаған жамылғы тау жыныстарынан толтырым массиві тәріздес көтергіш элемент жасауға мүмкіндік береді.

Предлагаемый способ разработки пологих мощных залежей, сложенных высокопрессиноватыми породами, позволяет повышать устойчивость выработок откаточного и доставочного горизонтов путем размещения их за пределами зон опорного давления, а также создания несущего элемента, подобного закладочно-му массиву из обрушенных налегающих пород.

The suggested development method of flat powerful deposits made of highly-fractured rocks allows to increase the steadiness of mine workings of haulage and delivery horizons by means of its allocation out of the limits of zones of abutment pressure as well as creation of bearing element equal to the filling mass made of loose leaning rocks.

Одним из основных и наиболее актуальных вопросов при подземной разработке месторождений хромитовых руд является обеспечение устойчивости и надежности эксплуатации подготовительных и нарезных горных выработок на весь срок их службы и создание способа разработки, применение которого наряду с повышением безопасности и снижением себестоимости добычи руды, позволит исключить применение закладки [1].

В практике отработки месторождений, широко применяется метод разбивки рудного тела вкрест простираения на выемочные блоки, проведение откаточных ортов-заездов по одному под каждый блок, выработок горизонтов подсечки, выпуска и доставки руды, последовательная отработка блоков, которая проводится в направлении от одного фланга к другому флангу рудного тела с обрушением руды и вмещающих пород. При этом длину фронта очистных работ (ФОР) выдерживают равной ширине рудного тела [2].



1- откаточный штрек лежачего бока; 2- откаточный штрек висячего бока; 3-откаточный орт; 4-штрек-заезд; 5-штрек скреперования; 6-камера вибро-доставочной установки; 7-сборочный вентиляционный орт; 8-вентиляционный восстающий; 9-орт скреперования (цифрами в кружках указана после-довательность отработки запасов руды на выработку выпуска и доставки)

Рисунок 1 - Схема комбинированной ортово - штрековой подготовки блоков

В данном способе расположение выемочных блоков располагается поперек рудного тела и последовательная их отработка неизбежно предопределяют образование геомеханической ситуации, в которой откаточный орт-заезд обрабатываемого блока будет находиться в зоне повышенного (опорного) давления, возникающего впереди ФОР и нарастающего с увеличением глубины разработки и длины ФОР, а это усложняет и удорожает поддержание и эксплуатацию откаточных выработок, ограничивая область применения данного способа малой и средней глубиной залегания рудного тела и только в устойчивом и средней устойчивости горном массиве. На большой глубине (например, 1000-1500 м) и при значительной длине ФОР опорное давление может возрасти до таких величин, что в условиях неустойчивого горного массива сделает невозможным сохранение в рабочем состоянии орта-заезда при любом его креплении.

На рудниках Талнаха (Норильский ГМК) широко применяется способ разработки мощного пологого рудного тела [3], с его разбивкой на продольные ленты, проведение необходимой сети подготовительных и нарезных выработок и последовательной отработкой каждой ленты отдельным очистным забоем с погашением выработанного пространства твердеющей закладкой.

В этом случае способ применим при любой глубине залегания, но толь-

ко в устойчивом или средней устойчивости горном массиве, так как для осуществления закладочных работ необходимо иметь открытое выработанное пространство, которое технически весьма сложно и дорого создавать в неустойчивом горном массиве при высоком уровне вероятности внезапных неуправляемых обрушений его бортов и кровли. Кроме этого способ характеризуется большими затратами на добычу руды, значительную долю в которых составляют расходы на закладочные работы.

При данном способе, продольные ленты отрабатывают последовательно одну за другой в направлении от одного бокового контура рудного тела к другому боковому контуру, очистные забои вводят в действие с интервалом времени ввода между соседними лентами не менее двух лет, формированием подсечного пространства над горизонтом выпуска и доставки руды вызывают самообрушение рудного массива и налегающих пород, заполненную обрушенной породой полосу после ее уплотнения под воздействием геомеханических процессов и слеживания, используют как несущий элемент системы разработки подобно закладочному массиву.

Отработка пологого рудного тела продольными лентами, наряду с устранением необходимости проходить откаточные выработки в зоне опорного давления и со снижением его величины за счет уменьшения длины ФОР, позволяет в склонных к самообрушению неустойчивых рудах и породах, не прибегая к закладочным работам, создавать на месте вынудой руды полосы из обрушенной породы (аналог известных в горном деле бутовых полос), которая при самообрушении заполняет освобождающееся от руды пространство вплоть до самоподбучивания свода обрушения за счет ее разрыхления при обрушении.

В условиях неустойчивого горного массива, когда необходимо все горные выработки поддерживать усиленной крепью и до предела уменьшать их сечения, наиболее экономичной и безопасной будет скреперная доставка руды от выпускных выработок (дучек, воронок) до места погрузки ее в средства откатки (рудоспуск, скреперный полук). Как показывает опыт рудников, длину скреперной выработки (т.е. ширину продольной ленты) следует принимать в пределах 30-40 м.

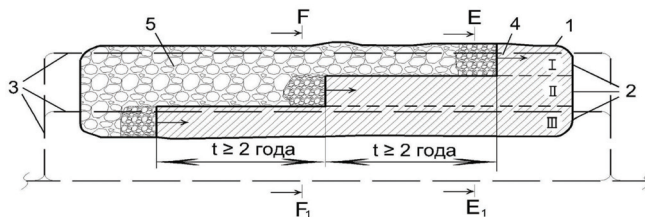
По мере продвижения ФОР по длине отрабатываемой ленты процесс самообрушения породы в отработанной части ленты замедляется, обрушенная порода под воздействием собственного веса уплотняется, самоподбучивание свода обрушения способствует сохранению контакта обрушенной породы и налегающего массива, в котором, в силу недостаточной его устойчивости, начинает проявляться процесс ползучести массива и передачи нагрузки от его веса на полосу из обрушенной породы. Кроме того, через пористость (как результат разрыхления при обрушении) обрушенных рудных и породных масс куски породы вступают в контакт с рудничным воздухом, что инициирует химические реакции разложения наименее стойких минералов. Все это способствует уплотнению и слеживаемости обрушенной породы в созданной полосе до приобретения ею способности воспринимать горное

давление аналогично закладочному массиву.

Как показывают результаты приборных наблюдений за сдвижением горного массива и земной поверхности на шахте «Молодежная» Донского ГОКа, разрабатывающей мощное пологое рудное тело № 22 с неустойчивой рудой и вмещающими породами на глубине 400-450 м (категория средней глубины), развитие свода обрушения и сдвижение всего массива при временной остановке процесса расширения площади выработанного пространства постепенно затухает в течение года. Из этого можно сделать вывод, что на глубоких горизонтах (например, на глубине 900-1000 м) при прочих равных условиях процесс сдвижения может реализоваться и затухнуть в течение 1,5-2,0 лет. Поэтому продольные ленты при большой глубине залегания рудного тела необходимо обрабатывать с отставанием по времени на 2 года каждой последующей ленты от соседней предыдущей (при одинаковой скорости подвигания ФОР), чтобы обрушенная порода на месте отработанной предыдущей ленты в достаточной степени уплотнилась и слежалась для выполнения функции закладочного массива. При этом первую продольную ленту обрабатывают под защитой с обеих боковых ее сторон нетронутого горного массива, а все последующие ленты – под защитой с одной боковой стороны горного массива, а с другой – полосы из уплотнившейся и слежавшейся обрушенной породы. При этом исключаются затраты на закладочные работы.

При ведении очистных работ помимо передней (впереди ФОР) возникают также боковые зоны опорного давления в массиве с обеих боковых сторон продольной ленты. Однако при данном способе разработки эти боковые зоны не окажут негативного влияния на горные работы, а ко времени ввода в разработку следующей по очереди продольной ленты с отставанием на 2 года от предыдущей, за счет релаксации и дезинтеграции изначально неустойчивого горного массива произойдет выравнивание горного давления и исчезновение этих зон на месте, где расположена соседняя лента.

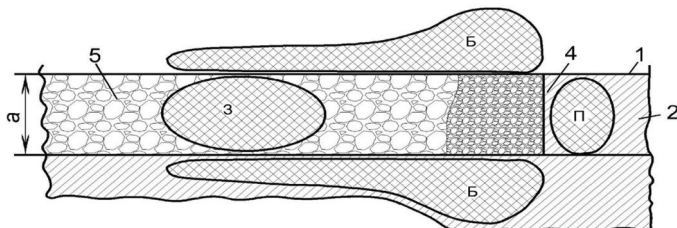
Рудное тело № 2 месторождения «Миллионное» Донского ГОКа (Казахстан) залегает полого на глубине 900 м, мощность его в среднем 50 м, ширина 120-130 м, длина 600 м, руды и породы отнесены к неустойчивым. Запасы руды в одной продольной ленте шириной 40 м составят 4650 тыс. т. При производительности очистных работ в одной ленте ~500 тыс. т руды в год время на ее отработку будет равно $4650/500 = 9$ лет. При разбивке рудного тела на 3 продольных ленты в период максимального развития очистных работ все три ленты могут одновременно находиться в отработке, но при условии, что начало ввода в эксплуатацию каждой последующей ленты будет отставать на 2 года от аналогичного начала предыдущей ленты при одинаковой скорости подвигания ФОР в этих лентах (рисунок 2).



1-рудное тело; 2-продольные ленты; 3-выработки откаточного горизонта; 4-ФОР; 5-выработанное пространство с обрушенными породами; I, II, III-последовательность отработки.

Рисунок 2 - Порядок разбивки рудного тела на продольные ленты и требуемые интервалы по времени между очистными забоями в лентах

Способ осуществляется следующим образом. Рудное тело при проектировании его разработки разбивают на продольные ленты шириной 30-40 м (при применении скреперной доставки руды), назначают последовательность их отработки (I, II, III) от одного бокового контура к другому боковому контуру рудного тела, намечают трассировку сети горных выработок откаточного горизонта и в соответствии с проектом осуществляют их проходку. Направление движения фронта очистных работ (ФОР) в каждой из продольных лент принимают от одного и того же фланга к другому флангу рудного тела с интервалом времени ввода их в действие t не менее 2-х лет (рисунок 1). После проведения выработок откаточного горизонта, налаживания проветривания этого горизонта за счет общешахтной вентиляционной струи, а схемы откатки горной массы – за счет общего внутрирудничного транспорта, приступают к проведению подготовительных и нарезных выработок на горизонте выпуска и доставки руды в продольной ленте I, известными способами с применением буровзрывных работ по короткой стороне ленты на фланге рудного тела производят отрезку рудного массива от породного, на отрезное пространство подсекают рудный массив над горизонтом выпуска и создают таким образом ФОР длиной равной ширине ленты a , при этом выемку руды осуществляют с погашением выработанного пространства обрушенными породами (рисунок 3)



П,Б-зоны в нетронутом массиве; 3-зона в обрушенных породах.

Рисунок 3 – Проекция на горизонтальную плоскость схемы расположения зон опорного давления при обработке одной продольной ленты

По мере подвигания ФОР вокруг очистного пространства возникают зоны опорного давления: зона П в нетронутом массиве впереди ФОР, зоны Б в нетронутом массиве с боковых сторон ленты I и зона 3 в обрушенных породах позади ФОР, образующаяся по мере «затухания» процесса обрушения и развития процесса сдвижения налегающей толщи пород.

Принципиальная схема ведения очистных работ в каждой продольной ленте может быть принята по аналогии с освоенной на шахте «Молодежная» технологией. Для этого на 8-10 м выше откаточного горизонта с выработками в подстилающих породах рудного тела создают горизонт выпуска и доставки руды, который в случае применения скреперных установок состоит из панельных хозяйственного и вентиляционного штреков, сбиваемых между собой скреперными ортами, из скреперных ортов проходят выпускные воронки на высоту 7-8 м и с парным их расположением через 5-6 м по длине ортов. Горизонты доставки и откатки сбиваются между собой вертикальными рудоперепусковыми (рудоспусками), материальными (для подъема материалов и оборудования), ходовыми и вентиляционными восстающими. Рудоспуски соединяются с откаточной выработкой камерами для установки в них вибропитателей, с помощью которых производится погрузка руды в средства откатки. Наличие рудоспусков как аккумулирующих емкостей для руды обеспечивает независимость работы доставки и откатки, а их небольшая высота (8-10 м) упрощает их комбайновую проходку и ликвидацию возможных зависаний в них рудной массы [4].

Развитие процесса самообрушения руды и налегающей породы обеспечивают путем подсечки рудного массива над выпускными воронками. Для этого из скреперного орта до нижнего контура рудного тела проходят короткие восстающие дучки и буровую камеру, из которой обуривают веерами подсечных скважин рудный массив на высоту 10 м. Длину подсечного пространства принимают равной ширине продольной ленты (рисунок 4), а его ширину – равной расстоянию между осями двух соседних скреперных ортов. Веера скважины располагают в вертикальной плоскости и параллельно оси скреперного орта. Отбойку руды в подсечном пространстве производят за один массовый взрыв, но с коротким замедлением зарядов взрывчатого вещества по веерам, в объеме рудного массива, приходящегося на один скреперный орт.

При этом увеличение объема отбиваемой руды за счет разрыхления компенсируется за счет свободного объема буровой камеры и выпускных воронок, оформленных до проведения массового взрыва, а также за счет уплотнения рудной массы над соседним скреперным ортом. Рудную массу выпускают через воронки на скреперные орты, доставляют скреперными

установками до рудоспусков и вибропитателями грузят в вагоны рельсового транспорта для последующей электровозной откатки до руддвора шахты. В освобождающееся при выпуске руды пространство поступает вначале руда, а затем и порода от самообрушения рудного и породного массивов, в результате чего по окончании выемки руды на месте рудного массива создается полоса из обрушенной породы, которая постепенно уплотняется и слеживается под воздействием геомеханических процессов и химических реакций разложения наименее стойких минералов.

Таким образом, отработка пологого рудного тела на большой глубине с неустойчивой рудой и вмещающими породами по предлагаемому способу позволяет размещать все выработки откаточного и доставочного горизонтов за пределами зон опорного давления, использовать склонность неустойчивого горного массива к самообрушению для снижения горного давления на доставочный горизонт в зоне ведения очистных работ и без каких-либо затрат создавать на месте вынудой руды полосы из уплотненной и слежавшейся породы, способные выполнять функции закладочного массива.

Все это позволит повысить безаварийность и безопасность эксплуатации горных выработок, уменьшить затраты на их поддержание и исключить затраты на дорогостоящие закладочные работы. Данный способ может быть применен при разработке рудных тел месторождений хромовых руд «Миллионное» и «Алмаз-Жемчужина» с запасами более 230 млн. т, залегающих на глубине 800-1200 м (АО «Донской ГОК», Казахстан).

Литература

1. В.И. Бояркин, Б.В. Шрепп и др. Исследование проявления горного давления на призабойный массив при одностадийной выемке // Горный журнал. 1972, № 3, с. 62-64
2. В.В. Аршавский, В.И.Хуцишвили и др. Опыт управления горным давлением на подземных рудниках Талнаха // Горный журнал. 2001, № 4, с.25-28
3. А.А.Борисов. Механика горных пород и массивов // М.-«Недра». – 1980. – с.189-206)
4. Г.К. Джангулова Исследование разрыхленности вмещающих пород месторождений хромитов при их самообрушении // Труды ИГД им. Д.А.Кунаева, т.70 Алматы-2005 - с.30-36

Тулебаев К.К., Алишева Ж.Н., Кокишева Л.М.

ПЕРСПЕКТИВЫ СОЗДАНИЯ ГЕОИНФОРМАЦИОННЫХ СИСТЕМ ДЛЯ РЕШЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ЗАДАЧ

Мақалада геомеханика саласында геоақпараттық жүйелерді құру мен қолданудың пайдасы қарастырылады.

В работе рассматриваются перспективы создания и возможности применения геоинформационной системы для решения геомеханических задач.

In article are considered of creation and possibility of application of geoinformation system for the solution of geomechanical tasks.

Разнообразные геоинформационные системы (ГИС) значительно облегчают работу с данными, ускоряют доступ к необходимой информации, позволяют производить операции с разнородными объектами намного быстрее, чем это делалось раньше. ГИС можно рассматривать как эффективное средство, позволяющее оптимизировать процедуры хранения, обработки и анализа данных, а также обеспечить представление результатов в удобном для восприятия виде. При этом решение одной задачи формирует входные параметры (исходные данные) для последующей и, таким образом, пользователь может решать сразу несколько связанных задач, заботясь лишь о схеме вычислений, и не определяя параметры для каждого вычислительного процесса [1].

Применение информационных технологий в горном деле позволяет построить и использовать различные математические, программные, аппаратные обеспечения для решения геомеханических задач горного производства.

В состав геоинформационных систем входят аппаратная часть, программный комплекс, входные и выходные данные, блок анализа данных. Геоинформационные системы работают с различными видами данных: пространственными, атрибутивными и библиотеками условных знаков.

Пространственные данные указывают на местоположение, и определяет геометрию объектов. Наиболее часто используемыми моделями пространственных данных являются растровое и векторное (не топологическое и топологическое) представление для отображения «плоских» объектов и «трехмерного» представления для описания объемных объектов.

Атрибутивные данные используются для описания свойств пространственных объектов. Атрибутивные данные представляются в виде внутренних и внешних данных системы управления базами данных (СУБД). В современных ГИС для описания пространственных данных используется аппарат реляционной алгебры [2, 3].

Топологический компонент ГИС обеспечивает пространственно коорди-

нированную привязку цифровой горно-геологической, горнотехнической и иной информации и реализуется с помощью специальных программных систем (платформ ГИС). К числу таких средств относятся известные системы ArcView, AutoCAD, платформы Delphi и др.

Для эффективной работы горных предприятий созданы специальные программы, одной из которых, является Майнфрейм Credo, в его комплекс входят такие системы, которые решают проблемы (задачи) геологии, геостатистики, маркшейдерии, технологии и БВР. В таких, разработанных для коммерческой цели программах пока нет возможности прогноза деформации пород, сдвижения земной поверхности, действия взрыва на устойчивость, что имеет большое значение в геомеханике.

На каждом горном предприятии имеется широкий круг задач, связанных с обработкой огромного количества разнородной информации и многократным повторением однотипных расчетов, требующих наглядного представления графических материалов. Такие комплексы, с одной стороны, могут успешно дополнять возможности интегрированных систем, с другой, использоваться самостоятельно для быстрого и качественного моделирования объектов геосреды [4, 5].

Целью геомеханических задач является обоснование оптимальных проектных решений, которые обеспечивают безопасность и эффективность горных работ.

Геомеханические исследования включают в себя изучение физикомеханических свойств породного массива и изменение их с глубиной; геологических структурных особенностей залегания пород; взаимосвязи напряжений в массиве и деформаций пород в выработках; прогнозирование вероятных деформаций и сдвижения горных пород, обрушение и их предупреждение, вопросы устойчивости бортов карьера.

Нами в лаборатории управления геомеханическими процессами разработана программа для расчета устойчивости откосов и склонов. Разработанная программа применяется для проектирования вододерживающих плотин, хвостохранилищ, карьеров, отвалов, дорожных выемок и насыпей, противооползневых сооружений и т.д.

Программой решается плоская задача с использованием метода круговых поверхностей. Производится поиск отсека обрушения с минимальным значением соотношения горизонтальных проекций удерживающих и сдвигающих сил. Это значение принимается за расчетный коэффициент запаса устойчивости откоса.

Найдено теоретически обоснованное решение задачи и, более того, изобретен способ и прибор для бездеформационного определения напряжений в грунте и проведено экспериментальное подтверждение разработок. Кроме этого, реализован оригинальный технический прием, позволяющий безошибочно (в отличие от известных алгоритмов) учитывать взвешивающее и фильтрационное давление воды, колебательные сейсмические силы, давление в порах неконсолидированного грунта [6].

На рисунках 1, 2 показаны принципы работы и структура работы программного обеспечения по расчету устойчивости.

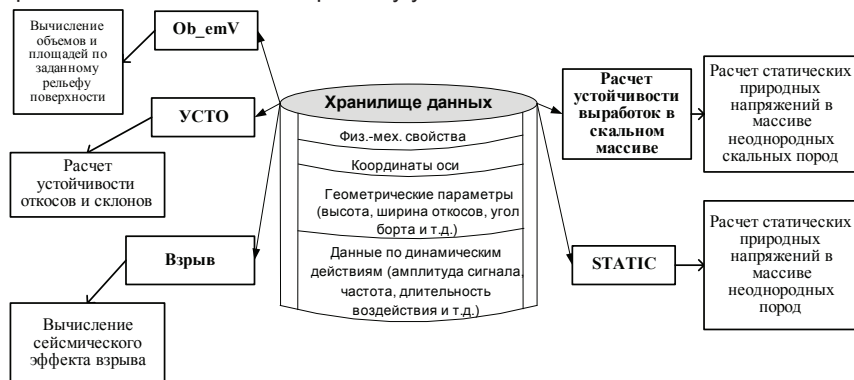


Рисунок 1 – Принцип работы информационного обеспечения управления геомеханическими процессами

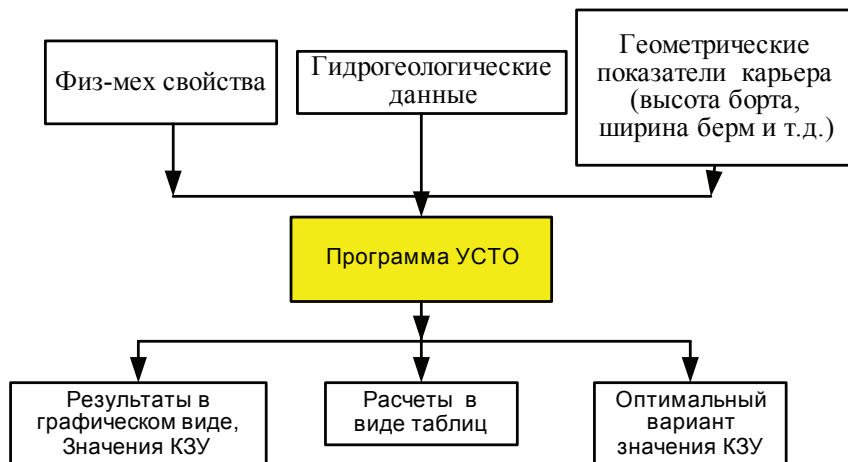


Рисунок 2 – Структура работы программного обеспечения по расчету устойчивости

В основе всех разрабатываемых с применением ГИС-технологии систем лежит единая интегрированная реляционная база данных (БД). Структура этой базы данных отвечает информационным потребностям реализуемых в системе задач. Для многих геомеханических приложений информация, хранимая в БД, может включать в себя не только текстовые и числовые данные, но и пространственные данные - координаты точек маркшейдер-

ской съемки.

На данном этапе разработанная программа для расчета устойчивости борта карьера усовершенствуется: для нее разрабатывается база данных, в состав которой входят следующие таблицы с данными по геомеханике:

Физико-механические свойства;

Координаты оси (по X и Y);

Горно-геометрические параметры (высота, ширина уступов, ширина берм, угол борта карьера и т.д.);

Гидрогеологические данные (водонасыщенность пластов);

Данные по динамическим действиям взрыва (интервал динамической развертки, показатель эффективности заряда, степень затухания, учет затухания от трещин, скорость детонации и т.д.).

Применение ГИС-технологий для решения геомеханических задач даст возможность создания единого компьютерного программного комплекса по сбору, хранению, обработке и использованию информации (геомеханической, горно-геологической, технологической, маркшейдерской) при отработке месторождений.

Литература

1. К.Н. Трубецкой, А.Ф. Клебанов, Д.Я. Владимиров. Геоинформационные системы в горном деле. - Институт проблем комплексного освоения недр РАН, НВК «ВИСТ», г. Москва.
2. Ю.С. Ананьев. Геоинформационные системы: Учеб. пособие. – Томск: Изд-во ТПУ, 2003. – 70с.
3. Ю.Е. Капутин. Горные компьютерные технологии и геостатистика. – СПб: Недра, 2002. – 424 с.
4. Ю.С. Ананьев. Геоинформационные системы в геологических исследованиях // X международный научный симпозиум имени академика М.А. Усова студентов и молодых ученых «Проблемы геологии и освоения недр». – 3-7 апреля 2006 г., г.Томск - С.961-962.
5. <http://www.masters.donntu.edu.ua/2007/fgtu/kochin/library/book%2017.htm>. Наукові праці ДонДТУ. Серія гірничо-геологічна. Випуск 24. - Донецьк, 2001. с. 167-170.
6. Майстровский М.А., Тулебаев К.К. Устойчивость борта карьера с учетом внутреннего отвалообразования.- Сборник трудов ИГД т.78. 2010 г. - 3 стр. п.л.

Касымканова Х.М., Тойбаева Р.Е., Абдрахаева М.

GPS - ҒАРЫШТЫҚ ТЕХНОЛОГИЯЛАРЫН ГЕОДЕЗИЯДА ПАЙДАЛАНУ

Мақалада, GPS ғарыштық геодезиялық қабылдағышы, GPS қабылдағышымен жабдықталған электронды геодезиялық аспаптар негіздері баяндалған.

В статье изложены современные спутниковые геодезические приемники GPS, а также их применение в различных отраслях промышленности

The article presents the modern geodesic tools such as Total Station, GPS, Surveying Systems, and the use of these tools at railroads construction.

Республиканың көптеген экономика, қорғаныс салаларында тау-кен өнеркәсібінде жергілікті жер туралы ақпарат маңызды құрамдас бөлігі болып табылады, осыған байланысты сапалы геодезиялық және картографиялық өнімдерге, қызметке сұраныстың ұлғаюы байқалады. Бұл салада да, GPS ғарыштық технологияларын қолданудың аумағы орасан зор.

Қазіргі уақытта ғарыштық геодезиялық тораптар құру және республикамыздың экономика, қорғаныс және ұлттық қауіпсіздік салаларындағы міндеттерді шешу кезінде ғарыштық технологияларды кеңінен енгізу үшін Қазақстан Республикасының аумағында бірегей мемлекеттік жүйе орнату өзекті болып отыр. Өйткені, қолда бар жер үсті геодезиялық әдістер дәлдік, жеделділік, экономикалық тиімділік тұрғысынан ғылым мен тәжірибенің талаптарына, атап айтқанда геодинамикалық үдерістерді зерттеуді геодезиялық қамтамасыз ету кезінде туындайтын талаптарға сай келмейді[1].

Бұдан басқа, қолда бар әдістер қазіргі заманға сай жұмыс істейтін спутниктік навигациялық жүйелер - ГЛОНАСС (Ғаламдық навигациялық спутниктік жүйе - Ресей Федерациясы) және NAVSTAR GPS (Navigation Satellite Timing and Ranging Global Positioning System - ғаламдық ғарыштық навигациялық жүйе АҚШ) координаттар жүйесіне бірден өтуді қамтамасыз ете алмайды. Навигациялық жүйелер беретін координаттардың бастауы Жердің ортасында болғандықтан жергілікті геодезиялық негізге байланған нүктелер координаты мен бастауы жер ортасына сай келетін геодезиялық негізге байланған нүкте арасындағы айырмашылықты ескерген жөн.

Ресей Федерациясында, Өзбекстан, Беларусь және Өзірбайжан Республикаларында әлемдік ғарыштық желіге қосылған ұлттық геодезиялық желілері жасалған. Сондықтан республикамыздың индустриялық-инновациялық дамуы үшін өзекті бағыттардың бірі – Қазақстан Республикасының аумағында ғарыштық геодезиялық желі салу және бірыңғай мемлекеттік координаттар жүйесін орнату болып табылады[2].

Бұл бағыт үлкен қаражат салымын, ғылыми-әдістемелік құжаттаманы әзірлеуді, ғылыми-техникалық және өндірістік іс-шаралар дайындауды және мамандар оқытуды қажет етеді.

Жалпы алғанда Агенттіктің тау-кен саласында, геодезия және картография салаларында оң алғышарттар жасалды, сонымен бірге басты шешілмеген мәселелерге мыналарды жатқызуға болады:

1. Картографиялау үшін негіз табылатын мемлекеттік геодезиялық желі қалпына келтірілмейтіндей ішінара жоғалған, кейбірі мүлде жоқболғандықтан, қойылатын талаптарға толық жауап бере алмайды.

2. Ғарыштық технологиялардың дамуына және топографиялық-геодезиялық өндірістің автономды спутниктік координаталық анықтау әдісіне көшуге байланысты республикамыздың жаңа координаттар жүйесін жасаудың және дамытудың өзекті мәселесі туындады.

3. Қазақстан Республикасы аумағының топографиялық және картографиялық қамтамасыз етілу жағдайы алаңдаушылық туғызады, карталардың жаңартылмағандағына 10-20 жыл болған.

4. Қазақстанның сейсмоселсенді аумақтары мен каспий маңы өңірлері жоғары дәлдікті геодезиялық өлшемдермен толық қамтылмаған.

5. Агенттікке ведомстволық бағынысты геодезиялық кәсіпорындардың жалпы техникалық және технологиялық дамымай қалуы.

6. Жас мамандар ағымының жоқтығы, мамандарды даярлау және қайта даярлаудың сапасы қазіргі заманның техникалық және технологиялық талаптарына сай келмейді.

7. Пайдаланылуы мемлекет пен тұтынушыға зиян тигізуі мүмкін жалған геодезиялық және картографиялық өнімдерден нарықты қорғау.

Жаһандық бәсекеге қабілеттілік тұрғысынан бағалауда Қазақстанның жағдайына байланысты басқа да мәселелер бар. Қазіргі уақытта жаһандану республикамызда орын алып жатқан барлық үдерістерге өз әсерін тигізуде, Қазақстанның ақпараттық кеңістігі бірегей ақпараттық кеңістікке ену-де. Басқарушылық шешімдерді қабылдауды қолдау және республика өңірлерінің дамуын болжау үшін ақпараттық бөліктің құрамдас бөлігінің бірі өзекті және объективті кеңістіктік ақпарат болып табылады, онда жергілікті жердің мемлекеттік топографиялық карталардағы қазіргі жағдайы көрініс табады[3].

Негізгі сыртқы және ішкі факторларды бағалау.

Ағымдағы жағдайды талдауды назарға ала отырып, сондай-ақ, Қазақстанның әлемдегі бәсекеге қабілетті 50 елдің қатарына енуі және бекуі бойынша қойылған міндеттерді ескере отырып, жер ресурстарын, геодезия және картографияны басқару саласының алдына жер ресурстары туралы шынайы ақпаратпен қамтамасыз етуге, «Институционалдық даму» көрсеткіштері бойынша дүниежүзілік экономикалық форумның бәсекеге қабілеттіліктің ғаламдық индексында Қазақстан Республикасының рейтингін арттыруға, еліміздің қорғаныс қабілеттілігін нығайтуға, ұлттық қауіпсіздік деңгейін арттыруға септігін тигізетін стратегиялық бағыттарды анықтау міндеті қойылды[4].

- ИГТ- іргелі геодезиялық торап;

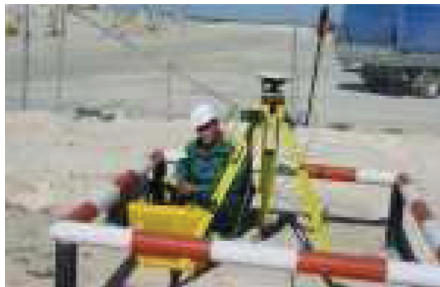
- ЖГТ- жоғары дәлдікті геодезиялық торап;

- ЖСГТ-1 - 1-класты жерсеріктік геодезиялық торап;
- ГЖТ- геодезиялық жиілету тораптары.

Еліміздің территориясындағы координаттарды қамтамасыз етудің жоғары құрылымы ІГТ болып есептеледі және ол мынадай негізгі қызметтерден тұрады: жалпыжерлік геоцентрлік жүйедегі координаттармен қамтамасыз ету; ЖСГТ-1 және ЖГТ аймақтық және ғаламдық масштабтағы мүмкін болатын бұрмалануларды болдырмау.

Іргелі геодезиялық тораптарды техникалық жабдықтау ЖЖС арқылы бақылаудың лазерлік әдісіне және жоғары дәлдікті оптикалық және радиоастрономиялық жүйедеге негізделген. ІГТ пункттері жоғары дәлдікті нивелирлік тордан тұрады және оның барлық пункттерінде көлемді территориядағы гравитациялық алаңның тұрақтылығын бақылау, ауырлық күшінің абсолютті анықтаулары жүйелі түрде қайталанып жүргізіліп тұрады. Осы пункттерге негізделіп Мемлекеттік фундаментальды гравитациялық торлар жасалады.

Жиілетілген тораптар топографиялық түсірістерді қамтамасыз ету үшін қолданылады, ал оларды жерсеріктік және қарапайым геометриялық әдістермен біріктіріп жасау арқылы құрады. Осындай жұмыстырды атқарып жатқан мекеменің бірі - Қазақстандағы «Ғылыми-өндірістік ГЕОКЕН центрі» (1сурет).



Сурет 1 - «Геокен центрі» инженерлері геодезиялық жұмыс атқаруда

Бұл мекеме көп жалдан бері, қысы-жазы топографиялық, геодезиялық және картографиялық жұмыстарды Каспий және арал теңіздері жағалауында, Қызыл құм, Алатау мен Алтай таулары төңірегінде, Торғай, Жамбыл облыстарында, сонымен қатар Қазақстанның тау-кен өндіріс кешендері орналасқан қалалар мен ауылды жерлерде жүргізіп келеді.

Ұзындығы әр түрлі тораптардағы жерсеріктік координаттық анықтаудың жоғары дәлдіктегі өлшеулерін, алуан түрлі физика-географиялық жағдайларда жүргізуге, жерсеріктік әдістерді қолданбалы геодезияның ауқымды мәселелерін шешу кезінде тиімді пайдалануда.

Жерсеріктік әдістерді жоғарыда аталған жұмыс түлерінде пайдалану ерекшелігі – тек белгіленген нүкте координаталарын жедел түрде жоғары дәлдікте анықтаумен бірге, белгіленген бағыттарды анықтау әдістерін жа-

саудан тұрады. Бұл кезде өлшеуді көбінесе, жер серігінен келіп түсетін радиосигналдарды, құрылатын объектілердің әр түрлі конструкциясымен жеке экрандау жағдайларында жүргізуге тура келеді. Аталған ерекшеліктер – өзіне теодолиттер, тахеометрлер, нивелирлер және лазерлі жүйелер сияқты дәстүрлі геодезиялық құрал-жабдықтарын жерсеріктік қабылдау аппаратурасы біріктіріп, геодезиялық өлшеудің жерсеріктік әдістерінің үйлесімділігінің мақсатқа сай екендігін дәлелдейді.

Туннельдерді жерсеріктік әдістерді қолданып салуға қатысты, соңғы әдіс – кіріс порталдары арасындағы барлық алаңды жауып тұратын және сәйкес кластағы тіректік тораптармен байланыс орнатушы, жергілікті жоғары дәлдіктегі геодезиялық тораптарды құру мақсатында пайдаланылады. Туннельді күрделі рельефтік жағдайларда салу кезінде, жерсеріктік әдістердің артықшылығы жақсы байқалады. Осы жұмыстар қазіргі уақытта жинақталған тәжірибе – порталдар арасындағы 10 км-ге дейінгі ара қашықтықта жерсеріктік әдістердің, дәлділікті шамамен 1 см деңгейде қамтамасыз ететінін дәлелдейді. Осының негізінде бағытты анықтаудың арнайы әдістері рұқсат етілген қабілеттілікті пункттер арасындағы қашықтық 400 м-ден аспаған жағдайда, шамамен бір бұрыштық секунд деңгейінде дәлдікпен қамтамасыз етеді[5].

Әр түрлі бөгеттерді салу кезінде геодезиялық жұмыстарды тек құрылыс процесінде ғана емес, сонымен қатар үлкен сыртқы қысымда орналасқан жабдықтау элементтерінде пайда болған деформация мен жылжуды талдау мақсатында оларды пайдалану кезінде, әрі қарай жүргізу қажет. Алынған ақпараттардың жоғары дәлдігі мен дұрыстығына жету үшін, жерсеріктік әдістерді көп жағдайда тахеометр мен жоғары дәлдікті нивелирді пайдалануға негізделген, жердегі әдістермен біріктіреді. Жоғарыда айтылған техникалық құралдар мен әдістерді бірге қолдану – қауіпті деформация мен жылжуды дер кезінде жеткілікті, әрі сенімді түрде анықтауға мүмкіндік береді.

Бұрыштар мен ара қашықтарды өлшеуге негізделген жердегі әдістерді қолданғанда тораптар геометриясын жақсарту мақсатында, қосымша пункттерді ұйымдастыру қажеттілігі туындайды. Ол сөзсіз қосымша техника-экономикалық шығын-дар мен басқа да қиыншылықтарды тудырады. Жердегі әдістерге қарағанда, жерсеріктік әдістер – пункттердің орналасу геометриясын талғамайды және тік сызықты жолдың бойында орналасқан пункттердің координаталарының анықтамаларын қажетті дәлдікпен толық қамтамасыз ету үшін жарамды.

Қолданылған әдебиет тізімі

1. Захаров А.И. Геодезические приборы: Справочник. – Москва: Недра, 1989 – 314 с.
2. Ключин Е.Б., Киселев М.И., Михелев Д.Ш., Фельдман В.Д., под ред. Д.Ш. Михелева. Инженерная геодезия:– 4-е издание. – Москва: Издательский центр «Академия», 2004 – 480с.
3. Нұрпейісова М.Б., Рысбеков Қ.Б. Геодезиялық аспаптар: - Алматы: ҚазҰТУ,

2010. – 244 б.

5. Игильманов А.А., Игильманов Т.А. Инженерлік геодезия – Астана: Фолиант ба-
спасы, 2007. – 176 б.

6. Евстафьев О.В. SMARTSTATION – новый прибор компании LEICA
GEOSYSTEMS.- Геопрофи журнал: - 2005, январь, 40 с.

Койшыгарин А.Т.

ТАУ-КЕН ӨНЕРКӘСІБІНДЕГІ ЖЕР БЕТІН БАҚЫЛАУҒА БАҒЫТТАЛҒАН ГЕОДЕЗИЯЛЫҚ МӘЛІМЕТТЕР

Мақалада тау-кен өнеркәсібінде, оның жерасты жұмыстарының жер бетіне тигізетін кері әсеріне байланысты, кен өндіру аймағында қазіргі заманғы озық технологияларды пайдаланып, геодезиялық түсірімдерді жүргізу қарастырылған.

В статье изложены проблемы сдвижения и оседания земной поверхности, под действием горных работ и проведение геодезических съемок с использованием современных технологий.

The paper considers problems of displacement and subsidence of a terrestrial surface are stated, under the influence of mountain works and carrying out geodetic works using modern technologies.

Қазіргі замандағы геодезия - жерді бөлу мағынасы шеңберінен әлдеқашан шыққан, күрделі ғылыми-техникалық және инженерлік мәселелерді геодезиялық т.б. да аспаптар көмегімен арнайы өлшеу және оның нәтижелерін математикалық-графиктік өңдеу арқылы шешетін жан-жақты ғылым саласына айналып отыр. Сөйтіп геодезия - жердің пішіні мен көлемін анықтауда, оның жекелеген бөліктерін сызбаға, картаға түсіруде, жердің қималарын (профильдерін) жасауда, инженерлік жұмыстарды жобалауда, жүргізуде және пайдалануда қолданылатын әртүрлі өлшеу әдістері туралы ғылым.

Геодезия ежелгі ғылымдардың бірі бола тұрса да, адамзат қоғамының, ғылым мен техниканың жедел дамуына байланысты өзінің мазмұнын өзгертіп отырды. Соның нәтижесінде геодезия бірнеше дербес ғылыми және ғылыми-техникалық салаларға бөлінді.

Геодезия пәнінің негізгі ғылыми-техникалық міндеттеріне мына төмендегідей жұмыстар жатады:

- жер бетіндегі нүктелердің координаттарын белгілі бір жүйеде анықтау;
- тау-кен кәсіпорындарын жобалау, салу және пайдалану кезінде қажетті әртүрлі өлшеулерді жер бетінде, жер қойнауында, атмосфера қабатында, теңізде және ғарыш кеңістігінде жүргізу;
- республикамыздың қорғаныс мұқтаждығын геодезиялық мәліметтермен қамтамасыз ету мәселелері жатады [1].

Геодезияның халық шаруашылығының түрлі-түрлі салалары үшін тәжірибелік үлкен маңызы бар. Мәселен, геодезиялық өлшеулер, жолдар, каналдар, жер асты құрылыстары (метро, кабельдер, құбырлар) әуе желілері (электрлік беріліс, байланыс желілері) трассаларын белгілеу кезінде, пайдалы кен орындарын барлау және пайдалану кездерінде кең қолданылып келеді.

Геодезия жер иегерлерін орналастыруда, жерді құрғату мен суландыруда, орман шаруашылығын жүргізу кезінде қолданылады.

Геодезиялық өлшеулердің негізгі атқаратын міндеттері нүктелердің кеңістіктегі орналасу орындарын, пландық, биіктік координаталарын анықтау. Ірі масштабты топографиялық түсірістерде электрондық тахеометрлер кеңінен пайдалануда.

Біздің елімізде мемлекеттік геодезиялық тораптарға 1, 2, 3, 4 класс мемлекеттік триангуляциялық, полигонометрия және I, II, III, IV кластық нивелирлеу жатады.

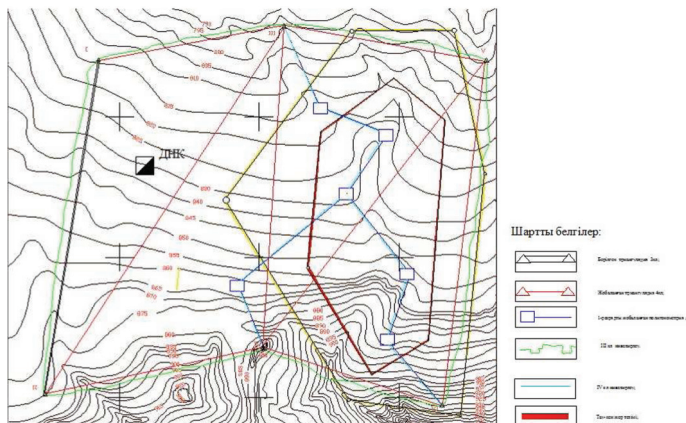
IV класс триангуляциясын дамыту үшін III класс триангуляциясы пункті, қорытынды пункт болып табылады:

I пункт – А пункті,

II пункт – В пункті.

IV класс триангуляциясының жобаланған пунктері: I – ші разрядті триангуляциясы үшін қорытынды мәлімет беретін қызмет атқарады.

Геодезиялық тораптардың координаталары көп жағдайда триангуляциялық әдіспен анықталады. Бұл әдістер жер бетінде бір-бірімен жалғасып жатқан үшбұрыштар (төбесінің координаталары) жүйесін құруға негізделген. Үшбұрыштар төбесінің координаталарын анықтау үшін әрбір үшбұрыштардың бұрыштары өлшенеді. Бастапқы үшбұрыштың бір қабырғасы өлшеніп, (AB) қалған қабырғалары формула бойынша есептеледі. Қалалық жерлерде құрылыс жүріп жатқан және де жетуге қиын аудандарды геодезиялық мемлекеттік тораптар пунктер тізбегіне өзара нәтижесінде алынған полигонометриялық жүрістер арқылы құрылады (1 сурет).



1 сурет - Қазақстанның тәуелсіздігіне 10 жыл шахтасы айналасындағы геодезиялық тор

Триангуляция төрт класқа бөлінуі:

-1 – класс (20 с 25 км);

-2 – класс (15 с 20 км);

-3 – класс (10 с 15 км);

-4 – класс (5 с 10 км);

Неғұрлым класс жоғарлаған сайын өлшейтін аспап дәлдігі де жоғары болады.

Триангуляция әдісімен геодезиялық тораптарды өлшеуді дамыту үшбұрыштар тізбегі болып табылады.

Алыста орналасқан қатардың байланыстырушы қатардың логарифмдік квадраттық қателігі мына формулалармен анықталынады:

$$M_{lg}^2 = \frac{2}{3} m_{\beta}^2 \sum_1^n (\operatorname{ctg}^2 A_i + \operatorname{ctg}^2 B_i + \operatorname{ctg} A_i + \operatorname{ctg} B_i) \quad (1)$$

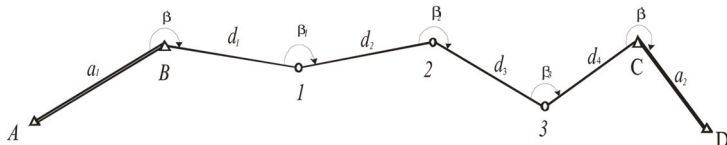
Триангуляциялық пунктер жүйесі 1 разрядта жобаланады. Пунктер бір-бірінен көрінуі керек, бір қабырғасының ұзындығы 1 - 5 км, бұрыштардың мәні $30^\circ - 120^\circ$ болуы керек.

Жобаланған геодезиялық тораптың сапасы, олардың салыстырмалы қатесінің шамасына байланысты бағаланады.

$$\frac{m_s}{S} = \frac{1}{10^6 / m_s} < \frac{1}{7000} \quad (2)$$

Полигонометрияда бұрылу бұрыштары теодолитпен, ал арақашықтықтар болат немесе инвар лентамен өлшенеді. Кейінгі кезде электрооптикалық және радиоактивті қашықтық өлшегіш аспаптардың пайда болуына байланысты геодезиялық тораптарды бұрыш өлшенбей, тек қана үшбұрыш қабырғалары анықталатын болды. Бұл әдіс трилатерация әдісі деп аталады.

Полигонометриялық 1 разрядты бір жүйелі триангуляциялық 1 разряд және 3 – 4 кластар пунктеріне жалғасып құрылады. Жүрістер ұзындығы 0.5-0,1 км, бір немесе екі түйіндік пункттермен жобаланған. Жақтар ұзындығы СМ – 3 қашықтық өлшегішпен екі қайтара өлшенеді, жақтардың орташа квадраттық қателігі $m_s = 0.01$ м, бұрыштар 2Т2 теодолитпен екі қайтара өлшеп, орташа квадраттық қателігі $m_{\beta} = \pm 5''$ немесе барлық өлшеулер электрондық тахеометр ЗТА5 өлшенеді (2 сурет).



2 сурет - Полигонометриялық әдіс

Жүйеге кіретін әрбір жүрістің орташа квадраттық қателігі былай анықталады:

$$M^2 = n \cdot m_s^2 + \frac{m_p^2}{\rho''} [S]^2 \frac{n+3}{12} \quad (3)$$

және жүрістің салыстырмалы қиылыспаушылығы:

$$\frac{1}{T} = \frac{2M}{S} < \frac{1}{10000} \quad (4)$$

мұндағы, [S] – жүріс периметрі;

n – қабырғалар саны;

ρ'' – 206265".

Торапты нүктенің орналасу жағдайының орташа шаршылық қатесі формула бойынша:

$$M_{yz} = \sqrt{\frac{M_1^2 * M_2^2 * M_3^2}{M_1^2 * M_2^2 + M_1^2 * M_3^2 + M_2^2 * M_3^2}} \quad (5)$$

Геодезиялық пункттердің биіктігін нивелирлеу әдісімен анықтайды. Маркшейдерлік жұмыстарды жүргізгенде шахта оқпанына жақын жерде орналасқан тірек пункттерінің болуы өте қажет, оқпаннан алыстығы 300 м аспауы керек [2].

Нивелирлеу арнайы аспаптың көмегімен пункттер биіктігінің айырмасын, яғни биіктік өсімшесі арқылы пункттердің абсолют биіктіктері Н – есептеледі.

Реперлік әр жүрістегі орташа квадраттық қателігі мына формуламен есептелінеді:

$$m_i^2 = \xi^2 \cdot L_i + \delta^2 \cdot L_i^2 \quad (6)$$

мұндағы, ξ – 1 км жүрістің орташа кездейсоқ қателігі;

δ – 1 км жүрістің орташа жүйесінің қателігі;

L_i – км есебімен алынған жүріс ұзындығы.

Есептеу кезінде h және S келесі мәндерін қабылдау әдісі:

III – класс	$\xi = \pm 4,0$	$\delta = \pm 0,8$ мм
IV – класс	$\xi = \pm 8,0$	$\delta = \pm 2,0$ мм

Репер биіктігін анықтау дәлдігі олардың салмағы арқылы алынады:

$$P_i = \frac{1}{m_i^2} \quad (7)$$

III класс бойынша:

$$m_{iCB}^2 = 4^2 \cdot 6,35^2 + 0,8^2 \cdot 6,35^2 = 670,97;$$

$$m_{iA}^2 = 4^2 \cdot 8,4^2 + 0,8^2 \cdot 8,4^2 = 1174,12;$$

IV класс бойынша:

$$m_{II}^2 = 8^2 \cdot 1,645^2 + 2^2 \cdot 1,645^2 = 184,01;$$

$$m_{III}^2 = 8^2 \cdot 2,185^2 + 2^2 \cdot 2,185^2 = 324,65;$$

$$m_{IV}^2 = 8^2 \cdot 1,35^2 + 2^2 \cdot 1,35^2 = 123,93;$$

$$P_{ICB} = \frac{1}{670,97} = 0,0015;$$

$$P_{ICA} = \frac{10}{1174,12} = 0,0009;$$

С реперінің жалпы салмағының А және В жүрістеріндегі жағдайы:

$$P_C = \sum_{i=1}^5 P_i = (0,0025 + 0,0009) = 0,0024;$$

$$m_C^2 = \frac{1}{\sum_{i=1}^5 P_i} = \frac{1}{0,0024} = 416,67;$$

$$m_C = 20,4 \text{ мм};$$

Тораптық репердің биіктігін анықтаудың орташа квадраттық қатесі:

$$m_{y3} = \sqrt{\frac{m_1^2 \cdot m_2^2 \cdot m_3^2}{m_1^2 \cdot m_2^2 + m_2^2 \cdot m_3^2 + m_1^2 \cdot m_3^2}} \quad (8)$$

мұндағы, m_1^2, m_2^2, m_3^2 - жоғарыдағы формула бойынша есептелінеді:

$$m_{y3} = \sqrt{\frac{184,01 \cdot 324,65 \cdot 123,93}{184,01 \cdot 324,65 + 184,01 \cdot 123,93 + 324,65 \cdot 123,93}} = \sqrt{60,30} = 7,77 \text{ мм}$$

Жүрістің шектік тоғыспаушылықтар:

III класс:

$$f_{hIII} = \pm 10 \sqrt{L}, \text{ мм}, \quad (9)$$

$$f_{hIIIB} = \pm 10 \sqrt{6,35} = 25,2 \text{ мм};$$

$$f_{hIIIA} = \pm 10 \sqrt{8,4} = 28,98 \text{ мм};$$

IV – класс:

$$f_{hIV} = \pm 20 \sqrt{L}, \text{ мм}, \quad (10)$$

$$f_{hIV1} = \pm 20 \sqrt{1,645} = 25,65 \text{ мм};$$

$$f_{hIV2} = \pm 20 \sqrt{2,185} = 29,56 \text{ мм};$$

$$f_{hIV3} = \pm 20 = 23,24 \text{ мм};$$

Тау-кен өнеркәсібінде, оның ішінде терең шахталарды өңдеу кезінде жер беті түрлі өзгерістерге ұшырайды. Әрине оған әсер ететін жан-жақты факторлар бар: эндогендік және экзогендік процестер, деформация, жер қыртысының шөгуді, опырылуы, жылжу мұльдалары және т.б. Шахталарда кен өндіру процесі кезінде осы аталған құбылыстарды зерттеп, тиісті ша-

раларды қолданып, кен өндіру аймағында геодезиялық бақылау жүргізу қажеттігі туындайды [3]. Ол үшін бақылау станциялары орнатылып, керекті мәліметтерді алып отыру негізгі бақылау түрлерінің бірі. Бақылау станцияларын салу мына мәселелерді шешу үшін жасалады:

1. Жылжу үрдістерінің параметрлерін анықтау;
2. Жылжу мұльдасының ішіндегі деформациялық үрдістерді анықтау;
3. Жылжу үрдістерінің жалпы ұзақтығы мен жылдамдығын және деформациялардың қауіпті мезгілінің ұзақтығын анықтау;
4. Қауіпті жылжу аймағындағы құрылыстар, ғимараттар және басқа объектілерде пайда болған деформациялардың мәндерін, сондай-ақ олардың жер беті жылжуы мен өзара байланыстылығын анықтау;

Зерттеулерді белгілі бір уақыт аралығында орындап, салыстырып, мониторинг жасалынады. Яғни, өндіріс алаңында белгілі бір ара қашықтықта реперлер орнатылып, осы реперлер арқылы мәліметтер алынады. Осы аталған аналитикалық есептеулер бізге кен өндіру кезінде жерүсті жылжуларын, мұльда қозғалыстары туралы болжанған мәлімет береді. Бұл құбылыстар, әртүрлі себептерге байланысты, яғни кен өндірудің ұлғаюына, массивтің құлауына байланысты.

Жоғарыда аталған жұмыстарды жүргізу үшін, қазіргі кезде ең қолайлы, уақыт жағынан тиімді, заман талабына сай аспаптар қолданылады. Олардың ішінде негізгілері: электронды тахеометр, нивелир, GPS т.б. Бұл геодезиялық аспаптарға қазіргі күннің өзінде сұраныс өте көп.

Электронды тахеометр – жер бетінде горизонталь бұрышты, горизонталь ара қашықтықты және өзара биіктікті өлшеуге арналған топографиялық электрондық – оптикалық аспап. Электронды тахеометр құрылымында кодтық теодолит пен шағын жарық қашықтық өлшеуіш біріктірілген. Ара қашықтықты, горизонталь және вертикаль бағыттарды өлшеу нәтижелері, электрондық цифрлы таблода көрініп, бір мезгілде ақпаратты жинағышта тіркелуі мүмкін. Электронды тахеометр арқылы өзара биіктікті анықтаудың, көлбеу қашықтықты горизонталь жазықтыққа келтірудің автоматты түрде атқарылуы, сондай-ақ жарықтың ауада таралуын жылдамдығы үшін түзетудің автоматты түрде есепке алынуы мүмкін.

Қазіргі таңда электронды тахеометрлердің қолдану саласына, *дәлдігіне және орындалатын функциясына* байланысты үш топқа бөлуге болады:

- жәй электронды тахеометр;
- орташа класты электронды тахеометрлер;
- сервожетекпен жабдықталған (роботталған) тахеометрлер.

Жәй электронды тахеометр – бұл аспап, дәстүрлі геодезиялық өлшеулерді (арақашықтық, өзара биіктік) орындауға арналған аспаптар. Деректерді ішкі немесе қосымша жадқа жазады. Мұндай аспаптардың бұрыштық қателігі 5"– 6", ал ара қашықтықтікі 3 – 5мм құрайды. Бір призма бойынша арақашықтықты өлшеу, 1100-1500 м құрайды.

Екінші типті электронды тахеометрлерге – *орташа класты* аспаптар жатады (Leica, Nikon, Trimble). Бұл тахеометрлер жәй тахеометрлерге қарағанда

қымбат, бірақ кеңінен тараған. Олар барлық геодезиялық жұмыстарды (геодезиялық тораптарды дамыту, өлшеулер және қағаздан жерге түсіру, координаталау тапсырмаларын шешу: тура және кері геодезиялық есептерді ауданды есептеуді, қиылыстыруды шешу) орындауға қатысты есептеу программасымен қамтылған. Бұл аспаптардың бұрыштық қателігі кластық, дәлдікке байланысты 1"-тан 5"-қа дейінгі аралықты құрайды.

Тахеометрлердің үшінші түріне – *сервожетеклен* (сервопривод) қамтылған роботталған тахеометрлерді жатқызуға болады. Бұл аспаптар арнайы шағылдырғыштарға өздігімен бағыттталып, өлшеулер жүргізе алады. Сонымен қатар, бұл аспап қашықтықтан басқарылатын (өлшенетін нүктеден тұрып) арнайы жүйемен қамтылған. Яғни, бір адам ғана жұмыс істейді. Мұндай өлшеу жұмыстары жұмыс өнімділігін 80%-ға дейін арттырады.

Тахеометрлік түсірісте жер бетінің топографиялық планы тік және жазық бұрыштарды, сонымен қатар, арақашықтықтарды өлшеу арқылы салынады.

Тахеометрлік түсіріс пункттеріне 1, 2, 3, және 4 кластық, пландық және биіктік тораптардың пункттері жатады. Планда горизонтальдар әрбір 2,5 м сайын жүргізіледі (3 сурет).

Nikon DTM 333/352 – NPL 602/652 серияларының тахеометрлері



3 сурет - Nikon DTM-332 және NPL 652 тахеометрлері

Nikon DTM – 332 электронды тахеометрі екі жағынан да толық функциялы әріптік, сандық батырмалармен қамтамасыз етілген. Ол аспаптың негізгі функцияларына тез кіруге және кодтар мен нүктелердің аттарын жылдам енгізуге мүмкіндік береді. 10 функциялы батырмалары станцияны бекіту бұрыштарын анықтау, нүктелерді табу, белгісіз биіктік пен ара қашықтықтарды анықтау сияқты аспаптың негізгі функцияларына кіруге мүмкіндік береді.

Жалпы айтқанда, жүргізілген геодезиялық жұмыстар, алынған өлшемдер нәтижесінде тау-кен өнеркәсібінде, терең шахталарда кен өндірісі кезінде жер үсті әр жыл сайын бірнеше метрге дейін шөгіп, жер бедері өзгеріске ұшырайтынын нақты айтуға болады. Бұдан басқа жер бетінің өзгеруіне жерасты сулары, экзогендік әсерлер де бар. Осы аталған факторлардың

барлығы техногендік апат тудыруы мүмкін. Сондықтан аталмыш кен өндіру комбинаттарында үнемі геодезиялық бақылау жасап отыру, техногендік апаттың алдын алу шаралары болып табылады.

Әдебиеттер тізімі

1. Рыжов П.М. Тау-кен өнеркәсібінде қолданатын математикалық статистика әдістері М.: МИГРЭМ, 1965,-209 б.
2. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений. М., Недра, 1988.- 78с.
3. Джангулова Г.К. Исследование разрыхленности вмещающих пород месторождений хромитов при их самообрушении // Научно-техническое обеспечение горного производства. Труды ИГД им. Д.А. Кунаева. –Алматы, – Т.70– 2005.-С.30-36.

Хакимжанов Т.Е., Абдугалиева Г.Ю.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МЕТАНОНОСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ КАРАГАНДИНСКОГО БАССЕЙНА НА ГЛУБИНАХ НИЖЕ 400 М

Қарағанды бассейнінің В.И.Ленин атындағы шахтасының D_6 және Абай шахтасының K_{10} көмір қабаттарының нақты газдылығын сараптау негізінде 400 м-ден төмен тереңдікте қабаттардың табиғи газдылығының өсуінің логарифмдік баланысы көрсетілген.

На основе анализа фактической газоносности угольных пластов D_6 шахты имени В.И.Ленина и K_{10} шахты «Абайская» Карагандинского бассейна на больших глубинах показано, что изменение природной газоносности пластов на глубинах ниже 400 м нарастает по логарифмической зависимости.

On the basis of the actual gas content analysis of coal beds D_6 of the underground mine named after V.I.Lenin and K_{10} of the «Abaiskaya» underground mine of the Karaganda basin in deep distances it showed that variation of natural gas content of beds grows by logarithmic dependence in distances deeper than 400 m.

Прогнозирование метановыделения в очистной забой основывается на определении относительной или абсолютной газообильности по природной газоносности угля. Изменение метаноносности угольных пластов Карагандинского бассейна с глубиной изучалось при проведении геолого-разведочных работ прямым методом с 1952 г. На основе накопленных фактических материалов установлены общие закономерности распределения газовой зональности, зоны газового выветривания, характер изменения газоносности с глубиной. Параметры, характеризующие изменение природной метаноносности угольных пластов на шахтных полях Карагандинского бассейна приведены в работах [1, 2]. В этих работах установление количественных характеристик изменения природной газоносности угольных пластов в Карагандинском бассейне производится по методике, предложенной М.А. Ермаковым. Данные газового опробования керногазонаборниками обрабатываются в предположении S-образного характера нарастания природной газоносности угольных пластов с глубиной, восходящая ветвь которой описывается уравнением Ленгмюра:

$$X = \frac{c(H - H_0)}{1 + b(H - H_0)}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (1)$$

где H – глубина залегания угольных пластов, для которой определяется природная газоносность, м;

H_0 – глубина зоны газового выветривания, м;

c, b – эмпирические коэффициенты.

Расчеты по формуле (1) для пласта K_{10} шахты «Абайская» при $H_0=130\text{м}$,

$c=0,71$, $b=0,33$ показывают, что природная газоносность на глубине $H=500$ м и выше не увеличивается. Верхняя составляющая кривой 1 на рисунке 1 при глубинах 500, 600 и 700 м переходит в прямую линию и газоносность находится в пределах $20 \text{ м}^3/\text{т}$. Такой же расчет по формуле (1) провели для пласта D_6 шахты имени В.И.Ленина при $H_0=300\text{м}$, $c=1,15$, $b=0,053$. Получили аналогичный результат, т.е. при глубинах 400, 500, 600 и 700 м газоносность также не меняется. В соответствии с кривой 1 на рисунке 2 газоносность находится в пределах $17 \text{ м}^3/\text{т}$.

Прогнозирование природной метаноносности угольных пластов на шахтных полях Карагандинского бассейна, произведенные по состоянию на 1977 г. показывают, что газоносность угольных пластов на глубине 500 м и ниже не увеличивается и прогнозируемая газоносность находится в пределах $20 \text{ м}^3/\text{т}$, что не соответствует фактической газоносности на больших глубинах, приведенным в работе [3].

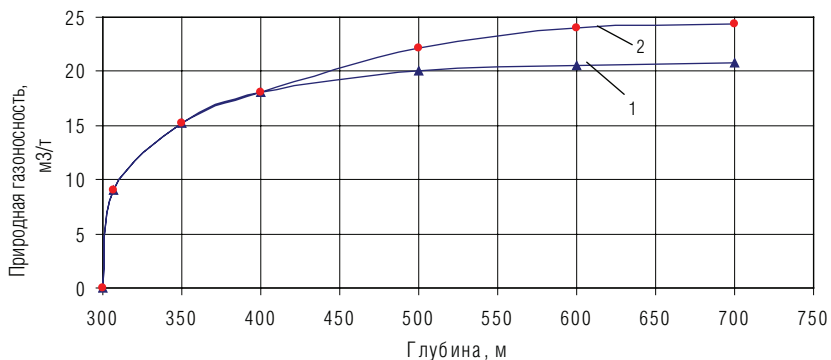
В работе [3] отмечается, что газоносность пластов Карагандинского бассейна на глубине свыше 500 м увеличивается до $25 \text{ м}^3/\text{т}$ и более.

С целью приведения расчетных результатов, полученных по формуле (1), в соответствии с фактической газоносностью, предложено для глубин свыше 400, 500 м применять формулу (1) с другими численными значениями коэффициентов уравнения Лэнгмюра.

Для пласта D_6 шахты им. В.И.Ленина принимаем, что коэффициенты $c=1,16$, $b=0,045$. Расчеты по формуле (1) с введением новых численных значений коэффициентов показывают, что при $H=500$ м газоносность пласта составляет $23,2 \text{ м}^3/\text{т}$, при $H=600$ м – $24,0 \text{ м}^3/\text{т}$, при $H=700$ м – $24,4 \text{ м}^3/\text{т}$, что соответствует фактическим данным (таблица 1, рисунок 1, кривая 2). Для пласта K_{10} шахты «Абайская» принимаем коэффициент $c=0,70$, $b=0,029$. Получаем газоносность соответственно на глубине 500 м – $20,0 \text{ м}^3/\text{т}$, 600 м – $22,8 \text{ м}^3/\text{т}$, 700 м – $23,1 \text{ м}^3/\text{т}$ (таблица 2, рисунок 2, кривая 2).

Таблица 1 – Значения газоносности угольного пласта D_6 шахты им. В.И.Ленина на различных глубинах

Глубина H , м		300	400	500	600	700
Природная газоносность угольного пласта, $\text{м}^3/\text{т}$	$c=1,15$ $b=0,053$	Кривая 1				
		0	18,1	20,0	20,8	20,9
	$c=1,16$ $b=0,046$	Кривая 2				
				22,2	24,0	24,4

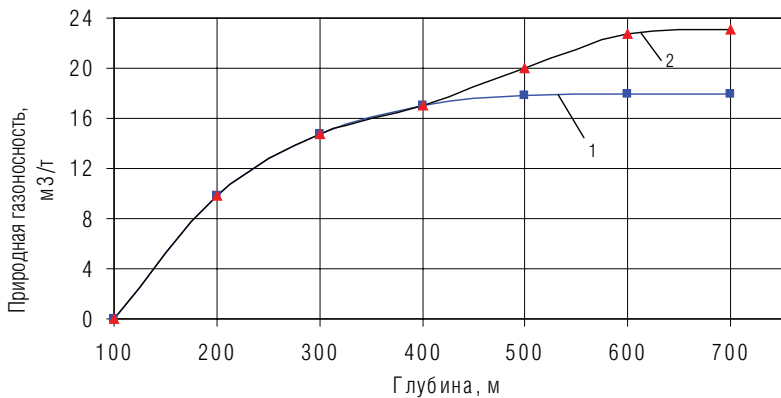


1 – при $c=1,15$ и $b=0,053$; 2 – при $c=1,16$ и $b=0,045$

Рисунок 1 – Изменение расчетной величины газоносности угольного пласта D_6 шахты им. В.И. Ленина с глубиной

Таблица 2 – Значения газоносности угольного пласта K_{10} шахты «Абайская» на различных глубинах

Глубина Н, м		100	200	300	400	500	600	700
Природная газоность угольного пласта, м³/т	$c=0,71$ $b=0,033$	Кривая 1						
		0	9,8	14,7	16,65	17,8	18,0	18,0
	$c=0,70$ $b=0,029$	Кривая 2						
					16,65	20,0	22,8	23,1



1 – при $c=0,71$ и $b=0,033$; 2 – при $c=0,70$ и $b=0,029$.

Рисунок 2 – Изменение расчетной величины газоносности угольного пласта K_{10} шахты «Абайская» с глубиной

Расчетные значения природной газоносности угольных пластов D_6 шахты им. В.И. Ленина и K_{10} шахты «Абайская» характеризуют нарастание их природной метаноносности с глубиной.

На основе анализа фактических и расчетных данных природной газоносности угольных пластов с глубиной, изменение природной газоносности угольных пластов на глубинах ниже 400 м можно выразить логарифмической зависимостью:

- для угольного пласта D_6 шахты им. В.И. Ленина:

$$y = 23,91 \ln(H) - 128,83 \quad R^2=0,85 \quad (2)$$

- для угольного пласта K_{10} шахты «Абайская»:

$$y = 11,98 \ln(H) - 54,4 \quad R^2=0,99 \quad (3)$$

Вывод: Расчет газоносности для пласта D_6 шахты имени В.И.Ленина при глубинах 500, 600, 700 м. производить по формуле 1 с численными значениями коэффициентов $c=1,16$ и $b=0,045$, а для K_{10} шахты «Абайская» при глубинах 400, 500, 600 и 700 м с коэффициентами $c=0,70$ и $b=0,029$. Природная газоносность угольных пластов на глубинах ниже 400 м нарастает по логарифмической зависимости.

Литература

1. Ермаков М.А. Пути усовершенствования прогноза газоносности угольных пластов и газоносности выработок в карагандинском бассейне. // Проблемы рудничной аэрологии. М., 1974. – С. 87-93.
2. Кизряков А.Д., Дмитриев А.М., Хегай Г. Совершенствование методов прогноза природной газоносности угольных пластов Карагандинского бассейна. М., 1982. – 51 с.
3. Кизряков А.Д., Хакимжанов Т.Е., Хегай Г. Метанообильность шахт Карагандинского бассейна. Алма-Ата: наука, 1983. – 186 с.
4. Баймухаметов С.К. Проблемы безопасности разработки высокогазоносных угольных пластов. Караганда: Карагандинская полиграфия, 2006. – 206 с.

Хакимжанов Т.Е., Абдугалиева Г.Ю.

СПОСОБ УПРАВЛЕНИЯ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЕМ ИЗ ПОДРАБОТАННОГО ГАЗОНАСЫЩЕННОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД НАЛЕГАЮЩЕЙ ТОЛЩИ

Мақалада асты қазылған, газға қанық тау-кен жыныстары массивін оқишаулау арқылы ондағы газ қозғалысының таралуына кедергі жасауға мүмкіндік беретін, қазылым кеңістіктен лаваға метанның бөлінуін азайту әдісі қарастырылған.

В работе рассмотрен способ снижения поступления метана из выработанного пространства в лаву, позволяющего изолировать подработанный газонасыщенный массив горных пород, тем самым препятствовать распространению дренирующего здесь газа.

Reduction method of methane inflow from the mined-out space into lava, which allows to isolate the underworked gas-saturated rock mass, as well as to prevent distribution of the drainage gas in this place, is reviewed in this work.

С увеличением глубины разработки угольных пластов происходит перераспределение составных частей газового баланса, возрастает роль метановыделения из выработанного пространства, возникает проблема удаления газа из выработанного пространства и из подрабатываемой толщи, откуда в лаву поступает до 70% всего метана. Загазовывание очистного забоя вызывает ряд нежелательных последствий: создает реальную угрозу взрывов и вспышек метана и пыли, нарушает технологический процесс добычи угля и проведения выработок, увеличивает опасность завала лав; резко ухудшает технико-экономические показатели добычи и безопасность подземных горных работ.

При современной технологии добычи угля подземным способом применяются различные способы управления выделение метана из выработанного пространства в лаву. Одним из рациональных технических решений является удаление высококонцентрированной метановоздушной смеси из выработанного пространства методами дегазации, т.е. путем бурения дегазационных скважин в места их наибольшего скопления (в зоны разгрузки спутников в почве или кровле пласта) с подземных горных выработок или с поверхности [1, 2]. Бурение дегазационных скважин из действующих горных выработок в выработанное пространство лавы впереди линии очистного забоя, как показала практика, неэффективно, т.к. срок службы их небольшой, из-за частого срезания скважин под действием опорного давления впереди линии очистного забоя.

Бурение дегазационных скважин на спутники угольного пласта (в почве или кровле) из поддерживаемых за лавой горных выработок в разгруженные зоны обеспечивает достаточно высокую эффективность дегазации (до 30-40%) выработанного пространства. Однако данный способ пригоден только

для прямоточных схем проветривания и требует тщательной герметизации устья скважины на глубину 8-10 м, что трудно выполнить в стесненных условиях выработок, поддерживаемых вслед за очистным забоем [1, 2].

Известны способы дегазации выработанного пространства, которые осуществляются путем отсоса газовоздушной смеси через трубы, укладываемые в выработанном пространстве. Эти способы требуют производства дорогостоящих и трудоемких работ по бурению скважин и укладке трубопроводов, проходке и заперемычиванию специальных выработок. В трубопроводы и скважины засасывается значительное количество чистого воздуха, что приводит к снижению концентрации газовой смеси до взрывоопасной и снижает эффективность способов [3].

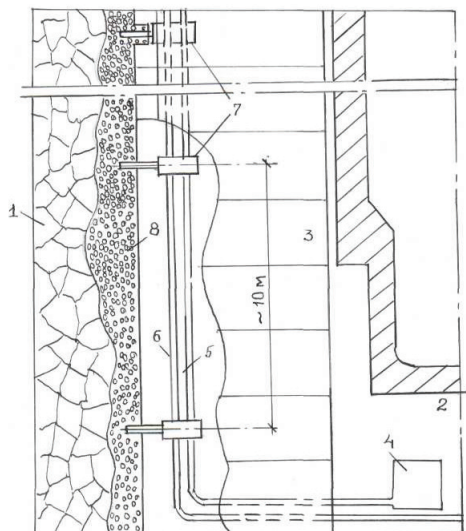
Наибольшее распространение в Карагандинском угольном бассейне получила дегазация выработанного пространства посредством бурения скважин с поверхности. Эффективность данного способа достигает 70% при концентрации извлекаемого метана до 90%. Наибольший эффект при этом получается при отработке одиночной лавой (т.е. оставлением целиков угля как со стороны конвейерного, так и вентиляционного штреков) [4].

Однако, несоответствие местоположения и конструкции вертикальных скважин с поверхности к конкретным горно-геологическим условиям снижают эффективность их работы. Не редки случаи нарушения целостности скважин, выхода их из строя еще до подхода очистного забоя или прекращения выхода метана при небольшом отходе от них очистного забоя. В период, когда дегазационная скважина находится впереди очистного забоя, она испытывает влияние опорного давления. Все это оказывает отрицательное влияние на сохранность скважины. Эффективность работы дегазационной скважины в значительной степени зависит от того, насколько при ее заложении учитываются особенности перемещения масс подработанных пород и те геомеханические процессы, которые происходят в подработанной толще при различных горно-геологических условиях [5].

Для снижения газообильности лавы и роста производительности угледобывающей техники, увеличения нагрузки на очистной забой, улучшения условий труда, а также повышения безопасности ведения работ путем консервации метана и других вредных газов в выработанном пространстве предлагается способ управления газовой выделением из выработанного пространства в лаву, основанный в том, что по мере продвижения груди забоя в выработанное пространство по всей длине лавы нагнетают воздушно-механическую пену [6]. Воздушно-механическая пена заполняет пустоты, смачивая поверхность угольно-породных остатков, образует пленки в структуре и пустом пространстве, изолирует выработанное пространство и тем самым препятствует распространению дренирующего здесь газа (рисунок).

При системе разработки длинными столбами по простиранию с полным обрушением кровли с применением механизированного комплекса с передвижной крепью на вентиляционном штреке выемочного участка размещают емкость с пенообразующей жидкостью, например 3% водный раствор

пенообразователя (ПО-1). Необходимый для создания давления жидкости и образования пены сжатый воздух подают; из участковой магистрали сжатого воздуха.



1 - выработанное пространство; 2 - конвейерный штрек; 3 - призабойное пространство; 4 - емкость с пенообразующей жидкостью; 5 - трубопроводы с жидкостью; 6 - шланги со сжатым воздухом; 7 - пеностволы; 8 — пена.

Рисунок – Расположение пеностволов и трубопроводов в лаве

По гибким трубопроводам или шлангам, подвешанным к верхней части передвижной крепи ближе к выработанному пространству так, чтобы не препятствовать свободной передвижке секции крепи, сжатый воздух и пенообразующую жидкость подают по всей длине лавы и пеностволом. Пеностволы устанавливают путем подвешивания к механизированной крепи через равные интервалы (5-10 м) по длине очистного забоя. Сопла пеностволов направляют между секциями крепи или в специально устроенные отверстия в крепи в выработанное пространство.

После снятия очередной ленты угля комбайном одновременно с передвижкой крепи включают пеностволы. Пена заполняет образующиеся в выработанном; пространстве пустоты, смачивает угольно-породные осадки и тем самым изолирует выработанное пространство от призабойной части лавы.

Нагнетание пены производят до полного заполнения всех пустот за крепью. Время нагнетания зависит от параметров пены (ее стойкости, кратности) и очистного забоя (мощность пласта, угол падения и др.). Одновременно с нагнетанием пены производят технологические операции по выемке

угля: передвижку крепи, зачистку лавы, передвижку конвейера, снятие следующей ленты угля комбайном. Затем цикл повторяется.

Преимуществами способа перед аналогичными являются отсутствие необходимости поддержания выработок и бутовых полос в выработанном пространстве, если это не обусловлено системой разработки и схемой проветривания; простота и малая трудоемкость операций и мероприятий; низкая стоимость применяемого раствора-пенообразователя; возможность использования при различных системах разработки и механизации; отсутствие подготовительных операций; нет необходимости останавливать добычу угля из лавы для производства операций, связанных с изоляцией выработанного пространства; есть возможность автоматизировать процессы.

Обращает на себя внимание большой диапазон условий, при которых возможно использование описываемого способа. Наряду с его применением при различных системах разработки он предполагает большое количество вариантов механизации очистных работ. Горно-геологические условия залегания пластов, такие, как мощность и угол падения, также влияют на скорость подвигания очистного забоя, а следовательно, на параметры нагнетания пены. Эти параметры можно варьировать в широких пределах путем изменения стойкости и кратности пены (т.е. изменением применяемого пенообразователя или его концентрации), а также интенсивности подачи пены. Таким образом, способ можно использовать в широком диапазоне горно-геологических условий.

В способе могут применяться различные, выпускаемые промышленностью и используемые в народном хозяйстве, в том числе и в горном деле, пеностолы, пеногенераторы, пенообразующие жидкости и растворы. В качестве примера пеногенераторных установок для получения большого количества пены высокой кратности в воде, используемых при данном способе можно привести разработанную УНИЛ ВГСЧ пеногенераторную установку ПГУ производительностью до 100 м³/мин пены.

Пена высокой кратности (400-600) образуется при совместном прохождении через пеностол пенообразующего раствора и воздуха.

При помощи пеногенератора ПГУ пеной можно заполнять сверху вниз вертикальные и наклонные выработки, горизонтальную выработку можно заполнить пеной из одной точки при попутном направлении вентиляции на длину до 400 м.

В качестве пенообразователя применяется состав ПО-1, содержащий 8 весовых частей упаренного керосинового контакта, 3,5 весовых частей 28% раствора клея и 1 весовую часть спирта – сырца.

Предлагаемый способ управления газовойделением из выработанного пространства в лаву позволяет повысить безопасность ведения добычных работ в лаве по газовому фактору, нагрузку на очистной забой снижения простоев добычных машин из-за превышения допустимых норм содержания газа в лаве, производительность угледобывающей техники за счет увеличения скорости подачи комбайна.

Литература

1. Калиев С.Г., Преображенская Е.И., Садчиков В.А. и др. Управление газовыделением на угольных шахтах. – М.: Недра, 1980. – С. 221.
2. Комплексная дегазация высокопроизводительных выемочных участков: Обзор/ЦНИЭИуголь, М., 1986. – 61 с.
3. Калимов Ю.И., Разварин Д.Е., Зимаков Б.М. Опыт управления газовыделением на выемочном участке. - Сыктывкар, 1972. – 109 с.
4. Болгожин Ш.А.-Г., Клиновицкий Ф.И., Сейдахметов Е. И др. Временная инструкция по выбору параметров схемы дегазации скважинами с земной поверхности при отработке пологих угольных пластов в Карагандинском бассейне. – Алма-Ата, 1986. – 26 с.
5. Опыт борьбы с газом в глубоких шахтах / А.М. Дмитриев, В.С. Забурдяев, В.С. Пак, Н.И. Устинов - М., 1989 - 66 с.
6. Хакимжанов Т.Е. Газовыделение в очистные забои угольных шахт. – Алма-Ата: Наука, 1986. – 144 с.

Ольшанский Е. Н., Бердинов Б.А., Макешин А.А.

СТАБИЛИЗАЦИЯ СОСТАВА ГРАНУЛИРОВАННЫХ ВВ, ПРЕДНАЗНАЧЕННЫХ ДЛЯ ПНЕВМОЗАРЯЖАНИЯ

Бұл мақалада бүгінгі күнгі түйіршіктелген ЖЗ пневматикалық оқтауға арналған сапасының мәліметтері көрсетілген. ЖЗ дайындау процесі кезіндегі құрамының тұрақтандыру әдісі, пневматикалық оқтау жағдайын жақсарту мүмкіндігін беретін және бұрғылау-аттыру жұмыстарының сапасын көтеругі ұсынылған.

В статье представлена информация о качестве современных гранулированных ВВ, предназначенных для пневмозаряжания. Предлагается метод стабилизации составов ВВ в процессе их изготовления, позволяющий улучшить условия пневмозаряжания и повысить качество взрывных работ.

Article presents the information about the quality of modern granular explosives compositions intended for pneumatic loading. It offers the method of composition stabilization in the manufacturing process. The method allows to make better conditions of pneumatic loading and quality of blasting.

Гранулированные взрывчатые вещества (ВВ) являются основным видом ВВ, позволяющим механизировать зарядание шпуров и скважин на подземных работах. Этому способствует их хорошая сыпучесть и пневмотранспортируемость по зарядным трубопроводам, а также наличие сжатого воздуха необходимого давления в очистных и проходческих забоях.

Возможность механизации появилась на этапе создания игданита, обладающего физико-механическими характеристиками, позволяющими пневмотранспортировать его по гибкому зарядному трубопроводу на расстояние до 300 м с перепадом высот до 70 м, и укладывать в заряд плотностью 1,15-1,25 г/см³. Бинарный состав игданита, получаемый простым смешением гранулированной аммиачной селитры (АС) сельскохозяйственного назначения и дизельного топлива (ДТ,) обладает удовлетворительными взрывчатыми характеристиками и позволяет сосредоточить достаточно большое количество энергии в зарядной полости. Гранулы АС характеризуются высокой ударной и истирающей прочностью и способны с минимальным разрушением пневмотранспортироваться с высокой скоростью порядка 30-40 м/с. Вследствие высокой степени омасливаемости поверхности гранул АС дизельным топливом игданит мало пылит при пневмоформировании заряда. Целые гранулы, обладая достаточно высокой инерционной массой, хорошо отделяются от сжатого воздуха и укладываются в заряд с высокой плотностью. А пыль, образованная трением ВВ о внутреннюю поверхность зарядного трубопровода, связывается ДТ, увлекается потоком ВВ и укладывается в заряд. При зарядании может наблюдаться неболь-

шой вынос пыли АС и паров ДТ из зарядной полости, но вследствие малой концентрации паро-пылевоздушной смеси (аэрозоля) и ее низкой чувствительности к физико-механическим воздействиям она не представляет опасности с точки зрения возможности воспламенения и детонации. Исследования [1] показали, что состав АС-ДТ обладает низким уровнем электризации при пневмотранспортировании, что также исключает возможность воспламенения аэрозоля игданита внутри и вне зарядного трубопровода от электростатического разряда.

В связи с малой пористостью гранул АС сельскохозяйственного назначения и низкой удерживающей их способностью при хранении игданита происходит утечка жидкого горючего, в результате чего он расслаивается. При пневмозарядании расслоившейся смесью нарушается структура заряда, ухудшается чувствительность отдельных его частей к инициирующему импульсу, снижается скорость детонации. Поэтому игданит на основе непористой селитры может изготавливаться только в непосредственной близости от места ведения взрывных работ.

К практике изготовления игданита в процессе пневмозарядания следует относиться осторожно, т.к. нет возможности проконтролировать однородность состава смеси в заряде, а взрыв неоднородной массы ВВ чреват сверхнормативным выделением ядовитых газов, что в условиях подземных работ может стать причиной отравления персонала продуктами неполного разложения ВВ при взрыве.

Успех игданита повлек за собой появление его аналогов заводского производства, из которых наиболее известным и широко применяемым стал гранулит АС-8. Введение в состав ВВ твердогогорючей добавки в виде алюминиевой пудры и за счет этого уменьшение жидкого горючего с 5,5% до 3%, а также замена ДТ на индустриальное масло предотвратили утечку жидкого горючего из состава смеси. В результате гарантийный срок хранения гранулита АС-8 увеличился до 6 месяцев.

Однако при этом изменились физико-механические свойства ВВ. Высокоразвитая поверхность алюминиевой пудры с одной стороны способствовала стабилизации состава ВВ за счет адгезии ДТ, но с другой стороны ослабила сцепление, покрывая алюминиевую гранулу в несколько слоев. Пневмозарядание гранулитами АС-8 и АС-4 (в последнем доля алюминия уменьшена с 8 до 4%) сопровождается срывом частиц алюминия с поверхности гранул АС, которые, не обладая достаточной инерционной массой, не удерживаются в заряде, а увлекаются выхлопом сжатого воздуха и выносятся в призабойное пространство.

Опытные замеры, проведенные при пневмозарядании гранулитами АС-8 и АС-4, показали, что содержание пыли в воздухе рабочей зоны может достигать величин, значительно превышающих взрывоопасные концентрации, до 1000 мг/м³ [2]. Причем пыль на 90% состоит из дисперсного алюминия с размером частиц менее 50 мкм, которая легко возгорается. Согласно исследованиям частицы алюминия характеризуются высокой чувствитель-

ностью к искровым разрядам, если размер их частиц менее 300 мкм [3].

По мнению специалистов, пыление и электризация стали причинами аварии с тяжелыми последствиями, случившейся в 2008 г в ОАО «Апатит», когда от искры в заряднике ЗМКС-160 произошло возгорание и детонация гранулита АС-8.

Несовершенство гранулитов АС-8 и АС-4, применяемых для пневмозарядки, заключается также в изменении состава смеси после пневмоформирования заряда. В результате избирательного выноса алюминия из зарядной полости его количество в заряде уменьшается с 8% для гранулита АС-8 до 5,3%, т.е. потери составляют около 33%. При этом изменяется кислородный баланс смеси в заряде, уменьшается в среднем полнота и скорость реакций между компонентами ВВ, ухудшается качество взрыва.

В связи с негативными проявлениями при использовании гранулитов АС-8 и АС-4 объемы их применения снизились. Немаловажным фактором при этом стала их высокая стоимость.

Менее дорогим и более приспособленным для пневмозарядки оказался состав гранулита А6, разработанного в качестве аналога гранулита АС-8 и содержащего 90% обычной аммиачной селитры, 6% порошка алюминия (ПА) крупностью от 300 мкм и 4% дизельного топлива. Опыт применения гранулита А6 показал, что он мало электризуется и мало пылит при пневмозарядке, не образует взрывоопасных концентраций в взрывзвесах с воздухом. Благодаря крупности частиц порошка, их инерционной массе и скорости, приобретаемой при пневмотранспортировании, они хорошо отделяются от сжатого воздуха и остаются в заряде, сохраняя его качество и обеспечивая высокие взрывчатые характеристики ВВ. Сравнительные испытания гранулитов А6 и АС-8, проведенные в АО «Жезказганцветмет» еще в 1994г., показали уменьшение величины «стаканов» с 0,42 для гранулита АС-8 до 0,30 м для гранулита А6. При этом КИШ увеличился с 0,88 до 0,91, а выход горной массы с 1м шпура с 1,28 до 1,39 м³/м. [4] Благодаря более низкой стоимости гранулита А6 по сравнению с гранулитом АС-8 экономия от снижения затрат на их приобретение по АО «Жезказганцветмет» в 1997г. составила 2,3 млн. USD по ценам того периода.

Однако гранулиту А6, как и всем простейшим аммиачно-селитренным ВВ, свойственна миграция ДТ и расслоение смеси, что затрудняет его применение на горных работах. При пневмозарядке наблюдается избирательный вынос ДТ из заряда, что ведет к его разбалансированию по кислороду и снижению качества ВВ. Проблема решается путем введения в состав гранулита А6 пористой селитры, которая за счет высокой пропитывающей способности стабильно удерживает 12-16% ДТ в зависимости от влажности селитры, ее гранулометрического состава, особенностей технологии ее производства заводом-изготовителем и других факторов.

Однако полная замена обычной селитры на пористую АС оказалась нерациональной по причине ее более высокой стоимости (примерно в 1,2 раза), а также вследствие малой прочности гранул, которая составляет

2,5Н для пористой против 8Н для непористой АС. Вследствие трения гранул пористой селитры о внутреннюю поверхность зарядного трубопровода они быстро разрушаются. При этом процесс пневмозарядания сопровождается повышением уровня электризации, пылением, выносом частиц ВВ из заряда и нарушением его структуры.

Проблема решалась путем определения оптимального количества пористой селитры в составе ВВ, обеспечивающего заданную стабильность смеси. Известно, что гранула в момент соударения при укладке в заряд должна обладать определенной массой m_r и скоростью v , чтобы выполнить работу по разрушению гранулы [5]

$$\frac{m_r v^2}{2} = N d_r \quad (1)$$

где N – сила нормального давления на гранулу, Н;

d_r – диаметр гранулы, м.

Скорость, необходимая для разрушения гранулы, определяется из выражения

$$v = \sqrt{\frac{2\delta_{сж} \cdot V_r}{m_r}}, \text{ м/с} \quad (2)$$

где $\delta_{сж}$ – временное сопротивление гранулы, н/м²;

V_r – разрушенный объем гранулы при соударении, м³.

Находим m_r из формулы (2)

$$m_r = \frac{2\delta_{сж} \cdot V_r}{v^2}, \text{ кг} \quad (3)$$

Для определения предельных условий, обеспечивающих разрушение гранулы с минимальной массой $m_{r_{\min}}$, взята Навоийская селитра со средним диаметром гранул $d_{r_{cp}} = 2,5 \text{ мм}$, причем 68% гранул имели диаметр от 1,95 до 3,05 мм.

Площадь миделевого сечения усреднённой гранулы δ_{Mcp} составляет

$$S_{Mcp} = \frac{\pi d_{r_{cp}}^2}{4} = \frac{3,14 \cdot 2,5^2}{4} = 4,9 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2$$

Разрушаемый объем гранул $V_{r_{cp}}$ равен

$$V_{r_{cp}} = \frac{\rho_{cp}}{\rho_r} = \frac{9,835 \cdot 10^{-9}}{1,725} = 5,7 \cdot 10^{-9} \text{ м}^3$$

где $\rho_{r_{cp}}$ – усредненный вес 10 гранул диаметром 3 мм и 10 гранул диаметром 2 мм, т;

ρ_r – плотность гранул, т/м³.

Временное сопротивление гранулы сжатию $\delta_{сж}$ равно

$$\delta_{с.жс} = \frac{N}{S_{Мсп}} = \frac{7}{4,9 \cdot 10^{-6}} = 14,3 \cdot 10^5 \text{ Па}$$

Скорость пневмотранспортирования гранул составляет 40 м/с.

Минимальная масса гранулы $m_{г \text{ min}}$, обеспечивающая ее дробление, определяется по формуле (3)

$$m_{г \text{ min}} = \frac{2 \cdot 14,3 \cdot 10^5 \cdot 5,7 \cdot 10^{-9}}{40^2} = 0,102 \cdot 10^{-4} \text{ кг} = 10,2 \text{ мг}$$

На рисунке 1 представлена кривая зависимости массы гранул m_g от их диаметра d_g

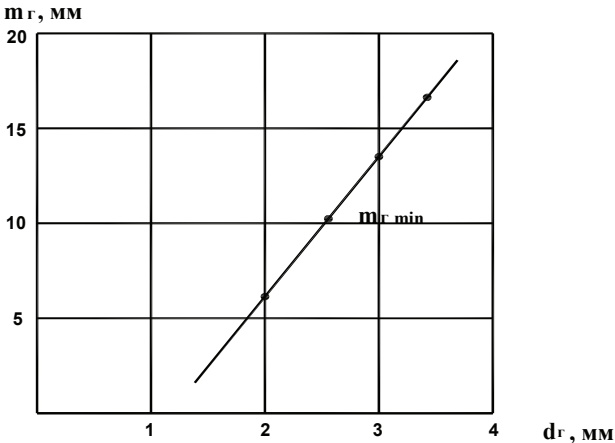


Рисунок 1 - кривая зависимости массы гранул m_g от их диаметра d_g

Как видно из месторасположения точки $m_{г \text{ min}}$ на прямой как минимум половина гранул в составе ВВ не обладает инерционной массой, обеспечивающей ее дробление и уплотнение в пневмоформируемом заряде. Гранулы, не обладающие достаточной массой, а также фрагменты гранул и пыль, образованные от трения непрочных гранул о внутреннюю поверхность зарядного трубопровода, частично укладываются в заряд без разрушения и разуплотняют его, а частично выносятся с воздухом из зарядной полости.

При совершенствовании состава ВВ с целью приведения физико-механических свойств в соответствие с технологией механизированного заряжения необходимо руководствоваться следующим условием. Доля пористой селитры в составе ВВ должна быть минимальной и обеспечивать заданную стабильность при сохранении нормативной прочности гранул.

Составим уравнение баланса жидкого горючего, удерживаемого частя-

ми пористой и непористой селитры

$$\frac{M_{ПАС} \cdot K_{ПАК}}{100} + \frac{M_{НАС} \cdot K_{НАС}}{100} = M_{ДТ} \quad (4)$$

где $M_{ПАС}$ – количество пористой аммиачной селитры, мас. % ;

$M_{НАС}$ – количество непористой аммиачной селитры, мас. %

$K_{ПАК}$ – показатель удерживающий способности ВВ, изготовленных на основе пористой селитры, %;

$K_{НАС}$ – показатель удерживающий способности ВВ, изготовленных на основе непористой аммиачной селитры, % .

После преобразований и замены $M_{НАС}$ на $M_{АС} - M_{ПАС}$ имеем

$$M_{ПАС} = \frac{100 \cdot M_{ДТ} - M_{АС} \cdot K_{НАС}}{K_{ПАК} - K_{НАС}}, \text{ мас. \%}, \quad (5)$$

где $M_{АС}$ – общее количество пористой и непористой селитры в составе ВВ, масс. %.

На основании уравнения (5) разработан способ изготовления гранулированных ВВ типа гранулита А6, предназначенных для пневмозаряжания на подземных работах.

В предлагаемом способе гранулированную аммиачную селитру берут в виде двух ее модификаций: непористой селитры с низкой удерживающей способностью и пористой селитры, обладающей способностью глубокой пропитки. Пористую селитру берут в минимальном количестве, которое определяют из условия обеспечения удержания только нормативного количества дизельного топлива. Поэтому физико–механические свойства пористой селитры, а именно малая прочность гранул, нейтрализуется высокой прочностью гранул непористой селитры. При смешении компонентов происходит равномерное распределение небольшого количества непрочных гранул в большом количестве прочных гранул. При этом прочные гранулы в процессе пневмотранспортирования ВВ по зарядному трубопроводу выполняют роль каркаса, предохраняющего непрочные гранулы от соприкосновения с внутренней поверхностью трубопровода и принимающего на себя неблагоприятное воздействие в виде трения.

Доля пористой аммиачной селитры в смеси определяется из условия удерживающей способности, на которую влияет влажность селитры, распределение гранул по размерам, источник происхождения (завод –изготовитель селитры) и другие факторы.

Для точного соблюдения условия ограничения доли пористой селитры в смеси из формулы исключены все факторы, косвенно определяющие удерживающую способность. За основной фактор принят показатель, характеризующий конечный результат многообразного действия косвенных факторов, а именно показатель удерживающей способности ВВ, изготовленных на основе селитры определенного производителя с соблюдением

нормативной рецептуры этих ВВ.

На рисунке 2 представлены графики зависимости удерживающей способности ВВ K_{ac} на основе пористой и непористой селитры от времени хранения T , которые построены по результатам лабораторных испытаний и используются при расчете доли пористой селитры в составе смеси.

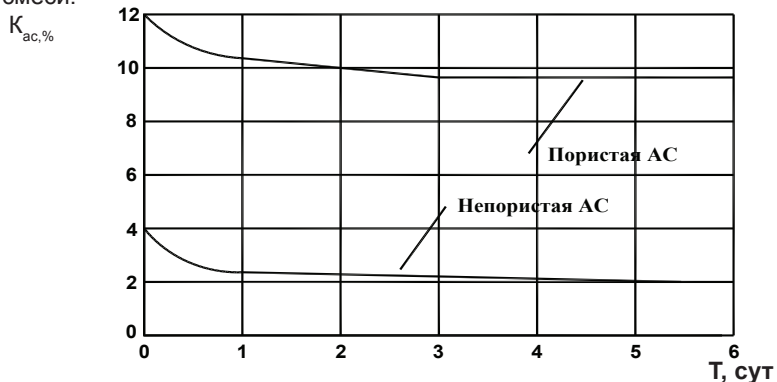


Рисунок 2- график зависимости удерживающей способности ВВ.

Предлагаемый способ позволяет управлять качеством ВВ, обеспечивая стабильность состава смеси и ее пригодность для пневмозаряжания.

Способ осуществляют следующим образом.

Готовят два пробных состава ВВ весом по 1 - 5 кг. Один состав готовят из непористой аммиачной селитры со стехиометрическим соотношением компонентов, соответствующим рецептуре этих ВВ. Второй состав готовят из пористой аммиачной селитры аналогично первому составу, но с увеличением массовой доли жидкого горючего до 12-16 мас. %. Затем оба состава помещают в шкаф на хранение при температуре, соответствующей реальным условиям хранения ВВ. Периодически в течение 6 суток замеряют количество жидкого горючего, удерживаемого в составе ВВ. По результатам испытаний строят графики удерживающей способности ВВ на пористой и непористой селитре, которые затем используют для изготовления взрывчатой смеси предлагаемым способом.

Если в процессе производства изменяется состав смеси или качество компонентов, испытания повторяют, строя графики удерживающей способности ВВ для изменившихся условий.

При изготовлении ВВ долю пористой селитры рассчитывают следующим образом. По графикам определяют показатели удерживающей способности двух образцов взрывчатых смесей, в зависимости от продолжительности предполагаемого хранения ВВ после изготовления. По формуле рассчиты-

вают долю пористой селитры в составе смеси и изготавливают необходимое количество ВВ.

Пример 1. В производстве имеется пористая и непористая селитры, поставленные с Навоийского завода. В лаборатории проведены испытания и построены графики удерживающей способности двух составов ВВ, изготовленных на основе пористой и непористой селитры, представленные на рис. 2. Необходимо изготовить и взорвать в течение 10 часов партию гранулит А6, содержащего, мас. %: аммиачную селитру – 90, порошок алюминия – 6, дизельное топливо – 4. По графикам определяют удерживающую способность ВВ на пористой и непористой селитре на данный период времени: $K_{\text{пас}} = 10,8 \%$, $K_{\text{нас}} = 2,8\%$. Подставляют данные значения в формулу (5) и определяют долю пористой селитры $M_{\text{пас}}$ в смеси, которая обеспечит необходимые физико-механические свойства ВВ: стабильность состава смеси в течении 10 часов, отсутствие пыления при пневмозарядании, сохранение однородной структуры смеси и нулевого кислородного баланса в заряде.

$$M_{\text{пас}} = \frac{100 * 4 - 90 * 2,8}{10,8 - 2,8} = 18,5 \text{ мас.}\%,$$

Изготавливают требуемую партию ВВ с содержанием, мас. %: пористой аммиачной селитры – 18,5, непористой аммиачной селитры – 71,5, порошка алюминия – 6, дизельного топлива – 4.

Пример 2. Необходимо изготовить гранулит А6, который будет храниться на складе до трех суток с момента изготовления. По графикам определяют удерживающую способность ВВ на пористой и непористой селитре при трехсуточном хранении: $K_{\text{пас}} = 9,7 \%$, $K_{\text{нас}} = 2,1 \%$. Массовая доля пористой селитры в смеси будет составлять:

$$M_{\text{пас}} = \frac{100 * 4 - 90 * 2,1}{9,7 - 2,1} = 27,8 \text{ мас.}\%,$$

С учетом заданной продолжительности хранения гранулит А6 до его применения доля пористой селитры в смеси должна составлять 27,8 мас.%. Соответственно содержание остальных компонентов составит, мас. %: непористой аммиачной селитры – 62,2, порошка алюминия – 6, дизельного топлива – 4.

Таким образом, предлагаемый способ изготовления гранулированных аммиачно-селитренных ВВ позволяет использовать точные лабораторные данные испытаний, оценить реальную удерживающую способность смеси по жидкой фазе в зависимости от продолжительности хранения и произвести коррекцию состава ВВ, не изменяя рецептуры.

Использование способа позволяет рассчитать количество пористой селитры для взрывчатой смеси, исходя из планируемых сроков ее хранения до момента применения. Пневмозарядание подобным составом осуществляется практически без пыления и избирательного выноса компонентов ВВ из зарядной полости. Это повышает безопасность зарядания, улучшает

санитарные условия труда. В заряде сохраняется однородный стехиометрический состав, благодаря которому реакции взрывного разложения смеси доводятся до конца, высвобождая максимальное количество энергии, ускоряя и делая более устойчивой детонацию и уменьшая до нормы количество ядовитых газов, выделяемых при взрыве.

Литература

1. Бугайский А. Н. Техника безопасности при механизированном ведении взрывных работ. М., Недра, 1977, с. 58-89.
2. Фадеев В. Ю. Разработка мероприятий по снижению запыленности при механизированном зарядании рассыпными гранулированными взрывчатыми веществами. Материалы международной научно-практической конференции «Взрыв – 97», Алматы, Изд. КазНТУ, 1997, с. 63-65.
3. Пожарная опасность веществ и материалов. Справочник Под. ред. И. В. Рябова. М., Изд-во лит-ры по строительству 1968, с. 242.
4. Тамбиев Г. И., Крыкпышев Б. А. Совместные работы «Корпорации «Казахмыс» и ТОО НПП «Интеррин» в разработке отечественных ВВ для подземных работ. Горный журнал Казахстана, №11, 2009, с. 21,25.
5. Бейсебаев А. М., Ерофеев И. Е., Егупов А. А. Долгов А. С., Бегалинов А. Б., Пятигорский Л. В. Механизация взрывных работ. М., Недра, 1992, с. 205.

Тамбиев П.Г, Франк А.Э

ФИЗИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ УСТОЙЧИВЫХ ЭМУЛЬСИЙ ДЛЯ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Мақалада өндірістік практикада эмульсиялық жарылғыш заттардың жасауы және жарылғыш заттарға тән тиісті сипаттама берілген

В статье дано описание изготовления эмульсионных взрывчатых веществ в промышленной практике и получения необходимых взрывчатых характеристик эмульсионных взрывчатых веществ

The article describes the manufacture of emulsion explosives in industrial practice and to obtain the required characteristics of the explosive emulsion explosives

В горнодобывающей промышленности Казахстана все более широкое применение находят эмульсионные взрывчатые вещества (ЭВВ).

Для изготовления эмульсионных взрывчатых веществ в промышленной практике используют водомасляные эмульсии различных составов - системы из двух несмешивающихся жидких фаз - прерывистой дисперсной и непрерывной дисперсионной.

Состоят эмульсии из мельчайших капелек одной фазы в другой, подразделяются на лиофобные, устойчивость которых связана с электрическими зарядами на поверхности эмульсированной жидкости и лиофильная устойчивость которых определяется главным образом пониженным натяжением межфазной поверхностной пленки.

Смешиваемые механически несмешивающиеся жидкости, могут образовывать прямую либо обратную эмульсии. Если дисперсной фазой является несмешивающаяся с водой органическая жидкость (индустриальное масло, нефтепродукт и т.п.) образуется прямая эмульсия. Если дисперсной фазой служит раствор окислителя, образуется обратная эмульсия. Получение той или иной эмульсии зависит от технологии приготовления.

Количество компонентов в эмульсии и их фазовые соотношения могут меняться в широких пределах.

Для получения необходимых взрывчатых характеристик ЭВВ, в их составе должно содержаться минимальное количество воды, содержание которой ограничивается в основном температурой кристаллизации.

В большинстве составов эмульсионные ПВВ в окислительной (дисперсной) фазе содержание воды не превышает 10-15%. Горючая или дисперсионная среда эмульсионных ПВВ составляет в большинстве составов 4-8 % веса, или в пересчете на плотность фаз занимает 10-15 % объема (масло 5-7 %, эмульгатор 2-4 %).

Леофобные эмульсии с диаметром дисперсных частиц от 100 до 1 тм,

приближаются к коллоидным системам. Коллоидные системы образуют адсорбционные защитные пленки, а адсорбированные ионы сообщают частицам электрические заряды одного и того же знака, которые препятствуют сближению частиц и их слиянию в более крупные агрегаты, препятствуя возникновению седиментации.

В стабилизации лиофобных эмульсий главную роль играют электрические заряды на поверхности эмульсированной жидкости, состояние и свойства поверхностных пленок оказывает меньшее значение.

Разбавленные эмульсии, содержащие от 0,01 до 0,1 % дисперсной фазы, оказываются достаточно устойчивыми. Стабилизирующим фактором в этом случае служит двойной электрический слой на поверхности раздела дисперсной фазы и дисперсионной среды. Такие системы устойчивы при значительном межфазном натяжении. Высокое метафазное натяжение связано с нулевым поверхностным электрическим зарядом.

Образование стабилизирующей адсорбционной пленки у лиофобных эмульсий, механически препятствующей коалесценции, достигается введением высокомолекулярных соединений типа желатина, каучука и т.п., либо введением полукolloидов типа мыл. Эти вещества, адсорбируясь, образуют гель, обладающий значительной механической прочностью.

В горнопромышленной практике для приготовления эмульсионных ВВ наибольшее распространение получили лиофильные эмульсии с межфазными поверхностными пленками, образованными третьим веществом, отличающимся от обеих фаз и легко растворимым водной из них. Главная функция этой пленки – понижение межфазного натяжения за счет увеличения адгезии между обеими фазами и, следовательно, уменьшение работы образования поверхности раздела при диспергировании.

Низкое поверхностное натяжение – очень важный фактор, обеспечивающий эмульгирование и устойчивость лиофильных эмульсий. Такие эмульсии термодинамически устойчивы. Для снижения межфазного натяжения до 0,1-0,01 эл.г/см². В эмульсию вводят большое количество поверхностно-активных веществ.

Снижение поверхностного натяжения на единичный фактор необходим для образования и существования эмульсии. Существенное значение имеют механические свойства межфазовых пленок, их подвижность и упругость формы. Большая роль отводится эмульгаторам.

За эмульсирующую способность эмульгатора принимают максимальное количество дисперсной фазы, диспергируемое в данном объеме эмульгатора при определенных условиях. Эту способность количественно выражают в объемных процентах [1].

$$\frac{v_{\delta}}{v_{\phi} + v_c} \cdot 100 \quad (1)$$

где v_{ϕ} – объем дисперсной фазы, v_c – объем дисперсионной среды

Обычно применяемые эмульгаторы являются поверхностно-активными, они облегчают образование эмульсии и служат ее стабилизаторами [2]. За-

висимость поверхностного натяжения, межфазовых пленок от активности эмульгируемой жидкости, описывается уравнением Гиббса [3,4].

$$-\frac{C}{RT} \cdot \frac{d\sigma}{dc} = \frac{d\sigma}{RT d \ln C} \quad (2)$$

где R-газовая постоянная, T – абсолютная температура, C-концентрация (или, строго говоря, активность) окислительной фазы, σ - поверхностное

натяжение. Величина $-\frac{d\sigma}{dC}$ определяет меру снижения поверхностного натяжения в зависимости от активности диспергируемой фазы. Ее называют поверхностной активностью. Уравнение межфазного поверхностного натяжения эмульгируемой смеси определяется зависимостью:

$$\sigma = \sigma_{dc} - nRT \ln(1 - N_1 + N_1 C) \quad (3)$$

где σ - поверхностное натяжение эмульсии, σ_{dc} - тоже дисперсионной среды, N_1 – мольная доля диспергированного окислителя.

Основные физико-химические свойства ЭВВ зависят от типа и количества горючей фазы, которая в зависимости от условий получения и применения рецептур имеет различный состав. Консистенция эмульсии зависит от вида топлива. Легкость образования эмульсии зависит также от вязкости и типа горючей фазы. В качестве горючей фазы на практике используют ароматические углеводороды, минеральные масла. В качестве дополнения в горючую фазу часто вводят воск, парафин, озокерит и т.д. Соотношение масла и воска составляет от 1 до 0,25. В льющихся эмульсионных ВВ для открытых горных работ, в составе эмульсии используются только масло. В составе ЭВВ вводят также твердое горючее, которое не растворяется в гидрофобной среде - измельченный алюминий (пудра), гильсонит, уголь, ферросилиций и т.п. Замечено, что водоустойчивость и стабильность эмульсий повышается с увеличением горючей фазы. Однако для получения необходимого кислородного баланса массовая доля горючего должна быть минимальной и без учета горючего в составе эмульгатора не должна превышать 5 %.

Получают эмульсии смешиванием дисперсной фазы (окислитель) с дисперсной средой (горючее) в аппарате эмульгирования. Если принять допущенные об идеальности перемешивания фаз, то процесс получения эмульсии математически можно описать системой обыкновенных, дифференциальных уравнений, включающих только производные по времени. Теплообменные процессы в этом случае не рассматриваются, поскольку их описание связано со сложными нелинейными дифференциальными уравнениями в частных производных.

В нашем случае будем считать, что в аппарате эмульгирования идет единственный процесс превращения вещества X (дисперсная фаза и дисперсионная среда) в эмульсию Y по схеме $nX \rightarrow Y$, где n- коэффициент, определяющий порядок перехода компонентов фазы X в фазу Y

Уравнение, описывающее образование эмульсии, будет иметь вид

$$\frac{dC}{dt} = K(C(t)) \quad (4)$$

где $C(t)$ – концентрация эмульсии в процессе перехода, X в Y за время t ; $K(C)$ - скорость образования эмульсии, где

$$K(C)=RC^n \quad (5)$$

здесь R -константа скорости образования эмульсии.

С учетом (5) уравнение (4) примет вид

$$\frac{dC}{dt} = RC^n \quad (6)$$

Начальные условия для уравнения

$$(6) \rightarrow C(t)=C_0 \text{ при } t=0 \quad (7)$$

Решение уравнения (6) с начальным условием (7) находится без труда.

Разделив переменные в (6) получим: $Rdt = C^n dc$

Проинтегрируем получившееся равенство. При $n \neq 1$ получим

$$Rt = \frac{1}{n-1} C^{-n+1} + A \quad (8)$$

где A - постоянная интегрирования. При $n=1$

$$Rt = \ln C + A \quad (9)$$

Используя условие (7) получим для постоянной интегрирования

$$A = \frac{1}{n-1} C_0^{-n+1}, \text{ при } n \neq 1 - A = \ln C_0, \text{ при } n=1. \text{ Поэтому из (8), (9) найдем:}$$

$$C(t) = [C_0^{-n+1} + R(n-1)t]^{1/(1-n)} \quad \text{при } n \neq 1, \quad (10)$$

$$C(t) = C_0 e^{-Rt} \quad \text{при } n=1 \quad (11)$$

Если в начальный момент времени концентрация эмульсии требуемого качества Y , в которую превращаются компоненты фазы X , была равна нулю, то при $t>0$,будет выполнено условие

$$nC_{TK}(t) = 1 - C(t) \quad (12)$$

где $C_{TK}(t)$ – концентрация эмульсии требуемого качества.

В реальных условиях получения эмульсий для ВВ, эффективность процесса эмульгирования зависит от множества факторов (соотношения компонентов смешиваемых фаз, параметров смесителя, гидродинамических режимов перемешивания и т.д.). Часто процесс эмульгирования разбивается на две стадии, на первой из которых происходит предварительное смешение с образованием грубой эмульсии, а на последней – тонкое из-

мельчение.

В ряде технологических схем предварительное смешение фаз осуществляется в статическом смесителе, и только после этого смесь подается на эмульгирование в аппараты с высокими гидродинамическими режимами перемешивания (до 7000 об/мин).

При приготовлении эмульсии используются различные температурные режимы, которые оказывают значительное влияние на качество эмульсии. Они также зависят от типа и вязкости горючей фазы. Стабилизируют эмульсии введением в масляный компонент полимера или его смеси с низкомолекулярным жидким углеводородом.

Заключая статью, следует отметить, что аппараты эмульгирования представляют собой сложные технологические объекты, а их математические модели включают сложные нелинейные дифференциальные и интегральные уравнения и без соответствующих допущений становятся практически неразрешимыми.

Литература

1. Айвазов Б.В. Практикум по химии поверхностных явлений и адсорбции. Изд. «Высшая школа», М, 1973г.
2. Шварц. А, Дж. Перри, Дж. Беру. Поверхностно-активные вещества и моющие средства, ИЛ, М, 1960г.
3. Сазерленд К.Л., Уорк, И.В. Принципы флотации, ГОСНТИ, лит. по черн. и цвет. металлургии, М, 1958г.
4. Протодьяконов И.О, Муратов О.В, Евлампиев И.И. Динамика процессов в химической технологии, Л. Химия, 1984г.

П. Г. Тамбиев., Гаврилко Р.В.

ЭМУЛЬСИИ В ПРОИЗВОДСТВЕ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Мақалада қалыңға құйылған садық эмульсияның негізінде эмульсияның тау-кен өндірісінде жарылғыш заттар дайындаудың сыңаптамасы ұсынылады.

В статье описывается свойства эмульсии при изготовлении взрывчатых веществ на основе матричных эмульсий непосредственно на горных предприятиях.

The article describes the property of the emulsion on the manufacture of explosives based on the emulsion matrix in mines directly.

Эмульсии – это системы из двух жидких фаз, где в одной жидкости находятся во взвешенном состоянии мельчайшие капельки другой жидкости. Эмульсию легко получить, если взбалтывать жидкое масло в воде в присутствии эмульгатора.

Система, в которой одно вещество распределено в воде в присутствии эмульгатора.

Система, в которой одно вещество распределено в виде мелких частиц, в другом веществе называется дисперсной системой, распределенное вещество – дисперсной фазой системы, окружающее вещество – дисперсной средой.

Эмульсии относятся к грубодисперсным системам, так как дисперсная фаза эмульсии состоит из сравнительно больших частиц. Напротив, обыкновенные растворы относятся к системам с очень высокой (предельно возможной) степенью дисперсности, так как распределенное вещество раздроблено до молекул и ионов.

Эмульсии содержат частицы, видимые в обыкновенный микроскоп, диаметр частиц больше 100 нм (0,1 м).

Эмульсии делятся на два класса. Первый класс – весьма разряженные эмульсии в виде мельчайших капелек одной жидкости взвешенных в другой. В стабилизации этих эмульсий главную роль играют электрические заряды на поверхности эмульгированной жидкости; состояние и свойства поверхностных пленок оказывают меньшее влияние. Эмульсии класса приближаются к лифобным коллоидным системам [1]. Диаметр дисперсных частиц коллоидных систем лежит в пределах от 100 до 1 нм. Частицы различимы только в ультрамикроскоп.

Коллоидные системы довольно устойчивы и во многих случаях могут сохраняться годами, не подвергаясь видимым изменениям. Электрические заряды коллоидных частиц препятствуют их слианию и укрупнению.

Эмульсии второго класса имеют большее распространение, чем первое. В этих эмульсиях устойчивость зависит от природы межфазной поверхностной пленки, определяющей дисперсную фазу от дисперсной среды.

Эту пленку образует третье вещество, отличающееся от объемных фаз и легкорастворимое в одной из них. Главная функция этой пленки – понижение межфазного натяжения за счет увеличения адгезии между обеими фазами и, следовательно, уменьшение работы образования поверхности раздела при диспергировании [1].

Образование и существование эмульсии зависит от свойства между-фазовых пленок, их поверхностного натяжения, подвижности и упругости формы. Получение устойчивых эмульсий возможно в присутствии специальных стабилизирующих веществ – эмульгаторов. Эмульгаторы образуют на поверхности капель дисперсной фазы защитные пленки, препятствующие слиянию (коалесценции) капель и расслаиванию двухфазной системы. Пленки разрушаются при термодинамической деструкции эмульсии из-за недостатка эмульгатора. Количество дисперсной фазы, при котором эмульсия сохраняет устойчивость, зависит от природы эмульгируемых жидкостей и от свойств эмульгатора.

Эмульсии с максимально возможным содержанием дисперсной фазы относятся к предельно концентрированным эмульсиям. Свидетельством получения предельно концентрированной эмульсии является появление крупных капель дисперсной фазы, образующейся при диспергировании. За меру предельной концентрации эмульсий Л.Я. Кремнев [2,3] рекомендует принимать предельную поверхность стабилизирующего слоя S при достижении им критической толщины δ . Расчет рекомендуется проводить на основе микроскопических исследований капель.

Распределение капель по размерам $N(d)$

$$N_i = \frac{n_i}{\sum_i n_i} \cdot 100\%, \quad (1)$$

где n_i - число капель класса i с диаметром d_i ;

$\sum_i n$ - общее число капель всех классов;

N_i - относительная концентрация, %.

Поверхность раздела S масляной фазы, диспергированной в 1 см³ раствора эмульгатора, определяется по формуле:

$$S = \frac{\sum_i 4\pi \left(\frac{a d_i}{2} \right)^2 N_i}{\sum_i 4/3\pi \left(\frac{a d_i}{2} \right)^3 N_i} \cdot \frac{V_\phi}{V_c} = \frac{6V_\phi \sum_i d_i^2 N_i}{V_c a \sum_i d_i^3 N_i}, \quad (2)$$

где a - цена одного деления окулярмикрометрической сетки; V_c - объем дисперсной среды. Учитывая, что $S\delta = 1$ и $S\delta = 1/S$, можно написать:

$$\delta = \frac{V_c a \sum_i d_i^3 N_i}{6V_\phi \sum_i d_i^2 N_i} \quad (3)$$

Связывание жидкостей в эмульсии происходит при взаимодействии дисфильных молекул эмульгатора с образованием двух слоев с критической толщиной пленки для водной фазы $\delta'_{кр}$ и для масляной фазы $\delta''_{кр}$. Если соотношение $\frac{\delta'_{кр}}{\delta''_{кр}} > 1$ образуется прямая эмульсия. Если $\frac{\delta'_{кр}}{\delta''_{кр}} < 1$ образуется обратная эмульсия.

Эмульсии на основе аммиачной селитры, как окислителя, и машинных масел широко используются при приготовлении эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ).

Принципиально ЭВВ различных производителей имеют схожие составы: неорганические окислители, вода, твердые и жидкие виды топлива, эмульгаторы, аэрирующие и модифицирующие реагенты.

В качестве окислителей используют нитраты, перхлораторы и хлораты аммония, щелочных - и редкоземельных металлов. Наиболее часто применяют нитрат аммония, а также нитраты натрия или кальция (взрывает или одновременно). Кроме того, можно использовать и нитрат калия, а также перхлорат или хлорит, хорошо растворимые в воде. Содержание органического окислителя изменяется в средах 45-94% от общей массы ВВ. Оптимальным считают 60-85%. Насыщенные водные растворы окислителя, содержащие или не содержащие микрокристаллы, образуют прерывистую среду взрывчатой смеси, рассеянной в виде очень мелких шариков. Величина выделяющихся в осадок кристаллов окислителя зависит от размеров капель. Эмульгатор действует также как реагент, модифицирующий форму и рост кристаллов. Вода составляет 3-30% общей массы ВВ, лучшее соотношение 8-16%. Например, матричная эмульсия порэмита с нулевым кислородным балансом содержит:

Водная фаза:

1. Вода – 12%
2. Нитрат аммония – 67%
3. Нитрат натрия или нитрат кальция – 14%

Масляная фаза:

1. Индустриальное масло или мазут – 5%
2. Эмульгатор (ПГТ или РЭМ) – 2%.

Между водой и масляной фазами образуется очень большая поверхность раздела фаз. Внутри капель находится насыщенный и стабилизированный границей поверхности раздела, высококонцентрированный раствор аммиачной селитры, а окружающие его оболочки в местах соприкоснове-

ния капель состоят из топлива с очень большой теплотой сгорания. С этим связано важное свойство эмульсионных ВВ – высокая скорость детонации (более 5000 м/с) при сравнительно невысокой плотности заряда (1,2 г/см³).

В качестве материала горючей масляной фазы для эмульсионных ВВ может быть выбрано любое углеводородное соединение, имеющее соответствующую вязкость (нефтепродукты, воск, масла и полимеры различного ряда). Хорошо зарекомендовали себя высокомолекулярные жирные кислоты (-соон) у которых длина цепи превышает шесть атомов углерода (лауриновая - $C_{12}H_{23}COOH$, пальмитиновая - $C_{15}H_{31}COOH$, стеариновая - $C_{17}H_{35}COOH$, олеиновая - $C_{17}H_{33}COOH$ и др.). Из числа высокомолекулярных спиртов (-он) пригодны – гексадециловый ($C_{16}H_{23}OH$), лауриновый ($C_{12}H_{25}OH$), додеканоловый ($C_{12}H_{26}OH$) и др. спирты, из числа масел растительного происхождения – хлопковое, пальмовое, соевое, кукурузное и др. масла.

Одна из важнейших проблем получения и использования эмульсии – обеспечение ее устойчивости. Эмульсии, как правило, термодинамически неустойчивы. При высоких температурах отрицательное влияние на устойчивость эмульсии оказывает избыточное давление легколетучих компонентов горючей фазы. Горючая фаза может быть различного состава – органика, смешивающаяся с водой (этиловый и метиловый спирты, этиленгликоль и другие жидкости, содержащие азот); органика, не смешивающиеся с водой (бензол, толуол, кеплол, бензин, нефть, жирные масла, воск, парафиновые масла и др.); твердое топливо – гильсонит, уголь, алюминий (порошок, гранулы), сера.

От типа и вязкости горючей фазы зависит легкость образования эмульсии. Предпочтительными горючими являются минеральные и парафиновые масла, бензол, толуол, ксилол, смеси жидких углеводородов типа бензина, керосина, дизельного топлива, дистиллятов нефти, котельное топливо, мазут №2 [5].

Устойчивость эмульсии определяется величиной междофазного натяжения пленки, степенью покрытия поверхности раздела адсорбционным слоем и механической его прочностью. Стабилизируют устойчивое состояние эмульсии эмульгаторы.

Эмульгаторы: производных сорбита (сложные эфиры жирных кислот) – монолаурат сорбита, моноомат сорбита, моностеарат сорбита, тристеарат сорбита. Другие вещества: одно- и двуглицериды жирных кислот, сложные полиоксиэтиленовые эфиры сорбита, вещества – производимые из пчелиного воска, например, сложный полиоксиалкеновый эфир – Z, лаурат солиоксиолеила, кислые фосфаты омила, замещенные оксазолины, сложные фосфорные эфиры, амины жирного ряда с формулой RNH_2 . Эмульгаторы должны образовывать пленку, обладающую достаточной механической прочностью при весьма незначительной толщине. Важной характеристикой эмульгатора служит его отношение к обоим жидким фазам, образующим эмульсию.

При изготовлении взрывчатых веществ с использованием эмульсии, существенное значение имеет придание ВВ физической стойкости путем изменения вязкости жидкой фазы для устранения ее стекаемости с гранул селитры, таких широко используемых ВВ как игданит, гранулит А6, порэлит и др. Стеkanie жидкой фазы с гранул селитры даже при непродолжительном хранении этих ВВ ведет к изменению их химического состава и снижению детонационных характеристик.

Пленки эмульсионной жидкости стекают с гранул селитры за счет сил гравитации. Расчеты характеристик стекающей пленки жидкости рекомендуется осуществлять на основе решения уравнений Навье-Стокса в приближении пограничного слоя [6].

$$\begin{aligned} \frac{\partial u}{\partial t} + u \frac{\partial u}{\partial x} + v \frac{\partial u}{\partial y} &= \frac{1}{\rho} \frac{\partial p}{\partial x} + \nu \frac{\partial^2 u}{\partial y^2} + g \\ \frac{\partial u}{\partial x} + \frac{\partial v}{\partial y} &= 0 \\ \frac{\partial u}{\partial t} + \frac{\partial \varphi}{\partial x} &= 0; \quad Q = \int_0^n u dy; \quad P = P_o - \varphi \frac{\partial^3 h}{\partial x^3} \end{aligned} \quad (4)$$

где u, v - соответственно компоненты скорости вдоль стока эмульсии и перпендикулярно ему; ν - кинетическая вязкость; φ - поверхностное натяжение; h - локальная толщина пленки стока, с граничными условиями на твердой поверхности гранулы

$$u = v = 0 \text{ при } y = 0 \quad (5)$$

На поверхности раздела, в случае гравитационного стекания пленки эмульсии, граничное условие имеет вид

$$\frac{\partial u}{\partial y} = 0 \text{ при } y = h \quad (6)$$

Задачи (4) – (6) решаются нелинейным методом, который в отличие от линейного, позволяет определить амплитуду смещения капли, получить ее зависимость от числа Рейнольдса, вычислить скорость стока как функцию чисел Рейнольдса и Галилея. Линейная теория позволяет описать течение пленки жидкости только при малых числах Рейнольдса, тогда как на практике имеют место значительно большие числа Рейнольдса. Этот режим стока капель описывает нелинейная теория [6].

С целью регулирования вязкости эмульсии в дисперсную среду вводят различные полимеры и сополимеры. Для этого используют водонерастворимые лиофильные полимеры, олефиновые, акрилатные и метакрилатные сополимеры.

Процесс образования эмульсии чувствителен к присутствию в сырье различных примесей, так гидрофильные примеси (глины) полностью тормозят образование обратной эмульсии, а наличие азотнокислого алюминия

приводит к гидролизу с выделением азотной кислоты и гидрата окиси алюминия, разрушающих эмульсию. Для получения эмульсии высокого качества, раствор окислителя следует готовить из чистой селитры.

Большое значение отводится температурному режиму эмульгирования. С одной стороны при изготовлении горячельющихся эмульсий, температурный режим должен быть достаточно высокий, чтобы исключить кристаллизацию, с другой – излишнее нагревание связано с нарушением физико-химической структуры компонентов и разрушением эмульсии. На процесс эмульгирования и качество получаемой эмульсии влияет также pH раствора окислителя. В технологии приготовления эмульсии с использованием поверхностно-активных веществ (ПАВ) водородный показатель (pH) рекомендуется поддерживать в пределах 3-4.

За последние годы в Казахстане накоплен достаточно большой опыт получения матричных эмульсий для изготовления на их основе широкой гаммы эмульсионных ВВ. При этом изготовление взрывчатых веществ на основе матричных эмульсий непосредственно на горных предприятиях и их применение на месте, является в настоящее время приоритетным направлением в области освоения недр взрывными технологиями.

Литература

1. Айвазов Б.В. Практикум по химии поверхностных явлений и адсорбции. Изд. «Высшая школа». М., 1973.
2. Кремнев Л.Я., Соскин С.А. Жур. Общая химия, 16, 2000 (1946).
3. Кремнев Л.Я. Коллоидный журнал, 13, 15 (1951).
4. Содерленд К.Л., Уорк И.В. Принципы флотации /Перевод. с английского, ГНТИ по черной и цветной металлургии. М., 1958.
5. Колганов Е.В., Соснин В.А. Эмульсионные промышленные взрывчатые вещества. 1-я книга (Состав и свойства). М., 2007.
6. Холпанов Л.П. Гидродинамика волновой пленки жидкости в условиях однофазного и двухфазного потоков. /Сб. Теоретические основы химической технологии. №4. Изд. Наука, М., 1975.

Кушенов А.А., Тамбиев П.Г., Франк А.,
Гаврилко Р., Амирсеилов Р.

ИЗГОТОВЛЕНИЕ ВОДО-МАСЛЯНОЙ ЭМУЛЬСИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОГО ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЯ

ЭЖЗ дайындау кезінде қолданылатын сұйықтықтарды эмульсиялау үшін біртекті құрылымды эмульсия алуға рұқсат беретін гидродинамикалық сәулелендіргіштердің перспективалы болып табылатындығы көрсетіледі.

Показано, что для эмульгирования жидкостей, применяемых при изготовлении ЭВВ, весьма перспективными являются гидродинамические излучатели, позволяющие получать эмульсию однородной структуры.

It is proved that hydrodynamic radiators allow producing emulsions with homogeneous structure and can be used productively for emulsifying liquids used in production of emulsion explosives.

Для эмульгирования жидкостей, применяемых при изготовлении ЭВВ, весьма перспективными являются гидродинамические излучатели, позволяющие получать эмульсию однородной структуры. Гидродинамические излучатели - это устройства, преобразующие часть энергии турбулентной затопленной струи жидкости в энергию акустических волн.

Различают три основных группы излучателей энергии: вихревые, ротационные и пластинчатые. Работа вихревых излучателей основана на возбуждении акустических колебаний в результате закручивания и истечения из сопла вращающейся струи жидкости. Ротационные излучатели, состоящие из снабженных прорезями ротора и статора, создают пульсирующий поток жидкости за счет совмещения и несовмещения прорезей при вращении ротора. Пластинчатые излучатели генерируют колебания за счет вибрации металлической пластины под действием струи жидкости, подаваемой под большим давлением (до 2,0 МПа). У края вибрирующей пластины концентрируется большая акустическая энергия, и возникает кавитация. Такая большая плотность энергии обуславливает малый размер образующихся капель эмульсии. Поэтому звуковые генераторы оказываются весьма эффективными. Конструкция аппаратов довольно простая. Единственный недостаток - это малая надежность вибрирующей пластины. При работе в жестких условиях она быстро изнашивается, так как кавитация оказывает разрушающее действие на рабочие органы.

Различными техническими приемами можно целенаправленно формировать структуру низкочастотного акустического поля заданными параметрами, усиливать те или иные физические эффекты и их технологическое проявление. Акустическим звуковым полем принято считать пространство, в котором происходит распространение продольных волн с частотой 20

-10⁸ Гц и выше. Таким пространством может быть сплошная упругая среда, а также газообразная, жидкая или твердая. Возникшее возмущение под внешним воздействием в какой-либо точке среды служит источником продольных колебаний, которые, распространяясь от места образования, создают бегущие волны.

Одним из способов усиления физических эффектов является размещение в рабочих камерах насадок различной формы и конфигурации, обеспечивающих трансформацию амплитуды, скорости и ускорения колебаний. С помощью струеформирующих насадок можно усилить кавитационные процессы. Эффект кавитации заключается в следующем. В области разрежения при отрицательном давлении пространства - образование кавитационного пузырька, который заполнен парами жидкости и растворенными в ней газами. Продолжительность образования и захлопывания пузырьков зависит от частоты акустических колебаний. При захлопывании пузырьков возникает гидравлический удар, что и позволяет интенсифицировать процесс перемешивания жидких сред и возможное эмульгирование.

Для приготовления водо-масляной эмульсии (ВМЭ) с использованием гидродинамического преобразователя (ГДП) была создана экспериментальная установка (рисунок 1)

Установка представляет собой систему трубопроводов с запорной арматурой; шестеренчатый насос НШ-32 с электродвигателем мощностью 2,1 кВт, N = 1460 об/мин; рабочая емкость на 7литров; пульт управления и гидродинамический преобразователь (ГДП), который имеет следующую техническую характеристику:

Производительность по жидкой фазе, м ³ /час	- 0,96
давление на выходе, МПа	- 0,35
диаметр на входе, мм	- 18
длина, мм	- 540
масса, кг	- 5,6

Гидродинамический преобразователь (рисунок 2) состоит из следующих основных частей: выходного патрубка 1; корпуса 2; полого штока 3; входного патрубка 4 и механизма перемещения штока 5.

Поток обрабатываемой эмульсии под давлением подается через входной патрубок. Затем поток, проходя через конфузор, приобретает за счет его сжатия более высокую скорость движения, проходит проточную камеру, набегают на кавитатор, в результате за кавитатором в диффузоре образуется суперкаверна. За счет перепада давлений происходит схлопывание кавитационных пузырьков, при этом создается локальное давление до 0,507 Па, скорость кумулятивных микроструек достигает от 12 до 30 м/с. Одновременно по полному штоку в суперкаверну за счет эжекции подается воздух из атмосферы. Осевое перемещение кавитатора вдоль проточной камеры

позволяет регулировать скорость набегания потока эмульсии на кавитатор, при этом изменяется длина каверны, размеры кавитационных пузырьков и их количество, а также интенсивность ударных волн, в результате чего имеется возможность выбора оптимального режима приготовления ВМЭ и ВМС. На созданной установке было исследовано несколько композиций ВМЭ и ВМС для взрывчатых веществ. Составы эмульсий (суспензий) – селитра аммиачная, дизельное топливо, вода, эмульгатор (смесь натуральных жирных кислот с сопутствующими нейтральными жирами и природным смолянистым пигментом) в различных количественных сочетаниях.

ВМЭ приготавливали при температуре 20°C, среднее время - 5 минут. Последовательность подачи компонентов следующая. Рабочую емкость заполняли дизельным топливом согласно компонентному составу, затем в режиме циркуляции дизельного топлива подавали эмульгатор, растворенный в воде (или в сухом состоянии) и в последнюю очередь - подготовленный раствор аммиачной селитры.

В качестве контрольного параметра готовности ВМЭ использовали метод «шарика», - капля готовой эмульсии в виде шарика должна опуститься на дно сосуда с водой комнатной температуры.

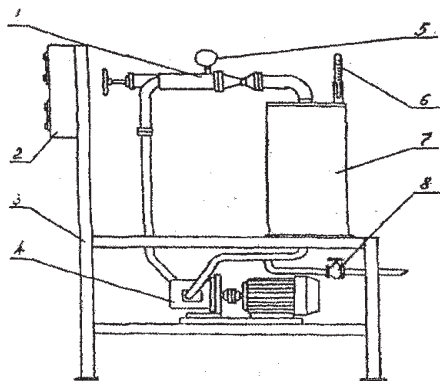


Рисунок 1 – Схема лабораторной установки приготовления ВМЭ:

1 - гидродинамический преобразователь; 2 - пульт управления; 3 - рама установки; 4 - насосная установка; 5 - манометр; 6 - термометр; 7 - рабочая емкость; 8 - кран спусковой

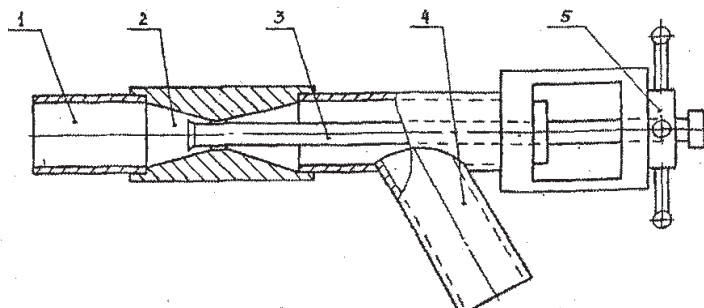


Рисунок 2 - Преобразователь гидродинамический:

1 - патрубок выходной; 2 - корпус; 3 - шток; 4 - патрубок входной; 5 - механизм перемещения штока

Физико-механические свойства усредненных наиболее характерных составов ВМЭ приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Основные физико - механические свойства ВМЭ

Свойства ВМЭ	Единица измерения	Показатель
1. Внешний вид		Густая, солидоло- или сметанообразная масса темно-коричневого цвета
2. Плотность	г/см ³	1,24-1,26
3. Устойчивость к воздействию водной среды	сутки	Не растворима в течение 30 суток
4. Восприимчивость к источникам инициирования взрыва		Не взрывается
5. Чувствительность к удару и трению при t=80°C		Не чувствительна
6. Температура воспламенения	°C	250
7. Температурная устойчивость состава	°C	Устойчива при нагревании до 85°C
8. Стабильность состава при хранении	мес.	6

При изготовлении ВМЭ (ВМС) особую группу коллоидных частиц образуют молекулы ПАВ. Они отличаются способностью концентрироваться на поверхности раздела: раствор - несмешивающаяся с ним жидкость или

нерастворимое твердое тело. Поверхностная активность зависит от строения молекул ПАВ, которые состоят из двух частей: полярной, растворимой в полярных жидкостях (вода), и неполярной, растворимой в неполярных жидкостях (углеводороды). Для понижения поверхностного натяжения в качестве ПАВ для приготовления ВМЭ и суспензий использовалось мыло.

Перемешивание мыла в дизельном топливе при температуре 20°C осуществляли при помощи кавитационного воздействия. Полученный раствор был жидкий по консистенции, состоял из коллоидных частиц, их взвеси были визуальнo невидимы.

Процесс получения эмульсии предусматривал подачу механической смеси двух жидкостей в трубку Вентури и кавитационное эмульгирование. Основное требование технологического процесса - получение эмульсии с микрокапсулами заданного размера, сохраняющими устойчивое состояние в течение длительного времени. Условия обеспечения этого требования следующие:

- энергия образования микрокапсул заданного размера должна быть равна энергии кавитации;
- сила сцепления микрокапсулы с ее оболочкой должна быть больше ее силы погружения или прочность оболочки микрокапсулы должна противостоять усилию ее разрыва.

Рассмотрим выполнение первого условия (рисунок 3). Чтобы из частицы объема жидкости образовались две микрокапсулы в виде шариков радиуса r необходимо подействовать на эту частицу объема силами, преодолевающими силу сцепления жидкости оболочки с микрокапсулой, в соответствии с уравнением Фрумкина – Кабанова:

$$F_c = \pi r \sigma \sin \theta, \quad (1)$$

где σ - поверхностное натяжение жидкости; θ - краевой угол смачивания. В рассматриваемом случае $\theta = 90^\circ$.

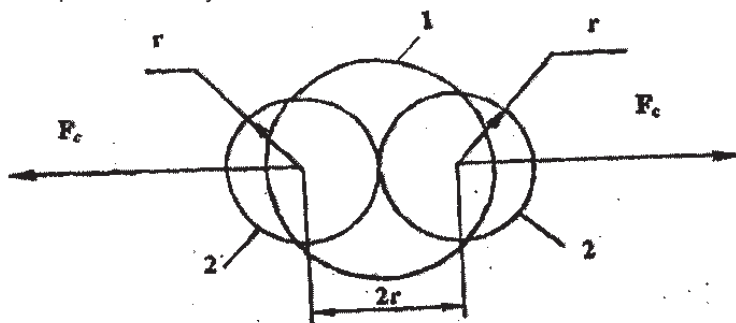


Рисунок 3 - Образование микрокапсул при эмульгировании: 1-исходный объем жидкости; 2- микрокапсула

Энергия образования двух микрокапсул

$$q_0 = F_c \cdot 2r. \quad (2)$$

Обозначим N - количество частиц, образующихся в единицу времени

$$N = Q/\nu, \quad (3)$$

где Q - расход жидкости; ν - объем образующейся частицы, равный $4\pi r^3/3$

$$Q = UF, \quad (4)$$

где U - скорость движения потока; F - поперечное сечение потока.

Тогда

$$N = \frac{3UF}{4\pi r^3}. \quad (5)$$

Суммарная энергия, затрачиваемая на образование N микрокапсул

$$q = q_0 \cdot \frac{N}{2} = \frac{3}{4} \cdot \frac{UF}{\pi r^3} F_c r. \quad (6)$$

Подставим значение F_c из (1) и с учетом $\sin\theta = 1$, получим:

$$q = \frac{3UF\sigma}{4r}. \quad (7)$$

Энергия кавитации

$$g \text{ cm} = U_0 \frac{F_0}{F} \frac{\partial V_m}{\partial x R} P_0 + \frac{P_0 U_0^2}{2} - \frac{F_2 - F_2^0}{F_2} \quad (8)$$

где U_0 - начальная скорость движения жидкости; P_0 - давление на входе в трубку Вентури; F_0 - сечение трубки Вентури на входе; F - промежуточное сечение трубки Вентури на расстоянии x от входа; ρ_0 - исходная плотность жидкости; V_μ - молярный объем газа, образующийся при кавитации; R - универсальная газовая постоянная.

Так как $q = q_{cm}$, то из (7) получим

$$r = \frac{3UF\sigma}{4q_{cm}}. \quad (9)$$

Данная зависимость была исследована путем изменения параметров P_0 , U_0 для трубки Вентури $d_0 = 70$, $d_k = 30$, $l = 350$. Графики $r = r(q_c)$ представлены на рисунке 4. С увеличением энергии кавитации q_{cm} размеры микрокапсул g в эмульсии уменьшаются.

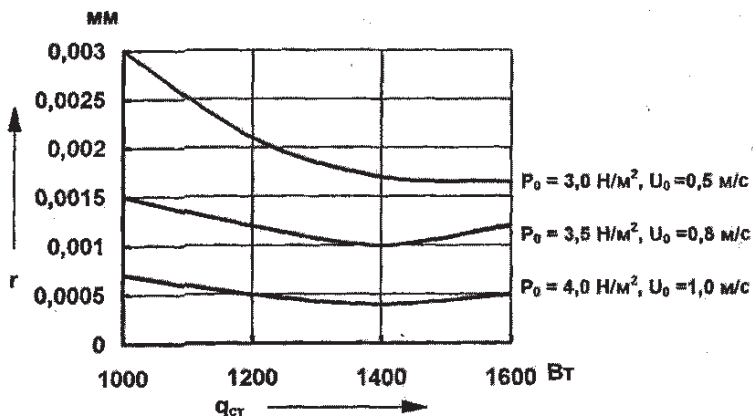


Рисунок 4 - Взаимосвязь размеров образующихся микрокапсул (r) от энергии кавитации ($q_{сr}$) при различном давлении потока (P_0) и скорости его движения (U_0)

Рассмотрение выполнения второго условия поясняется рисунком 5. На микрокапсулу воздействует сила погружения G , которая стремится разорвать оболочку микрокапсулы.

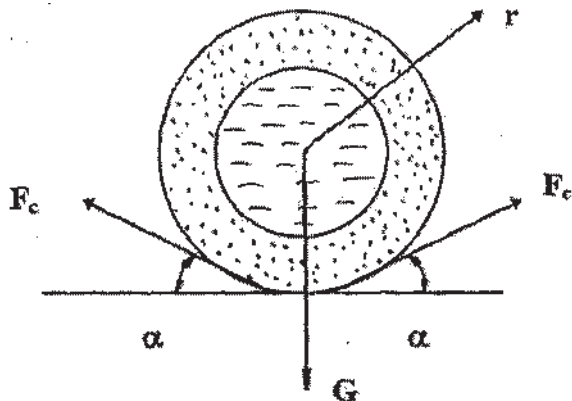


Рисунок 5 - Действие сил на микрокапсулу

Силе погружения G препятствуют силы сцепления микрокапсулы с оболочкой F_c

$$G = QF_c \sin \alpha, \quad (10)$$

где $\alpha = \theta$; $\alpha = 30 \dots 60^\circ$.

$$G = \frac{4}{3} \pi r^3 (\gamma_{ж} - \gamma_0),$$

где $\gamma_{ж}$, γ_0 - удельный вес жидкости микрокапсулы и жидкости оболочки. Тогда

$$\pi \sigma \sin \theta = \frac{G}{2 \sin \theta}.$$

Отсюда

$$r = \sin \theta \sqrt{\frac{3\sigma}{2(\gamma_{ж} - \gamma_0)}} \quad (11)$$

Зависимость (11) была исследована путем изменения параметров σ , $\gamma_{ж}$, γ_0 , зависящих от используемых компонент эмульсии (рисунок 6). С увеличением смачиваемых свойств оболочки (угол θ) радиус r микрокапсулы увеличивается.

Процесс получения эмульсии методом кавитации был исследован на основе использования в разработанном устройстве физического элемента суперактивного профиля. Принцип действия суперкавитирующего механизма заключался в том, что при обтекании соответствующего элемента устройства образуется суперкаверна, замыкание которой происходит непосредственно в потоке, достаточно далеко от рабочих поверхностей аппарата. При этом рабочие поверхности аппарата не подвергаются кавитационной эрозии, и срок их службы не зависит от продолжительности режимов кавитационной обработки.

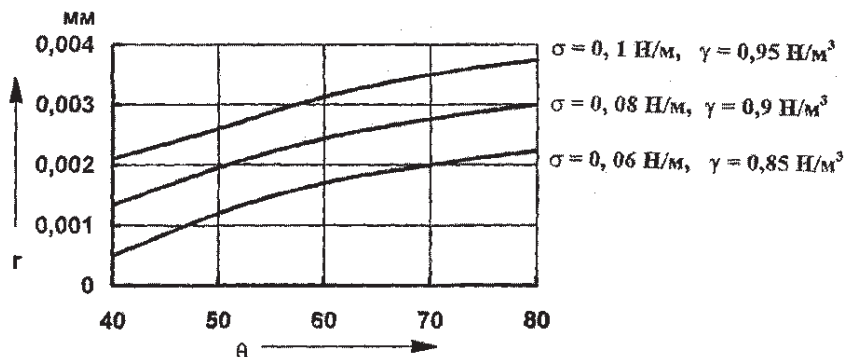


Рисунок 6 - Взаимосвязь размеров микрокапсул эмульсии с краевым углом смачивания жидкости (θ) при различном поверхностном натяжении (σ) и удельном весе (γ) жидкости микрокапсулы (AC+B)

Выполненные исследования показали, что кавитационная область образовывалась между торцами сопла и кавитатором при соответствующих геометрических параметрах (скорость истечения жидкости 20-35м/с, напор 2-10атм, спектр частот генерируемых колебаний ~ 2-35кГц). Кавитация вызывает эмульгирование. Полученная эмульсия отличалась высокой дисперсностью и практической однородностью.

Использование кавитационного метода эмульгирования подтвердило возможность получения высококачественных, химически чистых эмульсий для изготовления эмульсионных взрывчатых веществ.

Литература

1. Колганов Е.В., Соснин В.А. Эмульсионные промышленные взрывчатые вещества – 2-я книга (Технология и безопасность)
2. Недужный С.А. Акустический журнал., 1963, 9, 125; Акустика, НИКФИ, 1960. 1, 85.

Куртмоллаев Р.Э., Тамбиев П.Г., Гаврилко Р.В., Франк А. Э.

ПРОМЫШЛЕННЫЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА МЕСТНОГО ПРИГОТОВЛЕНИЯ В РОССИИ И КАЗАХСТАНЕ

Тұтыну орындарында ЖЗ, жергілікті шикізаттан жарылғыш емес құрамдастардан әзірленетін жаңа қарапайым ЖЗ дайындау технологиясын дамыту қажеттілігінің туындауымен байланысты. Ресейде және Қазақстанда дайындалған жергілікті өнеркәсіптік ЖЗ қарастырылады.

В связи с возникшей необходимостью развития технологии изготовления ВВ на местах потребления, новых простейших ВВ, изготавливаемых из невзрывчатых компонентов из местного сырья. Рассматриваются промышленные ВВ местного приготовления в России и Казахстане.

In connection with the appeared necessity of developing technologies used in domestic production of explosives, new types of simple explosives produced from domestic raw materials being non-explosive in nature, consideration is given to domestically produced explosives in Russia and Kazakhstan.

В настоящее время при добыче полезных ископаемых с применением взрывной отбойки расходуется значительное количество взрывчатых веществ (ВВ), потребность в которых растет во всем мире. Основная часть ВВ изготавливается на заводах удаленных от потребителей этой продукции. Безопасность доставки ВВ потребителям увеличивает их стоимость и для многих предприятий современные цены на ВВ заводского изготовления становятся недоступными.

В связи с этим возникла необходимость в развитии технологии изготовления ВВ на местах потребления, в создании ассортимента новых простейших ВВ, изготавливаемых из невзрывчатых компонентов и местного сырья.

Переход на приготовление простейших ВВ из невзрывчатых компонентов на горных предприятиях обеспечивает экологическую безопасность горного производства, позволяет экономить значительные средства, отличается малой энергоемкостью и высокой безопасностью производства и применения ВВ.

Теоретические основы технологии изготовления новых простейших ВВ на местах применения и способов их механизированного заряжания впервые в СНГ разработаны в России - ИПКОН РАН, ГосНИИ «Кристалл», ЗАО «Нитро-Сибирь» и в Казахстане - НПП «ИНТЕРРИН».

За прошедшие 15-20 лет разработан и внедрен ассортимент экологически чистых и безопасных промышленных взрывчатых веществ (ПВВ) нового поколения и серия модульных установок их получения. Разработаны гранулированные бестротиловые ВВ, изготавливаемые на местах применения (гранулит А-6, Д-5, игданит-П, ПС-1, ПС-2 и др.), водосодержащие

взрывчатые вещества (ВВВ) – собственно сларри (смесь нерастворимых веществ с водой); гели (гидрогели) – более твердые формы текучего коллоида, напояющие желатин; и эмульсии (ЭВВ) – смеси двух-трех жидкостей, которые обычно не растворяются одна в другой, а удерживаются в виде суспензии за счет небольшого количества эмульгатора.

ВВ делятся на составы заводского изготовления (акватолы, акваниты) и составы, которые готовятся непосредственно на предприятиях (ифзаниты, горячельющиеся ВВ, карботолы, порэмиты, сибириты, эмульсолиты) [1].

Среди разработанных ВВ наиболее перспективны эмульсионные. Производство ЭВВ на модульных установках отличается высокой безопасностью и экологической чистотой. Безопасность процесса обеспечивается крайне низкой чувствительностью к механическим и тепловым воздействиям переработанных ЭВВ и их компонентов, надежной работой технологического оборудования, системой автоматического контроля и блокировок, рядом других технологических приемов.

Если в России технологию изготовления ВВ развивает в основном ФГУП ГосНИИ «Кристалл», то в Казахстане с достаточно развитой горнодобывающей промышленностью, технологию изготовления ВВ на мини-заводах и технику механизированного заряжания шпуров и скважин, интенсивно развивает ТОО Научно-производственное предприятие «ИНТЕРРИН»

На основании анализа существующего опыта производства ВВ, для подземных предприятий Казахстана выбрано основное направление с приготовлением ВВ в стационарных условиях. Несмотря на высокие первоначальные затраты при строительстве пунктов - мини-заводов, они позволяют использовать простую и надежную циклическую технологию.

Циклический процесс дает возможность приготовления ВВ по потребности предприятия, путем отработки соответствующего числа циклов и предусматривает оперативную корректировку состава взрывчатых смесей по результатам экспресс-анализа или взрыва.

Размещение пунктов приготовления ВВ на горных предприятиях возможно как на поверхности, так и в подземных условиях. Целесообразность выбора места определяется на основании подсчета и сравнения совокупности затрат при разных вариантах. Учитывается наличие на предприятиях подземных и открытых разработок, их количество, расстояние между ними и до базисного склада ВМ, количество потребляемого ВВ, климатические условия и т.д.

При рассмотрении варианта размещения пункта на поверхности, наиболее целесообразно располагать его на территории базисного (или расходного) склада ВМ. В этом случае совмещаются служба охраны, погрузочно-разгрузочные операции, техника, вспомогательные помещения. При подземном варианте размещения пункта необходимо стремиться расположить его на подземном расходном складе ВМ, либо в зоне развивающихся горно-добычных работ с перспективой на 8-10 лет, но также поблизости от расходного склада ВМ.

В настоящее время мини-заводы по производству сыпучих и эмульсионных ВВ создаются в Казахстане, при участии НПП «ИНТЕРРИН», практически на всех крупных горнодобывающих предприятиях. Такие предприятия как Жезказганцветмет и Атасуруда полностью переведены на ВВ местного приготовления. Проектируются мини-заводы для предприятий объединения Казцинк, Каззолото и др.

Объемы применения ВВ местного приготовления в Казахстане ежегодно увеличиваются.

По предложенной технологии пункты по изготовлению ВВ на местах применения построены на Тырнаузском и Садонском ГОКах в России.

Учитывая недостатки зарубежных технологий изготовления эмульсионных взрывчатых веществ, НПП «ИНТЕРРИН» разработало универсальную технологию изготовления ЭВВ на основе стабильных холодных эмульсий из отечественного сырья для мини-заводов.

На первом этапе изготавливается невзрывчатая водомасляная (ВМЭ), на втором – производится смешивание этой эмульсии с гранулированной аммиачной селитрой. Одним из ключевых этапов создания ВМЭ явилась разработка пигментного эмульгатора. Основным сырьем для его изготовления служат имеющиеся в избытке отходы местного промышленного производства. Для получения эмульсии использован способ омыления, когда одна часть эмульгатора – жирная кислота – растворяется в масле, а другая – щелочь – в воде. При воздействии этих частей на поверхности раздела образуется мыло, создавая довольно устойчивую эмульсию.

Поглощаемой жидкостью для водомасляной эмульсии является водный раствор аммиачной селитры. В качестве эмульгирующего стабилизатора принят природный пигмент с эмпирической формулой $C_{30}H_{30}O_8$. Данный пигмент обладает неоценимыми для эмульгатора свойствами, имея в своей структуре как гидрофильные, так и гидрофобные радикалы, способствующие образованию мицелл.

На основе эмульгатора П разработано два состава ВМЭ-16% и 28%. Их компоненты приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Состав водомаслянной эмульсии

Наименование компонентов	Нормативное значение для типов, %	
	Эмульсия водомаслянная, 16%	Эмульсия водомаслянная, 28%
1. Селитра аммиачная	69-70	53-61
2. Дизельное топливо	14-16	26-28
3. Вода	12-15	12-15
4. Эмульгатор-П	1,0-3,0	1,0-5,0

ВМЭ – густая масса, не растворимая в воде, не взрывающаяся, не чувствительная к ударам и трению, отличается значительной стабильностью при хранении, имеет отрицательный кислородный баланс и при смешении с аммиачной селитрой позволяет получать ВВ с нулевым кислородным балансом.

Разработанная ВМЭ используется для изготовления двух основных, созданных НПП «ИНТЕРРИН», типов водоземлюсионных ВВ: Интерит 20 (для зарядания сухих скважин) и Интерит 40 (для обводненных скважин). Интериты являются аналогами гранулитов марки ЭТВ, разработанных ранее НПП «ИНТЕРРИН» и широко применяющихся в Казахстане.

В Интерите 20 содержится 77,7% аммиачной селитры (NH_4NO_3), 19,4% водомасляной эмульсии, 2,67% дизельного топлива ($\text{C}_{13}\text{H}_{20}$) и 0,23% парафина. В Интерите 40 содержится 62,5% аммиачной селитры и 37,5% водомасляной эмульсии. Состав ВМЭ в обоих ВВ одинаков: аммиачная селитра (NH_4NO_3) – 71,0%, дизельное топливо ($\text{C}_{13}\text{H}_{20}$) – 16,0%, эмульгатор П ($-\text{CH}_2-$) – 1,0%, вода (H_2O) – 12,0%.

Сопоставительный анализ показывает, что по основным характеристикам разработанные Интериты не уступают, а по некоторым даже превосходят современные российские эмульсионные ВВ (таблица 2).

Таблица 2 – Сравнительная характеристика эмульсионных ВВ

Наименование ВВ	Теплота взрыва, ккал/кг	Плотность заряжения, кг/м ³	Скорость детонации, км/с	Газовая вредность, л/кг	Чувствительность к удару, %
Порэммиты	689	1250	4,9-5,2	12,2	0
Гранэммиты	800-870	1350-1400	4,9-5,2	34-38	0
Сибириты	626,8-655,5	800-1250	4,89-5,1		0
Интерит 20	791	1120	5,39	27,7	0
Интерит 40	837	1350	5,42	28,0	0

Эмульсионные ВВ Интерит 20 и Интерит 40 в настоящее время успешно применяются на рудниках ТОО «Оркен», «Коппер-Технолоджи», «Казахдорстрой», «Абыз», корпорации Казмыс. Объем изготовления и применения этих ВВ в Казахстане планомерно наращивается.

Стоимость изготовления ВВ на мини-заводах предприятий Казахстана составляет в данное время 44,3% от стоимости приобретения промышленных ВВ, изготавливаемых на крупных заводах СНГ. По объему производства ВВ на местах применения Казахстан отстает от России. Так. В 2007г. в

России на местах применения изготовлено 798 тыс. тонн ВВ (70,9% от общего объема производимых промышленных ВВ), в том числе 398 тыс. тонн эмульсионных. Изготовление ВВ на мини-заводах выполняется специализированными фирмами, которые также ведут научно-исследовательские разработки по совершенствованию составов ВВ, разработке технологического оборудования, строительству и эксплуатации объектов, механизации транспортирования и заряжания ВВ.

Учитывая то, что Казахстан ежегодно расходует более 200 тыс. тонн ВВ, перед развитием производства ВВ на мини-заводах республики открываются большие перспективы. В Республике Казахстан разработана собственная концепция по созданию производств промышленных ВВ.

Суть ее заключается в строительстве мини-заводов в регионах с развитой горнодобывающей промышленностью. Мини-заводы проектируются и строятся с учетом технологии изготовления ВВ, предназначенных для местных условий, и оснащаются оборудованием, разрабатываемым под производство этих ВВ.

Литература

1. Тамбиев Г.И., Бейсебаев А.М. и др. Технология приготовления и применения простейших ВВ. – М.: ИПКОН РАН, 1996.

Тамбиев П.Г.

МЕТОДИКА ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ ВАРИАНТОВ НАЗЕМНОГО И ПОДЗЕМНОГО РАЗМЕЩЕНИЯ МИНИ-ЗАВОДОВ ПО ИЗГОТОВЛЕНИЮ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Tuісті технологиялық тізбектердің операцияларын бағалаумен жарылғыш заттарды дайындау бойынша шағын зауыттарды жерүсті және жерасты орналастыру нұсқаларының тиімділігін бағалау қарастырылады.

Рассматривается оценка эффективности вариантов наземного и подземного размещения мини-заводов по изготовлению взрывчатых веществ с оценкой операций соответственных технологических цепочек.

Consideration is given to the effectiveness of above-ground and underground placement of mini-plants producing explosive agents with evaluation of operations of the corresponding process flows.

В случае изготовления взрывчатых веществ (ВВ) на местах применения оценка эффективности вариантов наземного или подземного размещения мини-заводов производится по суммарным дисконтированным затратам. Выбор наземного или подземного вариантов размещения пункта приготовления (ПП) ВВ (мини-завода) должен производиться по данному показателю с учетом всей технологической цепочки операций по грузопереработке и приготовлению ВВ, начиная от базисного склада ВМ до подземных расходных складов (наземный вариант) или до подземных ПП рудников.

Операции технологических цепочек:

Наземный вариант: перевозка от базисного склада до ПП, выгрузка компонентов ВВ, приготовление, хранение, погрузка, перевозка до рудника, доставка до подземного расходного склада готового ВВ.

Подземный вариант: перевозка от базисного склада ВМ до рудника, доставка до ПП компонентов ВВ; приготовление, хранение готовых ВВ.

Для составления экономико-математических моделей приведенных затрат по оцениваемым вариантам в соответствии с указанными операциями введены следующие обозначения:

n – количество рудников на предприятии;

A_i – годовая потребность i -го рудника в ВВ (производительность подземного ПП), т;

A – годовая производительность наземного ПП ВВ, т;

R_i – расстояние от базисного склада ВМ до i -го рудника, км;

r – расстояние от базисного склада ВМ до наземного ПП, км;

r_i – расстояние от наземного ПП до i -го рудника, км;

$\overline{C}^{mp}$

– себестоимость перевозки компонентов ВВ от базисного склада

ВМ до наземного ПП, руб / т км;

$\bar{C}^{xp}$ – себестоимость хранения ВВ на наземном ПП, руб / т;

$\bar{K}$ – капитальные затраты на строительство наземного ПП, руб / т;

$\underline{C}_i^{np}$ – себестоимость перевозки компонентов ВВ от базисного склада до рудника, руб / т км;

$\underline{C}_i^d$ – себестоимость выгрузки компонентов ВВ на руднике и доставки до наземного ПП г-го рудника, руб / т км;

$\underline{C}_i^{np}$ – себестоимость изготовления ВВ на ПП i-го рудника;

$\underline{K}_i$ – капитальные затраты на строительство ПП i-го рудника, руб / т.

Обозначим сумму затрат нетранспортных операций через $\bar{C}^{nm}$

$$\bar{C}^{nm} = \bar{C}^B + \bar{C}^n + \bar{C}^{np} + \bar{C}^{xp} + E_0 \bar{K} + \frac{1}{A} \sum_{i=1}^n \bar{C}_i^d A_i$$

Тогда суммарные затраты на 1 т годовой производительности ВВ по технологической схеме наземного варианта определяются:

$$\bar{C} = \bar{C}^{nm} + \bar{C}^{mp} r + \frac{1}{A} \sum_{i=1}^n \bar{C}_i^{mp} r_i A_i \quad (1)$$

Эти же затраты, рассчитанные на годовую производительность наземного ПП ВВ, примут вид:

$$3 = (\bar{C}^{nm} + \bar{C}^{mp} r) A + \frac{1}{A} \sum_{i=1}^n \bar{C}_i^{mp} r_i A_i \quad (2)$$

Аналогично, введя обозначение: $\underline{C}^{nm} = (\underline{C}_i^d + \underline{C}_i^{np} + \underline{C}_i^{xp} + E_d \underline{K}_i)$,

получим значение для определения удельных затрат по технологической схеме подземного варианта:

$$\underline{C} = \frac{1}{A} \sum_{i=1}^n (\underline{C}^{nm} + \underline{C}^{mp} R_i) A_i. \quad (3)$$

Полные же годовые затраты равны:

$$\underline{3} = \sum_{i=1}^n (\underline{C}_i^{nm} + \underline{C}_i^{nm} R_i) \quad (4)$$

Представление затрат как критериев сравнительной оценки в виде (1-4) позволяет установить рациональный вариант размещения ПП ВВ для случая, когда известно число рудников и их годовая потребность в ВВ.

Так как годовая производительность наземного ПП и потребность рудников в ВВ являются основными факторами, влияющими на уровень затрат и их соотношение для наземного и подземного вариантов размещения ПП; поэтому необходимо установить их зависимость от этих показателей.

Исследуем характер зависимости каждого вида затрат, входящих в (1-4), от годовой производительности ПП. Затраты на погрузочно-разгрузочные работы складываются из заработной платы рабочих и амортизационных отчислений от стоимости технических средств, используемых при выполнении этих работ. Заработная плата начисляется исходя из тарифных ставок и норм выработки, установленных для определенной категории рабочих. Данная часть затрат повышается пропорционально увеличению годового объема ВВ. В расчете же на 1 т ВВ эта часть затрат постоянная, не зависящая от объема приготавливаемого ВВ.

Амортизационные отчисления от стоимости погрузочно-разгрузочных средств зависят от установленного срока их службы. Однако, так как годовая их величина постоянная, то в расчете на 1т ВВ эта часть снижается с увеличением годового объема ВВ.

Таким образом, себестоимость погрузочно-разгрузочных работ в структуре суммарных затрат, в зависимости от годового объема грузопереработки ВВ (А), в общем случае имеет вид:

$$C = a + \frac{b}{A} \quad (5)$$

где a, b – коэффициенты, характеризующие части затрат, соответственно, не зависящие от годового объема ВВ и зависящие - снижающиеся с его увеличением.

Транспортные затраты - расходы предприятия на перевозку ВВ (компонентов ВВ) зависят от типа транспортных средств, тарифных ставок водителя и сопровождающего. При этом, если транспорт арендуется предприятием в других организациях, то эти затраты в расчете на 1ткм не зависят от годового объема перевозимого ВВ. На тех же предприятиях, где транспорт входит в их состав, указанные затраты снижаются с увеличением годового объема перевозок за счет снижения амортизационных отчислений от стоимости транспортных средств. В общем случае зависимость себестоимости перевозки ВВ от его годового объема можно также представить в виде (5).

Анализ данных на затраты по приготовлению ВВ по действующим пунктам приготовления ВВ показывает, что наибольшая часть расходов идет на зарплату обслуживающего персонала, материалы, реагенты, электроэнергию и т.д. Эта часть расходов растет с увеличением годовой производительности ПП. Таким образом, в общем случае, себестоимость приготовления 1т ВВ, как сумма эксплуатационных затрат и двух видов амортизационных отчислений может быть представлена следующей зависимостью от годовой производительности ВВ:

$$C = a + \frac{b}{A} + cA \quad (6)$$

где a, b, c – коэффициенты, характеризующие соотношение частей затрат, соответственно, не зависящие от годовой производительности, снижающихся и увеличивающихся с ее увеличением.

Если для хранения ВВ используются имеющиеся помещения, амортизация капитальных затрат на которые уже учтена в других затратах (например, на приготовление ВВ, если используются помещения ПП), то затраты на хранение ВВ состоят из заработной платы охраняющего персонала, которая не зависит от производительности 1111. В расчете на 1 т ВВ эти затраты снижаются с ее увеличением. Если же для хранения ВВ приходится строить специализированные хранилища, то к этим затратам добавляются амортизационные отчисления от капитальных вложений на строительство, которые погашаются за срок существования предприятия и, как было отмечено, в расчете на 1 т ВВ увеличиваются с увеличением производительности ПП. Отсюда следует, что в общем случае зависимость себестоимости хранения ВВ от производительности 1111 может быть представлена также в виде (5) или (6). В дальнейшем будем использовать зависимость (6), так как (5) является ее частным случаем при $c = 0$.

При строительстве 1111 следует выделять следующие три группы капитальных вложений на строительство 1111 ВВ, по разному реагирующих на величину его производительности, а именно, затраты на:

- строительство зданий и сооружений, непосредственно не связанных с приготовлением ВВ;
- строительство зданий и сооружений, непосредственно связанных с приготовлением ВВ;
- приобретение электромеханического оборудования, материалов, инвентаря и др.

Практикой установлено [1], что удельные капитальные затраты (на 1т ВВ) первой группы снижаются с ростом производительности пункта. С ростом производительности снижаются также затраты третьей группы, но в меньшей степени, чем первой.

Капитальные затраты по второй группе растут практически пропорционально с ростом производительности, а следовательно, в расчете на 1т ВВ они остаются постоянными. Таким образом, в общих удельных капитальных затратах можно выделить две части, одна из которых не зависит от производительности пункта, другая – снижается с ее увеличением. Очевидно, такую закономерность в общем случае можно описать зависимостью вида:

$$K = a^k + \frac{b^k}{A}, \quad (7)$$

здесь K – удельные капвложения; a , b^k – коэффициенты, характеризующие соотношение частей капвложений, не зависящих от годовой производительности 1111, и снижающихся с ее увеличением.

Капитальные затраты на строительство хранилища, если таковые имеются, необходимо учитывать в затратах на строительство пункта. В соответствии с установленной зависимостью основных видов затрат от годовых объемов ВВ определены уравнения комплекса показателей, входящих

в структуру приведенных затрат (табл.1). Подставив уравнения (6) и (7) в (1-4) и приведя подобные члены при различных степенях A и A_i :

$$\begin{aligned}\bar{a} &= \bar{a}^b + \bar{a}^n + \bar{a}^{np} + \bar{a}^{xp} + E_{\partial} \bar{a}^k; \\ \bar{b} &= \bar{b}^b + \bar{b}^n + \bar{b}^{np} + \bar{b}^{xp} + E_{\partial} \bar{b}^k + \sum_{i=1}^n \bar{b}_i^d,\end{aligned}$$

получим модель затрат, как функцию от годовой производительности, для наземного варианта в расчете на 1т годовой производительности:

$$\bar{C}(A, A_i) = \bar{a} + \frac{\bar{b}}{A} + d^{np} A + \frac{1}{A} \sum_{i=1}^n \bar{a}_i^d A_i + a^{mp} + \frac{b^{mp}}{A} r + \frac{1}{A} \sum_{i=1}^n a_i^{np} A_i + b_i^{mp} r_i \quad (8)$$

В расчете на годовой объем ВВ:

$$\bar{Z}(A, A_i) = \bar{a}A + \bar{b} + \bar{d}^{np} A^2 + \sum \bar{a}_i^d A_i + \bar{a}^{np} A + \bar{b}^{mp} r - \sum (a_i^{mp} A_i + b_i^{mp} r_i) \quad (9)$$

Соответственно, для подземного варианта:

- в расчете на 1т годовой производительности

$$\underline{C}(A = \sum A_i, A_i) = \frac{1}{A} \sum a_i + \frac{b_i}{A_i} + \underline{d}_i^{np} A_i + \underline{c}_i^{mp} R_i A_i, \quad (10)$$

- в расчете на годовой объем ВВ:

$$\underline{Z}(A_i, A_i) = \sum_{i=1} a_i + b_i A_i + \underline{d}_i^{np} A_i + \underline{c}_i^{mp} R_i A_i, \quad (11)$$

где $\underline{a}_i = \underline{a}_i^d + \underline{a}_i^{np} + \underline{a}_i^{xp} + E_{\partial} \underline{a}_i^k$, $\underline{b}_i = \underline{b}_i^d + \underline{b}_i^{np} + \underline{b}_i^{xp} + E_{\partial} \underline{b}_i^k$.

Представление затрат как функции от годовой производительности ВВ (8-11) позволяет значительно расширить круг решаемых задач, связанных с размещением ПП ВВ. Так, на основе разработанных моделей может быть установлен порядковый номер рудника (при определенной последовательности включения рудников в оценку), начиная с которого может произойти смена эффективного варианта размещения ПП ВВ. С помощью этих моделей можно проследить влияние изменения производительности (потребности в ВВ) конкретного рудника (несколько рудников) на выбор того или иного варианта размещения 1111 ВВ.

Таблица 1 - Функциональные зависимости затрат на производство и групповую переработку ВВ от их годовых объемов

№	Затраты	Ед. изм.	Уравнение связи
<i>Наземный вариант</i>			
1	Себестоимость перевозки компонентов ВВ от базисного склада до наземного ПП	$\frac{руб}{т \cdot км}$	$\bar{C}^{mp} = \bar{a}^{mp} + \bar{b}^{mp} / A$
2	Себестоимость выгрузки компонентов ВВ на наземном ПП	$\frac{руб}{т}$	$\bar{C}^s = \bar{a}^s + \bar{b}^s / A$ $\bar{C}^n = \bar{a}^n + \bar{b}^s / A$
3	Себестоимость погрузки ВВ на наземном ПП	-->--	$\bar{C}^{np} = \bar{a}^{np} + \bar{b}^{np} / A + d^{np} A$
4	Себестоимость приготовления ВВ на наземном ПП	-->--	$\bar{C}^{xp} = \bar{a}^{xp} + \bar{b}^{xp} / A$
5	Себестоимость хранения ВВ на наземном ПП	$\frac{руб}{т \cdot км}$	$\bar{C}^{mp}_i = \bar{a}^{mp}_i + \bar{b}^{mp}_i / A_i$
6	Себестоимость перевозки ВВ от наземного ПП до i-го рудника	$\frac{руб}{т}$ $\frac{руб}{руб}$	$\bar{C}^d = \bar{a}^d + \bar{b}^d / A$
7	Себестоимость выгрузки на рудничной площадке и доставки ВВ до подземного расходного склада ВВ	$\frac{руб}{т \cdot км}$	$\bar{K}^n = \bar{a}^k + \bar{b}^k / A$
8	Капитальные затраты на строительство ПП ВВ	$\frac{руб}{т \cdot км}$	$\underline{C}_i^{mp} = \underline{a}_i^{mp} + \underline{b}_i^{mp} / A_i$
<i>Подземный вариант</i>			
1	Себестоимость перевозки компонентов ВВ от базисного склада до рудника	$\frac{руб}{т}$	$\underline{C}_i^d = \underline{a}_i^d + \underline{b}_i^d / A_i$
2	Себестоимость выгрузки на рудничной площадке и доставки компонентов ВВ до подземного ПП	$\frac{руб}{т}$	$\underline{C}_i^{np} = \underline{a}_i^{np} + \underline{b}_i^{np} / A_i + d$
3	Себестоимость приготовления ВВ на подземном ПП	$\frac{руб}{т}$	$\underline{C}_i^{xp} = \underline{a}_i^{xp} + \underline{b}_i^{xp} / A_i$
4	Себестоимость хранения ВВ на подземном ПП		$\underline{K}_i = \underline{a}_i^k + \underline{b}_i^k / A_i$
5	Капитальные затраты на строительство подземного ПП		

Возможна постановка и других подобных задач, связанных с исследованием влияния производительности ПП на выбор наземного или подземного варианта их размещения. В наиболее общем случае можно также установить диапазоны изменения производительности ПП, в которых эффективен тот или иной вариант их размещения (диапазоны эффективности).

Выбор эффективного диапазона для наземного или подземного вариантов размещения ПП этим методом производится путем анализа поведения соответствующих затрат (8-11) на заданном интервале изменения годовой производительности. Анализ может быть выполнен аналитическим или графическим способами. При графическом способе устанавливается величина затрат для нескольких значений годовой производительности из заданного интервала $[A, A]$, на основе которых строятся графики затрат, например,

удельных. Анализ этих графиков показывает, что могут быть три наиболее вероятные случая их соотношения.

1 На всем интервале $[A, A]$, соотношение затрат не меняется, т.е. либо $C > \underline{C}$ либо $C < \underline{C}$, (рисунок 1а).

В этом случае при любой производительности ПП, не выходящей за границы $[A, A]$, к проектированию принимается, соответственно, наземный или подземный вариант.

2 Определенное соотношение затрат сохраняется не на всем интервале $[A, A]$, а лишь до некоторого значения A, A^k , после чего соотношение изменяется на противоположное, например, как на рисунке 1б. В этом случае интервал $[A, A]$ разбивается на два A, A^* и A^*A .

При этом, если проектная производительность принадлежит первому интервалу, то к проектированию принимается наземный вариант; если второму – то подземный.

3. Возможен и третий случай, пример которого изображен на рисунке 1с.

В этом случае интервал $[A, A]$, разбивается на три интервала

$(\bar{A}, A^*), (A^*, A^{**}), (A^{**}, \bar{A})$. В зависимости от того, какому из них при-

надлежит проектная производительность ПП, выбирается тот или иной вариант строительства.

Реализация описанного метода в аналитической форме ввиду сложности функций (8-10) может быть затруднительна. В связи с этим нами предложен алгоритм приближенного численного метода решения этой задачи, основанный на применении методов математической статистики, согласно которому установление диапазонов годовой производительности, на которых эффективен тот или другой вариант, сводится к выполнению следующих операций:

1. Исходя из практической целесообразности устанавливаем пределы годовой потребности рудников в ВВ: $\bar{A}_i \leq A \leq \bar{A}_i, (\underline{A}_i, \bar{A}_i)$ и годовой производительности наземного ПП: $[A, A]$, где $\sum \underline{A}_i = A; \sum \bar{A}_i = A$.

2. Задаемся конечным числом значений производительности наземного ПП A^k , $k = 1, 2, \dots, m$, по формуле:

$$A^k = \underline{A} + \frac{\bar{A} - \underline{A}}{m} (k - 1).$$

Для подземного ПП A^k_i , определяем по аналогичной формуле:

$$A^k_i = \underline{A}_i + \frac{\bar{A}_i - \underline{A}_i}{m} (k - 1).$$

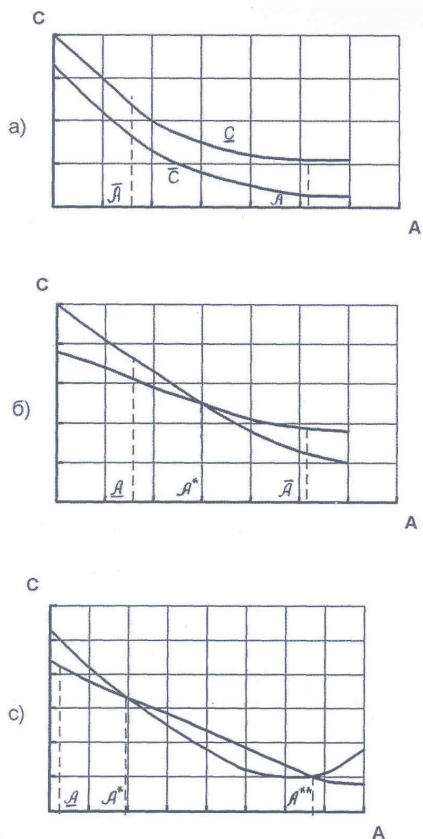


Рисунок 1 - Влияние изменения производительности рудников на выбор варианта размещения ПП:

- а - при неизменном соотношении затрат;
- б - при разовом изменении соотношения затрат;
- с - при многократном изменении соотношения затрат.

3. Для установленных A^K и A_i^K расчетным путем определяем затраты по всем операциям технологических схем наземного и подземного вариантов (табл.1).

4. Решением оптимизационной модели определяем оптимальное месторасположение наземного ПП относительно базисного склада и рудников, т.е. r^K и r_i^K .

5. Для установленных A^K , A_i^K , r^K , r_i^K по формулам (8 и 10) рассчитываются затраты:

$$\bar{C}^{\kappa} \text{ и } \underline{C}^{\kappa}.$$

6. Методами математической статистики устанавливают корреляционные уравнения связи между затратами и годовым объемом ВВ. Судя по структуре (8-11), в качестве уравнений связи наиболее вероятны функции вида:

$$C = a + b/A \quad \text{или} \quad C = a + b/A + dA. \quad (12)$$

Пусть зависимости удельных суммарных затрат от годовой производительности наземного ПП установлены и имеют вид:

- для наземного варианта:

$$\bar{C} = \bar{a} + \bar{b}/A + \bar{d}A, \quad (13)$$

- для подземного варианта:

$$C = \underline{a} + \underline{b}/A + \underline{d}A. \quad (14)$$

Тогда задача установления диапазонов эффективного применения наземного и подземного вариантов строительства ПП ВВ сводится к следующему. Определяем величину годовой производительности ВВ, при которой затраты обоих вариантов совпадают, т.е.

$$\bar{C} = \underline{C}.$$

Приравняв правые части (3.22), (3.23), получим квадратное уравнение:

$$a - dA^2 + a - aA + b - b = 0,$$

решение которого есть искомая годовая производительность:

$$A = \frac{a - \bar{a} + \sqrt{a - \bar{a}^2 - 4d - \bar{d}b - \bar{b}}}{2d - \bar{d}} \quad (15)$$

7. Определяем принадлежность A^* к области $[A, A]$.

Если да, то рассматривают два интервала $(\underline{A}, A^*)$ и (A^*, A) ; если нет, то переходим к п. 8.

8. Определяем, какой из вариантов строительства ПП ВВ эффективен на $(\underline{A}, A^*)$. С этой целью для произвольного A из $(\underline{A}, A^*)$ по (13), (14) находим $\bar{C}$ и $\underline{C}$ сравниваем: если $\bar{C} < \underline{C}$, то на $(\underline{A}, A^*)$ рекомендуется наземный, а на (A^*, A) - подземный вариант; и наоборот, если $\bar{C} > \underline{C}$.

9. Для произвольного A $(\underline{A}, \bar{A})$ находим $\bar{C}$ и $\underline{C}$ и сравниваем: если $\bar{C} < \underline{C}$, то к проектированию предлагается наземный вариант при любой произ-

водительности ПП.

Литература

1. Колганов Е.В., Соснин В.А. Состояние и перспективы развития ПВВ в России и за рубежом. В сб. Взрывное дело № 100/57, 2009

**Битимбаев М.Ж., Орынгожин Е.С., Молдабаева Г.Ж.,
Орынгожина С., Молдабаева Г.Ж.,**

МЕТОД СКВАЖИННОЙ ГИДРОДОБЫЧИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РОССЫПНЫХ РУД

Мақалада кенді ұңғы арқылы сумен игеру геотехнологиясын пайдаланудың экономикалық тиімділігі жоғары және экологиялық тазалығы көрсетілген. Бұл технологияның басты ерекшеліктерінің бірі машиналар мен механизмдердің аз пайдаланылатындығы айтылған.

В статье показана высокая эффективность и экологическая безопасность технологии разработки месторождений с применением скважинной гидродобычи. Достоинством данной технологии является исключение применения крупногабаритных машин и механизмов, которые играют большую роль в загрязнении атмосферы.

There is shown in the article that borehole hydraulic output method is high-performance and ecologically safe. The main advantage of this method is that it excludes any using of large cars and machineries, which are the main cause of atmospheric air pollution.

На современном этапе экономического развития Республики Казахстан в условиях восстановления роста масштабов производства и потребления минерального сырья проблема эффективного и рационального освоения сырьевой базы золотодобывающей промышленности и рынка золота имеет исключительного важное народнохозяйственное значение. Актуальность этой проблемы обусловлена ограниченностью и невозполнимостью запасов основных золоторудных месторождений, усложнением горно-геологических условий залегания рудных тел, удорожанием добычи, ухудшением качественного состава добываемых руд, негативным влиянием отходов производства на окружающую среду и т.д.

Структура золотосырьевой базы Казахстана наиболее типична для золотодобывающих стран СНГ, представленных Россией, Узбекистаном, Кыргызстаном и Таджикистаном.

По запасам и добыче золотосодержащих руд Казахстан занимает третье место среди стран СНГ, уступая только России и Узбекистану.

В Казахстане сосредоточены значительные запасы золота, которые характеризуются большим разнообразием горно-геологических условий залегания месторождений, многообразием форм нахождения золота в рудах и сложностью его извлечения. Золоторудный актив составляет более 2 тысяч месторождений и проявлений золота. Из них 305 месторождений россыпей золота, представленных восемью геолого-промышленными типами: аллювиальные (косовые, русловые, террасовые, долинные, в том числе

погребенные древние долины), аллювиально-делювиальные (ложковые), аллювиально-пролювиальные (конуса выноса), элювиально-делювиальные (склоновые, плащевидные), прибрежно-озерные, прибрежно-морские, карстовые и техногенные[1].

Здесь, особый интерес для использования скважинной гидродобычи представляют погребенные (древние) россыпи золота, перекрытые после своего образования более молодыми осадками или вулканогенными породами, генетически не связанными с процессом формирования россыпей.

Россыпи золота, залегающие на поверхности или на небольшой глубине от нее, отработаны или отрабатываются традиционными способами (например, открытым способом). Что касается погребенных россыпей мощностью от 1 до 40 м, залегающих на глубинах до 100 м и более от поверхности, и простирающиеся на многие сотни и тысячи метров, то эти россыпи, в связи с резким удорожанием конечной продукции, не отрабатываются традиционными способами, а оставляются в недрах.

Примерами таких россыпей могут служить: Караултубинская погребенная золотоносная россыпь в Центральном Казахстане, Восточно-Жетикаринская россыпь на Севере Казахстана, Майкапчагайская в Восточном Казахстане и другие [1].

Перспективность использования технологии скважинной гидравлической добычи будет наблюдаться не только при освоении и эксплуатации погребенных россыпей золота, залегающих на значительных глубинах.

Как правило, россыпные месторождения золота, залегающие на сравнительно небольшой глубине от поверхности, отрабатываются только до уровня грунтовых вод, при этом наиболее богатые приплотиковые части золотоносных песков остаются не тронутыми, предлагаемая технология скважинной гидродобычи позволит отрабатывать без потерь всю мощность золотоносных песков.

Данная технология позволяет не только значительно уменьшить капитальные вложения при освоении месторождений (по сравнению с традиционными способами), но и сократить сроки ввода месторождений в эксплуатацию и вести попутную добычу полезного ископаемого, начиная с любой стадии разведки.

В настоящее время в СНГ и за рубежом действует целый ряд промышленных предприятий, использующих скважинные методы добычи полезных ископаемых. Опыт их работы подтверждает высокую технико-экономическую, экологическую и социальную эффективность скважинной добычи [2].

При этом в несколько раз снижаются капитальные затраты, повышается производительность труда, кардинально изменяются условия труда горнорабочих и т.д.

В результате анализа геолого-промышленных типов россыпных месторождений золота было определено, что для использования предлагаемой технологии наиболее перспективен аллювиальный тип месторождений золота, и на его основе для проведения опытно-промышленных испытаний

была выбрана Караултобинская погребенная россыпь золота Центрального Казахстана.

Месторождение Караултобе расположено в Акмолинской области в 11 км к востоку от месторождения Жолымбет. Участок расположен в области изменения ориентировки долины с субмеридианального на субширотное. В этой части палеодолина пересекает породы палеозойского фундамента, вмещающие жильные месторождения золота. Ширина палеодолины здесь составляет 600-900 м, она представлена кайнозойскими отложениями, в разрезе которых (сверху- вниз) выделены следующие литолого-стратиграфические разности: 1-раннечетвертичные суглинки – 3,5-5,5м; 2-миоценовые отложения (разноцветные глины с линзами песков и гравия) – 15,0-26,0м; 3-приплотиковый горизонт, сложенный глинистыми песками, песчано-гравийно-галечным материалом – 0,5-5,5м; 4-дресвяная, глинисто-дресвяная щелеватая кора выветривания – 20-30м. Золотоносность отмечена как в миоценовых отложениях (линзы и прослойки песков), так и в отложениях приплотикового горизонта (в западной части отложений неогена и кор выветривания), где сконцентрировано наибольшее количество золота.

Мощность приплотикового золотоносного пласта колеблется от 0,3 до 1,6м, составляя в среднем 0,88м. Содержание золота так же неравномерное – от 136,7мг/м³ до 3939,0мг/м³. Ширина контура россыпи, в пределах которого наблюдается чередование обогащенных и бедных интервалов, составляет 500-600м. Морфология самородного золота разнообразна: встречаются следующие разновидности: комковидные, изометричные дендритовые, губчатые и неправильные. Средний размер самородного золота – 1,12х0,66х0,39мм, вес-2,5мг.

В технологии скважинной гидравлической добычи, скважина – основная выработка, вскрывающая залежь полезного ископаемого, подготавливающая ее к разработке и для транспортирования рабочих агентов. Успех работы всей технологии скважинной гидродобычи зависит от работоспособности скважин. При решении основных проблем сооружения скважин приходится вести поиск в области способов и технологии проходки скважин. Проходка должна быть скоростная, комфортная и экономичная [2].

Вскрытие по гидротехнологии – это бурение, подготовка и оборудование добычных скважин для обеспечения доступа рабочих агентов к рудному телу, детализация строения и состава рудного тела.

Подготовительные – это прокладка подъездных дорог, сетей энергоснабжения, участковых трубопроводов и т.д.

По своему назначению вскрывающие скважины подразделяются: на добычные и вспомогательные.

Осадочные месторождения, к которым относятся золотоносные погребенные россыпи, в том числе и Караултобинская, обычно имеют большие размеры по площади, горизонтальное или пологое залегание. Часто пласты песка и гравия обводнены, а иногда пески имеют характер пльвунов.

Для разработки таких месторождений с использованием скважинной ги-

гидравлической технологии предлагается сплошная схема выемки с плавным опусканием дневной поверхности без нарушения ее сплошности.

Месторождение разбуривается системой скважин. Сетка расположения скважин определяется типом добычного оборудования и физико-механическими свойствами породы.

Чередуются ряды добычных и нагнетательных скважин. Добычные скважины обсаживаются трубами до кровли пласта, а нагнетательные до почвы. В пределах покрывающих пород затрубное пространство цементируется.

Добычные скважины оборудуются совмещенными добычными агрегатами. Агрегат включает соосно расположенные трубы. По внутренней трубе при помощи гидроэлеватора или эрлифта выдается гидросмесь. По межтрубному пространству нагнетается вода и через форсунки различного типа, установленные на наружной трубе, размывает пласт. Вода, поступающая в пласт через нагнетательные скважины, создает в пласт фильтрационный поток, способствующий разрушению породы. Суммарная производительность добычных агрегатов по гидросмеси должна быть равна сумме объемов закачиваемой в пласт воды и добываемой горной массы.

Порядок разработки месторождения может быть от одного фланга к другому: от флангов к центру, от центра к флангам. Объем добычи по рядам скважин должен обеспечивать плавное опускание покрывающих пород.

При скважинной гидродобыче в 2-3 раза снижаются затраты на горно-капитальные работы, что дает возможность при тех же затратах разрабатывать месторождения со сложными условиями более глубокого залегания. Гидравлические процессы добычи и транспорта дают возможность создания поточной технологии, обеспечивающей наилучшие предпосылки максимальной механизации и автоматизации производства, причем к минимуму можно свести затраты чистой воды путем обеспечения оборотной схемы водоснабжения замыкая гидродобычу с гидрозакладкой отработанных камер отходами обогащения добытой руды. Кроме того, добычная скважина – локальная выработка с относительно небольшим сроком службы, поэтому расчеты циклов и крепления скважины можно производить без коэффициента запаса.

Предварительные расчеты экономической эффективности показали, что себестоимость добычи 1 м^3 рудной массы по предлагаемой технологии составит 1,7 долл. США. При отработке месторождения открытым способом себестоимость добычи 1 м^3 золотосодержащих песков может составить 6,5 долл. США. Таким образом, себестоимость при скважинной технологии будет примерно, в 3,5 раза ниже, чем при открытой разработке.

Достоинствами способа скважинной гидротехнологии являются экологическая чистота технологии и исключение применения крупногабаритных машин и механизмов, которые играют большую роль в загрязнении атмосферы. При скважинной добыче применяется гидравлический способ транспортировки горной массы, который позволит до минимума снизить экологический риск вредного воздействия на окружающую среду.

Добычные работы с использованием технологии скважинной гидродобычи оказывают минимальное воздействие на окружающую среду. В отличие от открытого способа разработки, характеризующегося отчуждением значительных территорий как под непосредственно горные работы (карьер, так и надземные сооружения, связанные с размещением отвалов пустых пород, хвостов обогащения, а также существенным нарушением гидрогеологического режима местности, при разработке способом скважинной гидродобычи отчуждение земель происходит под контуром рудного тела, транспортные коммуникации носят в основном временный характер, а территории, занятые под комплекс обогатительных фабрик, незначительны из-за сокращения количества операций технологического цикла). При этом срок возврата земель, занятых под горные работы, значительно сокращен, поскольку работы по восстановлению поверхности земли производятся по завершении отработки добычных камер. Как правило, рекультивация земель состоит из двух стадий – горнотехнической и биологической [3].

Изложенное выше позволяет утверждать, что технология разработки месторождений с применением скважинной гидродобычи высокоэффективна и экологически безопасна.

Литература

- 1 Справочник “Россыпи золота Казахстана” /Под редакцией Абдуллина А.А и др. Алматы, 1999.-156с.
- 2 Материалы советско- югославского симпозиума по проблемам скважинной гидравлической технологии. М., МГРИ, 1991.-123с.
- 3 Алтаев Ш.А., Орынгожин Е.С. Повышение экономической эффективности разработки ильменитовых песков методом скважинной добычи /В сб.: ИГД им. Д.А. Кунаева “Научно-техническое обеспечение горного производства”. Т. 65. Алматы, 2003.

Багашарова Ж.Т.

ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРА f –ЖИДКОГО К ТВЕРДОМУ ПРИ ПОДЗЕМНОМ СКВАЖИННОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ УРАНА

Жұмыста тау жынысы массасын және көлемін, көлденеңінен және тігінен, ерітіндінің ағу процессін ескере отырып есептеуге арналған нақты формула алынды. Көрсетілген формулалар аясында сұйықтың қаттыға қатынасын f ($C:K$) нақты анықтауға болады. Жұмыс барысында f параметрін анықтаудың жаңа және дұрыс шешімі шығарылды.

В работе при растекании растворов 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 ($K:T$). В этой связи в настоящей работе по-новому и достаточно корректно решена задача определения параметра f .

In this paper solutions are obtained for the spreading of the final formulas, which allow us to determine the volume and mass of mining, taking into account the spreading of the solutions in horizontal and vertical. On the basis of these formulas is determined by quite a solid indicator of the classical formula. In this regard, the present work on a new and fairly well-defined problem is solved.

До настоящего времени основополагающий параметр f - отношение жидкого к твердому определялся по известным формулам без учета растекания растворов в плане блока по вертикали вверх и вниз от рудного тела в пределах продуктивного горизонта. Кроме того, при определении жидкого – объемов или массы прокачиваемых растворов через любой блок, не учитывалась закономерность изменения дебитов закачных скважин по времени. В этой связи в настоящей работе по-новому и достаточно корректно решена задача определения параметра f .

Рассмотрим приемистость закачных скважин в функции от времени.

Ранее [1] были получены расчетные формулы для определения дебитов закачных и откачных скважин для любых схем вскрытия с учетом основных влияющих факторов:

$$Q_{\text{зс}} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot K_{\phi} \cdot M_{\text{г}} \cdot S_{\text{н}}}{10^2 \cdot \left(\ell n \frac{R_o}{R_c} + S_k \right)}, \quad \text{м}^3/\text{сут}, \quad (1)$$

$$Q_{\text{ос}} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot K_{\phi} \cdot M_{\text{г}} \cdot (nS_{\text{н}} + S_o)}{10^2 \cdot \left(\ell n \frac{R_o}{R_c} + S_k \right)}, \quad \text{м}^3/\text{сут}, \quad (2)$$

Анализируя формулы (1) и (2), приходим к выводу, что только один параметр S_k постоянно меняется по времени, остальные параметры остаются постоянными, кроме ещё коэффициента фильтрации – K_f .

В этой связи ставятся задачи по аналитическому описанию показателя скин-эффекта в функции от времени и на этой основе прогноза дебитов технологических скважин.

Показатель скин-эффекта изменяется во времени для некоторой прифильтровой зоны радиуса R_1 . Обычно это радиус цилиндра обсыпки, т.е. радиус искусственного массива с высокой первоначальной проницаемостью. Закон изменения $S_k(t)$ явно нелинейный и в общем случае может быть описан следующей степенной функцией (рисунок (1))

$$S_k(t) = \alpha t^n - 2 \quad (3)$$

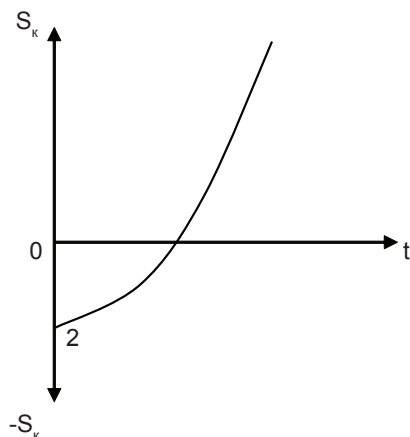


Рисунок 1 – Изменение показателя скин-эффекта для закачных скважин с обсыпкой прифильтровой зоны.

Здесь α и n – некоторые постоянные для каждой скважины величины, определяемые по наблюдениям;

2 – показатель скин-эффекта на $t = 0$ при обсыпке прифильтровой зоны.

По предварительным статистическим данным можно с высокой надежностью принять $n = 1/2$, тогда получим:

$$S_k(t) = \alpha \sqrt{t} - 2. \quad (4)$$

Для определения коэффициента α в каждой ячейке достаточно знать показатель скин-эффекта через любой интервал времени t_1 . При этом показатель скин-эффекта находим по формуле:

$$S_{\kappa}(t_1) = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot K_{\phi} \cdot M_{\text{я}} \cdot S_{\text{н}}}{10^2 \cdot Q_{\text{зс}}} - \ln R_o / R_c \cdot \quad (5)$$

Из уравнения (5) находим α , и с учетом (4) получим:

$$\alpha = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot K_{\phi} \cdot M_{\text{я}} \cdot S_{\text{н}}}{10^2 \cdot Q_{\text{зс}}(t_1) \cdot \sqrt{t_1}} - \frac{1}{\sqrt{t_1}} \ln R_o / R_c + \frac{2}{\sqrt{t_1}}. \quad (6)$$

Следует отметить, что для каждой ячейки блока будет свое значение α , т.к. величины $K_{\phi}, Q_{\text{зс}}(t_1)$ будут различными для разных ячеек.

Нами выведена формула для определения дебитов технологических скважин в функции времени:

$$Q_{\text{зс}}(t) = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot K_{\phi} \cdot M_{\text{я}} \cdot S_{\text{н}}}{10^2 \cdot \left(\ln R_o / R_c + \alpha_{\text{зс}} \sqrt{t} - 2 \right)}, \quad \text{м}^3/\text{сут}, \quad (7)$$

$$Q_{\text{ос}}(t) = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot K_{\phi} \cdot M_{\text{я}} (n \cdot S_{\text{н}} + S_o)}{10^2 \cdot \left(\ln R_o / R_c + \alpha_{\text{ос}} \sqrt{t} - 2 \right)}, \quad \text{м}^3/\text{сут}, \quad (8)$$

Здесь в (7) и (8) $\alpha_{\text{зс}}$ и $\alpha_{\text{ос}}$ определяются по формуле (6).

Рассмотрим простой пример.

Пусть задано для ячейки блока $K_{\phi} = 10$ м/сут; $M_{\text{я}} = 8$ м; $S_{\text{н}} = 50$ м; $S_o = 10$ м; $n = 2, 6$ (схема гексагональная); $t_1 = 120$ сут, $Q_{\text{зс}}(t_1) = 32$ м³/сут; $t = 0$; $S_{\kappa} = -2$; $R_o = 0,08$ м.

Находим дебиты скважин на начало работы ячейки ($t = 0$):

$$Q_{\text{зс}} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot 10 \cdot 8 \cdot 50}{10^2 \cdot \left(\ln 50 / 0,08 - 2 \right)} = 64,6 \quad \text{м}^3/\text{сут},$$

$$Q_{\text{ос}} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot 10 \cdot 8 (2,6 \cdot 50 + 10)}{10^2 \cdot 4,5} = 176,3 \quad \text{м}^3/\text{сут}.$$

По формуле (5) находим значение показателя скин-эффекта для $t_1 = 120$ сут. в ЗС:

$$S_{\kappa} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot 10 \cdot 8 \cdot 50}{10^2 \cdot 32} - 6,5 = 2,58.$$

Зная величину $S_{\kappa} = 2,58$ через 120 сут, из формулы (6) имеем:

$$\alpha = \frac{S_{\kappa}}{\sqrt{t}} + \frac{2}{\sqrt{t}} \quad (9)$$

или

$$\alpha = \frac{2,58}{\sqrt{120}} + \frac{2}{\sqrt{120}} = 0,418.$$

Следовательно, имеем исходное уравнение (4) в виде:

$$S_k(t) = 0,418\sqrt{t} - 2. \quad (10)$$

Пусть скважина работает без ремонта год, т.е. 365 суток, тогда из (10) получим:

$$S_k = 0,418\sqrt{365} - 2 \approx 6.$$

И тогда

$$Q_{zc} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot 10 \cdot 8 \cdot 50}{1250} = 23,2, \text{ м}^3/\text{сут},$$

т.е. приемистость ЗС упала в 2,8 раза.

1.1. Определение параметра f (Ж:Т)

В работе при растекании растворов 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 (Ж:Т).

Определим суммарный расход прокачиваемых растворов за любое время. Так как приемистость ЗС является функцией времени, то запишем ее в виде:

$$Q_{zc}(t) = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot K_\phi \cdot M_\varepsilon \cdot S_n}{10^2 \left(\ell n \frac{R_o}{R_c} - 2 + \alpha_{zc} \sqrt{t} \right)}, \text{ м}^3/\text{сут}. \quad (11)$$

За любой интервал времени T_1 объем прокачиваемых растворов очевидно определяется интегралом:

$$Q_{zc}^o = \int_0^{T_1} Q_{zc}(t) \cdot dt. \quad (12)$$

После интегрирования и преобразований получим для любой ЗС суммарное значение дебита в виде:

$$\sum \bar{Q}_{zc} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot K_\phi \cdot M_\varepsilon \cdot S_n \cdot T_1}{10^2 \left(\ell n \frac{R_o}{R_c} - 2 + \frac{\alpha_{zc}}{1,5} \sqrt{T_1} \right)}, \text{ м}^3. \quad (13)$$

Так как каждая ячейка – j любого блока имеет различные значения $\bar{K}_\phi$, $\bar{M}_\varepsilon$, а также α_{zci} , то для блока формулу (13) можно записать для суммарно-

го значения ВР, поданного в ЗС за время T_1 :

$$\sum_{j=1}^{N_{\text{зс}}} Q_{\text{зс}j}^o = \sum_{j=1}^{N_{\text{зс}}} \left[\frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot \bar{K}_{\phi i} \cdot \bar{M}_{\text{зи}} \cdot S_{\text{ни}} \cdot T_{1j}}{10^2 \left(\ell n \frac{R_o}{R_c} - 2 + \frac{\alpha_{\text{зс}j}}{1,5} \sqrt{T_{1j}} \right)} \right], \text{ м}^3, \quad (14)$$

где $i = 1, 2, \dots, N_{\text{зс}}$ – 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 .

$$f = \frac{\rho_p \sum_{j=1}^{N_{\text{зс}}} Q_{\text{зс}j}}{M_i}, \quad (15)$$

где ρ_p – плотность раствора, т/м³;

$Q_{\text{зс}j}^o$ – суммарный расход ВР в ячейке i определяется по формуле (14);

M_i – масса закисленных пород в ячейке с учетом растекания, т.

Для любого блока формула для определения f будет аналогична (15).

Отсюда выводы

1. В результате теоретических исследований на математических моделях фильтраций растворов в продуктивном пласте установлены аналитические закономерности растекания ВР в плане и по вертикали.

2. Радиус растекания R^* ВР в плане для закачных скважин под действием динамического напора описывается сложной экспоненциальной функцией (3,4) от многих параметров:

- коэффициента фильтрации продуктивного пласта, K_f , м / сут;
- динамического напора на ЗС, м;
- скин-эффекта и дебита ЗС и т.д.

3. Объем и закисляемая масса ГРМ над ЗС без верхнего водоупора описывается достаточно сложной аналитической зависимостью от многих параметров, основными из которых является радиус ячейки R_o и динамический напор на ЗС – S_n .

4. Вертикальный коэффициент фильтрации продуктивного пласта описывается сложной аналитической функцией (6) и по практическим замерам, как правило, на порядок ниже, чем горизонтальный K_f , т.е.

$$K_{f.v} \approx 0,1 K_f, \text{ м/сут}$$

5. Глубина опускания ВР под действием сил гравитации описывается сложной нелинейной функцией (2) от радиуса ячейки динамического напора на ЗС и вертикального коэффициента фильтрации пород продуктивного

пласта.

6. Основополагающий геотехнологический параметр f (Ж:Т) описывается достаточно сложной аналитической функцией (14), зависящей от множества факторов:

- коэффициент фильтрации пласта - $\overline{K_\phi}$;
- приведенной эффективной мощности пласта - $\overline{M_\phi}$
- динамического напора на ЗС - S_d ;
- радиуса ячейки R и времени отработки блока.

Литература

1. Язиков В.Г., Забазнов В.Л., Петров Н.Н., Рогов Е.И., Рогов А.Е. Геотехнология урана на месторождениях Казахстана. Алматы, 2001. – 442 с.
2. Грабовников В.А. Геотехнологические исследования при разведке месторождений, Москва, Недра, 1983 - 12 с.
3. А.Е.Рогов, Н.Б.Рыспанов Математические основы геотехнологий, Алматы, 2007. – 368 с.

Багашарова Ж.Т.

Теоретическое обоснование расхода кислоты при ПСВ урана из продуктивных горизонтов, не имеющих водоупоров

Бұл мақалада уранды жерасты сілтілеу кезіндегі су екпіні жоқ жағдайда H_2SO_4 қышқылдың кету есебінің нәтижесі көрсетілген.

В статье дано решение задачи об удельном расходе H_2SO_4 при ПСВ урана из пластов, не имеющих водоупоров.

In article has given solution of task on acid expenditure during underground well-hole leaching of uranium from productive horizons without waterstops.

В известных монографиях [1, 2] дано достаточное теоретическое обоснование в виде соответствующих математических моделей удельного расхода реагентов, в частности H_2SO_4 при отработке блоков, когда в продуктивных пластах имеются верхняя и нижний водоупоры.

Однако на многих урановых месторождениях Казахстана, например, Инкай, верхний и особенно нижний водоупоры прерывистые или вообще отсутствуют.

В этом случае происходит растекание растворов в кровле пласта за счет динамического напора на закачных скважинах (ЗС) и более в сеть в почву пласта за счет сил гравитации, так как растворы тяжелее воды, и они «тонут». При этом происходит закисление пустых пород в почве и в кровле пластов.

Это обстоятельство требует уточнения или построения математических моделей расхода реагентов, приведенных в монографиях [1, 2].

В статье дано решение задачи об удельном расходе H_2SO_4 при ПСВ урана из пластов, не имеющих водоупоров.

Будем в дальнейшем изложении рассматривать отработку блоков из продуктивных пластов ПСВ урана, водоупоры в которых либо частично, либо расположены на достаточно удаленных (более 50 м) расстояниях по вертикали от почвы и кровли пласта.

Для обоснования необходимых математических моделей и расчетных формул используем установленную нами закономерность [1, 2].

Удельный расход кислоты для ПСВ урана для любых гидрогенных месторождений описывается зависимостью: —

$$K = \alpha \cdot e \cdot \beta \frac{m}{M_0}, \text{ кг/кг} \quad (1)$$

где α и β - статистические коэффициенты, —, определяемые путем обработки фактических данных о параметрах K , m и M_0 ;

K – удельный расход кислоты для получения продуктивных растворов (ПР) урана, поступающей на сорбционные колонны, кг/кг,

$\overline{m}$ – средняя по блоку продуктивность пласта, кг/м²;

$\overline{M}_3$ – среднее значение – мощности продуктивного пласта, м.

Так, в работах [1, 2] было установлено что для гидрогенных месторождений Казахстана зависимость (1) имеет вид:

$$K = 172e^{-1,1 \frac{\overline{m}}{\overline{M}_3}} \text{ кг/кг} \quad (2)$$

где, K определяет расход кислоты - H_2SO_4 в кг на 1 кг уже готовой окиси закиси урана.

В уравнении (2) величина эффективной мощности $\overline{M}_3$ при отсутствии водоупоров является неопределенной и зависит от растекания растворов по вертикали.

В этой связи $\overline{M}_3$ для рассматриваемого процесса определим в виде

$$\overline{M}_3 = \Theta \cdot M_\phi, \text{ м} \quad (3)$$

где M_ϕ – высота фильтровой колонны в продуктивном пласте, м;

Θ – параметр или много параметрический коэффициент растекания растворов, безразмерная величина.

Параметр Θ определим как отношение полного объема закисленных пород в блоке - V_p к объему, определяемому по высоте фильтровых колон - V_0 , т.е. :

$$\Theta = \frac{V_p(Z)}{V_0}, \quad (4)$$

где $V_p(Z)$ объемы закисленных пород, которые определяются исходя из теории растекания растворов в пористых средах [1];

$$V_0 = \alpha \cdot S_{\phi n} \cdot M_\phi, \text{ м}^3, \quad (5)$$

где $S_{\phi n}$ – площадь обрабатываемого блока, м²;

$\alpha \rightarrow 1$, коэффициент, учитывающий растекание растворов в продуктивном пласте по горизонтали, безразмерная величина.

M_ϕ – высота фильтровых колон, м;

Подставляя значения V_0 из (5) в (4) получаем:

$$\Theta = \frac{V_p(Z)}{\alpha} \quad (6)$$

С учетом полученных значений Θ (6) для различных блоков различных по параметрам $V_p(Z)$, $S_{\phi n}$ и M_ϕ основополагающее уравнение (1) теперь запишем в более сложном виде:

$$K = \alpha \cdot \exp \left[-\frac{\beta \cdot \overline{m} \cdot \alpha \cdot S_{\phi n}}{V_p(Z)} \right] \text{ кг/кг} \quad (7)$$

Таким образом, нами получено новое уравнение для определения

удельного расхода кислоты H_2SO_4 в функции от суммарного объема закисленных пород $V_p(Z)$.

При отработке любого блока со временем продуктивность пласта падает в соответствии с изменением коэффициента извлечения $E_p(t)$. В статье [2] нами установлены две функции коэффициента извлечения, практически дающие мало отличающиеся результаты:

$$1. E(t) = 1 - \exp(-C_1 t) \quad (8)$$

$$2. E(t) = \left[1 - \left(1 + \frac{t - t_3}{T_0} \right) \right] \exp \left(-\frac{t - t_3}{T_0} \right) \quad (9)$$

где C_1 - первая кинетическая постоянная, 1/год;

T_0 - вторая кинетическая постоянная,

$$T_0 = \frac{0,368}{C_1} \quad (10)$$

t_3 - время закисления ячейки блока, лет

t - текущее время, годы, сут.

При отработке любого блока с течением времени t продуктивность пласта убывает в соответствии с уравнением:

$$\bar{m}(t) = \bar{m}_0 - \bar{m}_0 E(t), \text{ кг/м}^2 \quad (11)$$

или иначе :

$$\bar{m}(t) = \bar{m}_0 [1 - E(t)], \text{ кг/м}^2 \quad (12)$$

где $\bar{m}_0$ - продуктивность пласта на начало отработки блока, т.е. t_0

Подставляя в (12) значения $E(t)$ из уравнений (8) и (9), получим:

$$\bar{m}(t) = \bar{m}_0 \{ 1 - [1 - \exp(-t)] \}, \text{ кг/м}^2 \quad (13)$$

$$\bar{m}(t) = \bar{m}_0 \left\{ 1 - \left[1 - \left(1 + \frac{t - t_3}{T_0} \right) \right] \exp \left(-\frac{t - t_3}{T_0} \right) \right\}, \text{ кг/м}^2 \quad (14)$$

Теперь, подставляя значения $\bar{m}(t)$ в исходную формулу (7) для определения удельного расхода кислоты в функции от времени t , получаются зависимости для уравнения (13):

следующие

$$K = \alpha \cdot \exp \left[-\frac{\beta \cdot \bar{m}_0 \{ 1 - [1 - \exp(-c_1 t)] \} \cdot \alpha \cdot s_{\text{св}}}{V_p(z)} \right] \text{ кг/кг} \quad (15)$$

и для (14);

$$K = \alpha \cdot \exp \left[- \frac{\alpha \cdot s_{\text{ок}} \beta \cdot \overline{m}_0 \left\{ 1 - \left[1 - \left(1 + \frac{t-t_3}{T_0} \right) \right] \exp \left(\frac{t-t_3}{T_0} \right) \right\}}{V_p(z)} \right] \text{ кг/кг} \quad (16)$$

Полученные итоговые зависимости (15) и (16), дают возможность определить аналитическим путем удельный расход кислоты в кг на 1 кг окиси – закиси в любой момент времени. Это является основой для автоматизированной системы подачи кислоты в оборотный выщелачивающий раствор с уменьшением её концентрации.

Литература

1. А.Е.Рогов, Н.Б.Рыспанов Математические основы геотехнологий, Алматы, 2007. – 368 с.
2. В.Г.Язиков, Е.И.Рогов, В.Л.Забазнов, А.Е.Рогов Геотехнология металлов, Алматы, 2005 . – 392 с.

Жалгасулы Н., Черний Г.М., Аралбекова М.А., Казбекова Г.К.

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОЛИМЕРНЫХ КОМПОЗИЦИЙ В ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ

Мақалада ашық кеніш жағдайын бекітудің әр түрлі әдістері келтірілген. Үлкен көлемдегі қопарылыстардан жарықшақтанып кететін жағдайларды желімдегіш қасиеттері мол шайырлардың ерітіндісімен бекітудің эксперименттік қорытындылары берілген.

В статье приводятся экспериментальные данные по укреплению трещиноватых бортов карьера с помощью полимерных смол, что позволяет путем нагнетания склеивать естественные структурные и блочные отдельности.

The paper contains experimental data concerning the strengthening of fissured pit walls using the polymer resins ensuring the agglutination of natural structural and block units by means of injection.

Усиление динамических проявлений горного давления и сейсмических воздействий промышленных взрывов, в том числе и массовых, приводит к интенсивному снижению устойчивости бортов карьера и других элементов горных выработок. Несмотря на их закрепленность, особенно на участках со сложной тектоникой, происходит снижение качества и полностью добытой руды, темпа отработки карьера, деконцентрации горных работ, уменьшение производительности технологического оборудования по доставке и транспортировке руды. Ослабленные таким образом естественной и технологической трещиноватостью прибортовые породы, имея высокую прочность в образце, не обладают требуемой прочностью и устойчивостью в натурном массиве. Иными словами, преждевременное разрушение бортов при транспортировке руды свидетельствует о том, что породы, имея значительную прочность структурных отдельностей, не обладают ею в реальных условиях движения грузопотока.

Известно, что прочность массива на растяжение равна, в лучшем случае, лишь трети прочности на сжатие образца. Одной из главных причин является то, что породный массив, особенно в приконтурной зоне выработок, подвержен ослаблению множеством трещин различного происхождения, в том числе технологического и часто может находиться в состоянии предельных деформаций. Возвращение его в область упругих деформаций, улучшение прочностных характеристик возможно исключительно за счет ликвидации или снижения трещиноватости массива путем заполнения трещин твердеющим скрепляющим материалом, что является одной из важнейших задач повышения устойчивости бортов карьера.

Обычно устойчивость бортов карьера определяется ее способностью сохранять равновесие в условиях применения тяжелых транспортных си-

стем. Вывалы и обрушения пород бортов происходят тогда, когда интенсивность трещин и их направленность приводит к образованию таких структурных отдельностей, которые по размерам и форме не могут обеспечить устойчивого функционирования перемещения горной массы. В аналогичных условиях разработки находится и Жезказганское месторождение, характеризующееся значительным объемом обнажения прибортовой части глубокого карьера, что в сочетании взрывной отбойкой, горным давлением, развитием трещинообразования, расслоения и обрушения руд и пород осложняет крепление и поддержание бортов карьера. А между тем горные породы месторождения имеют сравнительно высокие прочностные свойства, благоприятствующие использованию их в качестве крепи, что является одним из главных факторов применения инъекционного метода упрочнения массива для повышения устойчивости выработок и безопасности работ. Применяемые в этих условиях традиционные виды и способы крепления выработок на рудниках Жезказгана недостаточно эффективны и не позволяют использовать трещиноватые, но крепкие скальные породы в качестве крепи.

В этой связи весьма перспективным является метод инъекционного воздействия на массив полимерными твердеющими скрепляющими составами, позволяющий путем нагнетания их в имеющиеся трещины склеивать естественные структурные и блочные отдельности массива и тем самым повысить его устойчивость. В результате такого рода скрепления отдельностей массива, обеспечивается жесткое фрикционное зацепление блоков между собой, при этом образуются прочные породные конструкции с высокой грузонесущей способностью.

Такое упрочнение пород по сути дела представляет собой целенаправленное изменение механических свойств массива с переводом его в близкое к монолитному состояние, т.е. восстановление естественной монолитности и прочности массива.

Наиболее приемлемыми для инъекционного упрочнения трещиноватых пород рудных месторождений считаются составы на основе синтетических (полимерных) смол, которые обладают хорошим сцеплением с породами при отверждении и представляют собой однородные жидкости с низкой первоначальной вязкостью, позволяющей им проникать при нагнетании в мельчающие трещины и поры массива.

Упрочненный таким образом массив начинает работать как монолитная плита – оболочка, способная воспринимать значительные нагрузки, противостоять дальнейшему развитию зоны неупругих деформаций. Она может создаваться практически на любом участке ведения горных работ, иметь различные размеры и форму в зависимости от трещиноватости и ее параметров в массиве.

Опыт многих промышленно развитых стран свидетельствует, что вместо возведения традиционных видов крепи во многих случаях целесообразно упрочнять ослабленный трещиноватостью приконтурный и законтурный массив полимерными композициями, которые позволяют на контуре горных

выработок и за его пределами на значительной глубине образовать монолитную зону упрочненных пород с высокой несущей способностью.

Таким образом, одним из важных критериев оценки способа упрочнения горных пород является размер трещин и сопоставимость его с размерами частиц упрочняющего раствора.

В данной работе приводятся результаты исследований выполненных ИГД им.Д.А.Кунаева разработавшим новые скрепляющие полимерные композиции и варианты технологии применительно к смолинъекционному упрочнению Жезказганских пород при укреплении бортов глубоких карьеров.

Наряду с относительно благоприятными условиями разработки Жезказганского месторождения значительная его часть находится в сложных горно-геологических условиях, которые характеризуются целым рядом природных факторов, прежде всего районами повышенной нарушенности и водообильности, а именно развитой трещиноватостью горных пород и склонностью их к быстрому размоканию и расслаиванию, и многими другими нарушениями, в том числе вызываемыми технологическими факторами. К последним относятся воздействие взрывных работ, особенно массовых взрывов, а так же интенсивных грузовых потоков. Все это с понижением фронта очистных работ и увеличением риска безопасности ухудшает состояние выработки, что может привести к увеличению числа обрушений кромки бортов карьера.

Искусственное укрепление необходимо, когда отдельные участки бортов и уступов ослаблены зонами интенсивной трещиноватости, подсечены поверхностями ослабления, падающими в сторону выработанного пространства, или представлены породами, склонными к интенсивному выветриванию, что приводит к развитию осыпей. Техническая необходимость укрепления неустойчивых участков бортов определяется горнотехнологическими и эколого-экономическими факторами.

Несмотря на значительное распространение, наиболее перспективно упрочнение бортов путем обработки полимерными композициями. Смолинъекционное упрочнение – один из наиболее действенных и эффективных способов повышения устойчивости горных пород в карьерах и снижении пылевывоса.

Поэтому в таких случаях эффективно использовать способы комбинированного крепления, при которых в качестве крепи служили бы и сами горные породы, тем более, что структурные особенности массивов рудных месторождений, в основном имеют высокую прочность.

В связи с этим, учитывая недостатки штангового крепления, как железобетонного, так и сталеполимерного, разработан способ тросо-смолинъекционного (комбинированного) укрепления ослабленных бортов карьера.

Преимуществом данного способа является то, что бурение шпуров производят наклонно друг к другу, соединяя между собой их устьевые и забойные части, что создает возможность „сшить» одним тросом

весь массив. Натягивание дополнительных канатов (тросов) в продольном и поперечном направлениях через тросовые петли придает всей „сшивке» дополнительную прочность но укреплению массива, повысит безопасность ведения горных работ за счет удержания от падения отслаивающихся пород борта карьера.

Заполнение всех, соединяющихся между собой, шпуров упрочняющим раствором через один шпур позволит резко сократить время на нагнетание и в целом повысить производительность труда по укреплению кровли. „Сшивка» всех шпуров одним гибким стержнем (тросом) повышает надежность поддержания трещиноватых пород.

Одним из главных преимуществ способа является то, что в результате предварительного механического сшивания массива воедино, следовательно, предотвращения гидроразрывов и отслоений пород обеспечивается высокая эффективность тросо-смолоинъекционного упрочнения, что повышает устойчивость борта карьера.

Работоспособность упрочняющего состава смол определяется его адгезией с породами, собственной прочностью и упругими свойствами, обеспечивающими необходимый уровень податливости без разрушения при возможных деформациях породного массива.

При выборе растворов необходимо учитывать конкретные горно-геологические условия проведения работ: характер пористости, трещиноватости пород; их минералогический и гранулометрический состав; коэффициент проницаемости; химический состав подземных вод; показатель реакции водной вытяжки пород (рН); токсичность смол и ее стойкость в агрессивных средах.

- геологические условия проведения работ: характер пористости, трещиноватости, их минералогических и гранулометрический состав; коэффициент проницаемости; химический состав смол и ее стойкость в агрессивных средах.

Составы смол, применяемые для упрочнения горных пород, должны:

- обладать определенной вязкостью и регулируемым сроком отверждения, обеспечивающим достаточную проникающую способность по трещинам породного массива;

- не превышать степень пожаро-взрывоопасности производства по фактору летучести компонентов и по экзотермической характеристике отверждения;

- не выделять токсичных веществ;

- отвечать требованиям срока хранения;

- иметь коэффициент стойкости образцов в агрессивных средах не менее 0,65;

- обеспечить отверждение при положительной температуре 10-30°С независимо от сложности.

Для упрочнения горных пород могут применяться, в основном,

карбамидные смолы. Это обусловлено их преимуществами по сравнению с другими типами синтетических смол: высокой адгезионной способностью; интенсивной полимеризацией; низкой вязкостью при высокой концентрации; низким содержанием свободного формальдегида, обладающего токсичными свойствами; хорошей растворимостью в воде; низкой стоимостью.

Карбамидно-формальдегидные смолы марки КФ-МТ, КФ-Б, КФ-Ж, КФ-БЖ в зависимости от их назначения подразделяются на: Б — быстросотверждающиеся; Ж — повышенной жизнеспособности; МТ — малотоксичные.

Для контроля качества смол предварительно определяют следующие показатели: массовую долю сухого остатка и метиловольных групп; условную вязкость; концентрацию водородных ионов; продолжительность отверждения (время гелеобразования) при температуре 20-30°C; количество свободного и выделяющегося при отверждении формальдегида.

В таблице 1 приведены физико-механические свойства составов на основе карбамидных смол. Показатель преломления карбамидных смол находится в прямой зависимости от массовой доли в ней сухого остатка и определяется на универсальном лабораторном рефрактометре УРЛ, модели 1.

Таблица 1 - Физико-механические свойства составов на основе карбамидных смол

Физико-механические свойства состава	Виды карбамидных смол			
	КФ-МТ	КФ-Ж	КФ-Б	КФ-БЖ
Когезионные показатели МПа				
Пределы прочности сутки на: сжатие, МПа; растяжение МПа; Изгиб, МПа	16 3,2-3,8 3,6-4,1	11-12 2,5-3,0 2,7-3,2	11-13 2,7-3,0 3,0-3,4	11-13 2,7-2,9 2,9-3,3
Адгезионные показатели МПа				
Пределы прочности при сдвигеклеевого шва, МПа	2,9-3,8	2,7-3,2	3,0-3,4	2,9-3,3
Модули упругости при:сжатии, МПа; Сдвиге,МПа.	8,45x10 ³ 3,6x10 ³	8,5x10 ³ 3,7x10 ³	8,5x10 ³ 3,7x10 ³	8,5x10 ³ 3,7x10 ³
Объемная усадка. %	2,0	2,0	1,5	2,0
Морозостойкость циклов	300	300	300	300

Для установления связи между условными (в секундах) и динамическими вязкостями (в сантипуазах) с достаточной точностью можно пользоваться номограммой, приведенной ниже (таблица 2).

Таблица 2 - Связь между условными и динамическими вязкостями

№ п.п.	Динамическая вяз- кость, сантипуаза	Условная вязкость по ВЗ-1, с.	Условная вязкость по ВЗ-4,с
1	0,50	4,5	18
2	0,53	5,0	20
3	0,65	5,3	23
4	0,85	5,6	25
5	1,00	6,0	29
6	1,25	8,5	34
7	1,40	9,0	36
8	1,65	9,9	40
9	1,80	11,0	44
10	2,00	12,5	51
11	2,22	13,2	54
12	2,50	14,2	58
13	2,52	15,0	61
14	2,75	15,5	64
15	3,00	15,8	68
16	3,2	17,8	72
17	3,40	18,3	74,6
18	3,70	19,9	80
19	4,00	21,2	86
20	4,25	22,1	90
21	4,35	23,1	92
22	4,70	23,7	96
23	5,00	27,0	110
24	5,50	34,5	140

В лабораторных условиях проведены контрольные работы для сравнения изменения времени гелеобразования в зависимости от концентрации смолы КФ-Ж при температуре окружающей среды 20-22°C, в соотношении смола—вода—10% раствор хлорного железа 40:20:1,8; 60:20:2,4; 80:20:3,0 (2:1, 3:1, 4:1). Начало времени гелеобразования (при применении наименьшего количества 10%-ного раствора хлорного железа, т.е. 3 мас.ч. от веса раствора смолы) составило 31, 60, 80 мин. соответственно, а при соотношении смола-вода-10%-ный раствор хлорного железа 40:20:3,0; 60:20:4,0; 80:20:5,0 (2:1, 3:1, 4:1) времени гелеобразования (при применении наибольшего количества 10%-ного раствора хлорного железа, т.е. 5 мас. ч от веса раствора смол) составило 9,18,25 мин. соответственно.

Литература

1. Беляев А.М. Опыт смолоинъекционного упрочнения больших массивов горных пород. В сб. тезисов докладов. Применение сталеполимерного и полимерного крепления и информации. 1984.-С.25-26.
2. Кузьмин Е.В. Смолоинъекционное упрочнение трещиноватых горных пород руд // Горный журнал. 1988. № 10.-С.47-51.
3. Жалгасулы Н., Кадырсизов Н.К., Спатаев А.Н. и др. Новые связующие растворы для упрочнения горных пород // Безопасность труда в промышленности, 1988.- С.37-38.
4. А.С.1273584, СССР. Композиция для закрепления крепких трещиноватых горных пород // Алтаев Ш.А., Жалгасов Н.Ж., Кадырсизов Н.К. и др. Опубл.30.11.1986.

Битимбаев М.Ж., Тамбиев П.Г.

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ПРОЦЕССОВ РАЗЛОЖЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ СЕРНОЙ КИСЛОТОЙ

Сульфидтік минералдардың күкірт қышқылымен ыдырау процестеріне термодинамикалық талдау жүргізіледі.

Приводится термодинамический анализ процессов разложения сульфидных минералов серной кислотой.

Thermodynamic analysis of the process of sulfide minerals decomposition with sulphuric acid is performed.

В горно-металлургической практике для извлечения ценных элементов из трудновскрываемых минералов применяют различные способы активации физико-химических процессов, таких как автоклавирование, окислительный обжиг, сверхтонкое измельчение рудного материала.

Для химического разложения сульфидных минералов требуются избирательные растворители, выбор которых крайне сложен и во многих случаях не может быть точно предсказан теоретически.

Поиск эффективных методов извлечения металлов из трудновскрываемых, упорных руд связан с термодинамическим анализом разложения сульфидных минералов.

Термодинамическая устойчивость минеральных соединений определяется соотношением энергий их образования (энергией Гиббса). Для стандартной температуры 298К известное термодинамическое уравнение $\Delta G_{298} = \Delta H_{298} - 298\Delta S$ переходит в уравнение $\Delta G_{298} \cong \Delta H_{298}$ и позволяет судить об убыли энергии Гиббса ΔG , а, следовательно, и о термодинамической стабильности соединения по тепловому эффекту ($-\Delta H = Q$), где ΔS - изменение энтропии; ΔH – приращение энтальпии.

Химическая устойчивость минералов может быть сопоставлена и на основании непосредственного расчета энергии кристаллических решеток по универсальному уравнению А.Ф. Капустинского [1]:

$$U = 1200 \frac{\sum m z_1 z_2}{z_a + z_x} \left(1 - \frac{0.34 S}{z_a + z_x} \right)$$

где U – энергия решетки, кДж/моль; m – число ионов в молекуле вещества; z_1 и z_2 – валентности ионов, составляющих молекулу для координационного числа 6.

Знание величины энергии кристаллической решетки позволяет объяснить очень многие геохимические процессы. Такие свойства как температура плавления, растворимость, летучесть является функцией энергии кри-

сталлической решетки.

Термодинамический анализ процессов разложения сульфидных минералов рассматривается нами с позиций сернокислотного на них воздействия. Серная кислота является довольно энергичным окислителем. В серной кислоте сера находится в максимально окисленном состоянии, проявляя валентность +6. Но она может быть восстановлена до состояния S (+IV) в H_2SO_3 или ионе SO_4^{-2} , а также до $\overset{\circ}{S}$ (в свободной сере), или до S (-II) в сероводороде.

Окислительные свойства шестивалентной серы проявляются только у концентрированной серной кислоты. При окислении сульфидов образуются соли серной кислоты – сульфаты, большинство которых растворяется в воде (нерастворимы сульфат бария BaSO_4 и сульфат свинца PbSO_4).

Термодинамический анализ устойчивости минеральных соединений позволяет оценить реакционную способность сульфидов и расположить их в соответствующий ряд по устойчивости к кислоте.

Необходимые для термодинамических расчетов величины ΔH и ΔS соединений сведены в таблицу 1.

Таблица 1 – Значения ΔH_{298}° и ΔS_{298}°

Соединение	$-\Delta H_{298}^\circ$, кал.	ΔS_{298}° , ккал/г-моль-градус	Соединение	$-\Delta H_{298}^\circ$, кал.	ΔS_{298}° , ккал/г-моль-градус
H_2SO_4	194600	37,50	SO_4^{-2}	217320	4,80
H_2S	4930	49,16	H_2O (ж)	68315	16,71
S^{-2}	10000	5,3	ZnS	49800	13,8
SO_2	700944	59,30	CuFeS_2	42300	28,30
SO_3	94580	61,34	FeAsS	25200	25,90
As_2S_3	23000	39,10	SnS_2	40000	20,92
CuSO_4	184000	26,80	FeSO_4	221900	25,70
SnSO_4	211000	29,30	$\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$	617100	61,90
HAsO_2	109100	30,10	ZnSO_4	234180	26,40
CoS	19800	14,90	PbSO_4	213720	35,51
CuS	12700	15,90	CoSO_4	212560	28,10
FeS_2	41600	12,65	NiSO_4	209640	24,80

NiS	19600	12,66	As ₂ (SO ₄) ₃	439890*	64,0*
PbS	24000	21,80	–	–	–

Значение величин, отмеченных звездочкой, рассчитаны по данным работ [1] и [2], остальные величины взяты из работ [3] и [4].

В таблице 2 приведены величины $-\Delta G_T^\circ / \Sigma_n$, выражающие энергию связей, по которой определяется устойчивость (или реакционноспособность) того или иного соединения (ΔG_T° – энергия Гиббса, Σ_n – сумма положительных или отрицательных зарядов в соединении).

Таблица 2 – Зависимость $-\Delta G_T^\circ / \Sigma_n$ (ккал) для некоторых сульфидов от величины температуры

Температура °C	Соединения								
	ZnS	PbS	CuFeS ₂	CoS	FeS ₂	SnS ₂	NiS	CuS	As ₂ S ₃
20	24,35	11,81	10,47	9,92	9,74	9,51	9,49	6,40	3,80
40	24,31	11,80	10,47	9,92	9,69	9,48	9,47	6,40	3,79
60	24,27	11,78	10,46	9,92	9,65	9,45	9,45	6,40	3,79
80	24,24	11,77	10,45	9,92	9,60	9,41	9,43	6,41	3,79
100	24,20	11,76	10,44	9,92	9,56	9,38	9,41	6,41	3,79

Из приведенных данных видно, что устойчивость сульфидных минералов как кристаллохимической структуры располагается в следующей убывающей последовательности:



Приведенный ряд устойчивости получен для изобарно-изометрических условий вне связи с конкретными химическими взаимодействиями и дает общее представление о реакционной способности указанных соединений. Разумеется, что при определенных частных реакциях положение сульфидов относительно друг друга изменится.

Взаимодействие сульфидов с серной кислотой с позицией химической термодинамики будет выглядеть следующим образом:

1. Единственной и достаточной характеристикой протекания процесса вида: $\text{MeS} + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{H}_2\text{S} + \text{MeSO}_4$ является упругость пара H_2S , что видно из зависимостей:

$$\Delta G_t^0 = \Delta H_t^0 - T \Delta S_t^0 = 4.575 T \lg P_{\text{H}_2\text{S}}$$

откуда

$$\lg P_{\text{H}_2\text{S}} = - \Delta H_t^0 / 4.575 T + \Delta S_t^0 / 4.57 S$$

2. Чем выше упругость пара H_2S , тем полнее идет разложение сульфида серной кислотой.

Определим равновесное давление в области температур 20-100°C для

реакций:

1. $\text{As}_2\text{S}_3 + 3\text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow 3\text{H}_2\text{S} + \text{As}(\text{SO}_4)_3$
2. $\text{CuS}_2 + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{H}_2\text{S} + \text{CuSO}_4$
3. $\text{SnS}_2 + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{H}_2\text{S} + \text{SnSO}_4 + \text{S}$
4. $\text{CuFeS}_2 + 2\text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow 2\text{H}_2\text{S} + \text{CuSO}_4 + \text{FeSO}_4$
5. $\text{FeS}_2 + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{H}_2\text{S} + \text{FeSO}_4 + \text{S}$
6. $\text{ZnS} + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{H}_2\text{S} + \text{ZnSO}_4$
7. $\text{NiS} + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{H}_2\text{S} + \text{NiSO}_4$
8. $\text{CoS} + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{H}_2\text{S} + \text{CoSO}_4$
9. $\text{PbS} + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{H}_2\text{S} + \text{PbSO}_4$

Расчетные уравнения давления паров H_2S и тепловые эффекты приведены в таблице 3, величины давлений паров H_2S в зависимости от температуры – в таблице 4.

Таблица 3 – Уравнения зависимости давления паров H_2S и тепловые эффекты реакций 1-9 ($T = 20\text{-}100^\circ\text{C}$)

№ реакции	Уравнение вида $\lg_{\text{H}_2\text{S}} = \pm \frac{\bar{Q}}{\bar{O}} \pm B$	Q ккал/г-моль сульфида	№ реакции	Уравнение вида $\lg_{\text{H}_2\text{S}} = \pm \frac{\bar{A}}{\bar{O}} \pm B$	Q ккал/г-моль сульфида
1	$\lg P = -\frac{11083}{\bar{O}} + 4,363$	-152,12	6	$\lg P = -\frac{1156}{\bar{O}} + 5,303$	-5,29
2	$\lg P = -\frac{4015}{\bar{O}} + 4,931$	-18,37	7	$\lg P = -\frac{138}{\bar{O}} + 5,202$	+0,63
3	$\lg P = -\frac{4081}{\bar{O}} + 6,046$	-18,67	8	$\lg P = -\frac{675}{\bar{O}} + 5,434$	+3,09
4	$\lg P = -\frac{1720}{\bar{O}} + 5,193$	-15,70	9	$\lg P = -\frac{1322}{\bar{O}} + 5,545$	+6,05
5	$\lg P = -\frac{2048}{\bar{O}} + 7,062$	+9,37	10	–	–

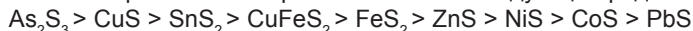
Таблица 4 – Зависимость давления H_2S от температуры в реакциях 1-9

№№ реакций	Температура, °C				
	20	40	60	80	100

1. (As_2S_3)	$2,63 \cdot 10^{-31}$	$6,93 \cdot 10^{-29}$	$9,14 \cdot 10^{-27}$	$7,09 \cdot 10^{-25}$	$2,63 \cdot 10^{-23}$
2. (CuS)	$1,28 \cdot 10^{-6}$	$9,65 \cdot 10^{-5}$	$5,69 \cdot 10^{-5}$	$2,74 \cdot 10^{-4}$	$1,28 \cdot 10^{-3}$
3. (SnS_2)	$9,97 \cdot 10^{-6}$	$7,74 \cdot 10^{-5}$	$4,70 \cdot 10^{-4}$	$2,32 \cdot 10^{-3}$	$9,97 \cdot 10^{-3}$
4. CuFeS_2)	$1,60 \cdot 10^2$	$3,79 \cdot 10^2$	$8,11 \cdot 10^2$	$1,59 \cdot 10^3$	$1,60 \cdot 10^3$
5. (FeS_2)	$8,97 \cdot 10^2$	$2,51 \cdot 10^3$	$6,21 \cdot 10^3$	$1,38 \cdot 10^4$	$8,97 \cdot 10^4$
6. (ZnS)	$1,73 \cdot 10^4$	$3,10 \cdot 10^4$	$5,15 \cdot 10^4$	$8,11 \cdot 10^4$	$1,73 \cdot 10^5$
7. (NiS)	$4,09 \cdot 10^7$	$4,38 \cdot 10^7$	$4,65 \cdot 10^7$	$4,92 \cdot 10^7$	$4,09 \cdot 10^7$
8. (CoS)	$4,15 \cdot 10^{10}$	$2,96 \cdot 10^{10}$	$2,20 \cdot 10^{10}$	$1,69 \cdot 10^{10}$	$4,15 \cdot 10^{10}$
9. (PbS)	$8,66 \cdot 10^{12}$	$4,46 \cdot 10^{12}$	$2,49 \cdot 10^{12}$	$1,48 \cdot 10^{12}$	$8,66 \cdot 10^{11}$

Давление H_2S дано в мм рт.ст.

Как видно из таблицы 4 устойчивость рассмотренных сульфидов по отношению к серной кислоте располагается в следующий ряд:



Как следовало ожидать, данный частный ряд не совпадает с общим представлением об устойчивости сульфидов как кристаллохимической структуры.

Сульфиды мышьяка (As_2S_3), меди (CuS), олова (SnS_2) в области температур 20-100°C не разлагаются серной кислотой; халькопирит (CuFeS_2) и пирит (FeS_2) интенсивно взаимодействуют с серной кислотой. Что касается сульфидов цинка (ZnS), никеля (NiS), кобальта (CoS), свинца (PbS), то они полностью и интенсивно реагируют с серной кислотой с большим выделением H_2S в газовую фазу и образованием сульфатов соответствующих металлов.

Литература

1. А.С. Черняк. Химическое обогащение руд. М.: Недра,
2. В.М. Латимер. Окислительные состояния элементов и их потенциалы в водных растворах. М.: Иностранная литература, 1954.
3. М.Х. Карапетьянц. Химическая термодинамика. М.: Госхимиздат, 1953.
4. Г.Б. Наумов, Б.Н. Рыженко, И.Л. Ходаковский. Справочник термодинамических величин: Справочник. М.: Атомиздат, 1971
5. М.Х. Карапетьянц, М.Л. Карапетьянц. Основные термодинамические константы неорганических и органических веществ: М.: Химия, 1969.

Ким В. В.

СОРБЦИОННЫЙ СПОСОБ РЕАБИЛИТАЦИИ ПОДЗЕМНЫХ ВОД

Үңгыма арқылы жерасты суын табиғи сүзгіштермен тазалау.

Рассмотрена возможность использования природных сорбентов для очистки подземных вод.

The possibility of natural sorbents use for purification of underground water.

Развитие горнодобывающих работ приводит к заметным преобразованиям гидрографической сети. [1] В результате обнажения рудных тел под воздействием кислорода воздуха и газов (SO_2 , NO_2 , CO_2) атмосферных осадков повышенной кислотности и бактерий интенсивно развиваются окислительные процессы. Образовавшиеся вследствие окисления легко растворимые соединения с ливневыми и паводковыми водами попадают в подземные источники.

Известно, что нужды населения в питьевой воде удовлетворяются за счет эксплуатации подземных вод. Вопрос качества подземной воды является одним из самых актуальных, так как по данным Всемирной организации здравоохранения до 80% заболеваний населения Земли связано потреблением некачественной воды.

Попадание загрязняющих веществ, в частности тяжелых металлов и их соединений в организм человека происходит по экологическим цепям «почва-вода-человек», «почва-растение-человек», «почва-атмосферный воздух-человек», либо косвенным образом, через загрязненную продукцию животноводства и растениеводства, а также комплексно, по всем цепям или в сочетании с почвенной пылью.

Экологической обусловленностью заболеваний считают болезни, причиной наступления которых является вещество, его соединения или группа веществ. Хотя биологические функции многих металлов до сих пор остаются неизученными или малоизученными, известно, что они разрушают механизмы иммунитета, метаболического обмена, генетическую структуру, угнетают деятельность щитовидной, поджелудочной, предстательной железы, костного мозга.

Токсичность в значительной степени связана со способностью металлов прочно соединяться с белками и нарушать нормальную работу биокатализаторов и других биологически активных белковых веществ. Токсический эффект металлы оказывают в любом агрегатном состоянии и в любой природной среде.

Санитарно-токсикологические исследования различных миграционных форм отдельных элементов позволили определить предельно допустимые концентрации (ПДК) и гигиенические нормативы химических веществ в под-

земных водах, которые не вызывают отрицательного воздействия на организм человека.

В связи с вышеизложенным, вопрос очистки вод является наиболее актуальным, острота экологической проблемы загрязнения водных объектов тяжелыми металлами предопределила целесообразность поиска и реализации перспективной технологии и направления совершенствования технологических приемов [2,3].

В настоящей статье рассмотрено перспективное направление очистки вод, т.е. совершенствование технологических приемов сорбционной очистки. Адсорбционные методы очистки на основе применения природных сорбентов находят все более широкое применение. Эффективность сорбционных методов очистки достигает 80-95% и зависит от химической природы адсорбента, величины адсорбционной поверхности и ее доступности.

Из множества природных сорбентов, способных очищать загрязненные воды перспективны лишь те, применение которых требует минимальных экологических затрат на весь цикл очистки. Исходя из этих условий, нами были исследованы в качестве природных сорбентов для очистки подземных вод от тяжелых металлов и сульфат-ионов бурый уголь месторождения Киякты и бентонитовая глина месторождения Шукурый.

Эти природные сорбенты были выбраны, исходя из их специфических свойств. Бурый уголь месторождения Киякты содержит до 60-70% гуминовых соединений, проявляющих, как известно, склонность к ионному обмену, образованию прочных комплексных соединений с ионами тяжелых металлов. Кроме того, присутствие аморфного кремнезема, обладающего развитой пористостью и наличием активных центров усиливает сорбционные свойства бурого угля.

Глина месторождения Шукурый представляет собой генетическую смесь монтмориллонита (65-75%) и гидрослюда, катионообменная способность которых определяется суммой обменоспособных ионов натрия, кальция, магния, водорода, алюминия трехслойной структурой и наличием полостей с активными центрами.

Нами с целью повышения активности бурый уголь был подвергнут термообработке и механической активации, а бентонитовая глина химической активации серной кислотой. Результаты исследования приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты активации природных сорбентов

Механическая активация бурого угля			Химическая активация бентонитовой глины		
	Радиус частиц., мкм	Уд.эффект. поверхность	Конц. H_2SO_4	Общая поверхность	Суммарный объем пор.
До активации	30,0	5,94	0	45,5	0,30
	15,0	14,74	5,0	46,0	0,37

После активации	30,0	7,08	10,0	55,2	0,48
	15,0	16,09	20,0	63,7	0,80

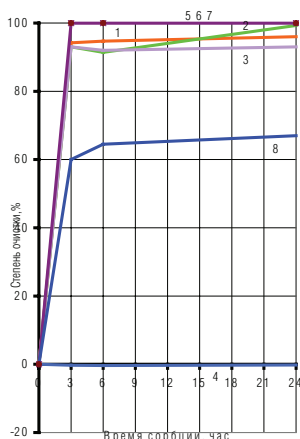
Как видно из приведенных данных удельная поверхность частиц угля с одинаковым радиусом возрастает при механической активации угля в течение 15-30 минут. При термообработке угля наблюдается увеличение суммарной пористости, что связано с выделением водяных паров из кристаллической структуры сорбента, а также различных легко разлагающихся компонентов, в том числе серосодержащих соединений.

Для бентонитовой глины суммарный объем пор после химической активации серной кислотой в интервале концентрации 5,0-20,0% возрастает почти в 2,5 раза.

Подготовленные вышеприведенными способами сорбенты были испытаны на модельных растворах. Результаты исследований приведены на рисунках 1 и 2.

Как следует из приведенных данных, активация сорбентов приводит к значительному снижению концентрации тяжелых металлов в растворе. Особенно следует отметить значительное снижение концентрации сульфатов до уровня ПДК, что не наблюдалось в случае использования неактивированного угля. В этом случае, наоборот, наблюдалось увеличение содержания сульфатов вследствие выщелачивания серосодержащих соединений, присутствующих в ископаемом угле.

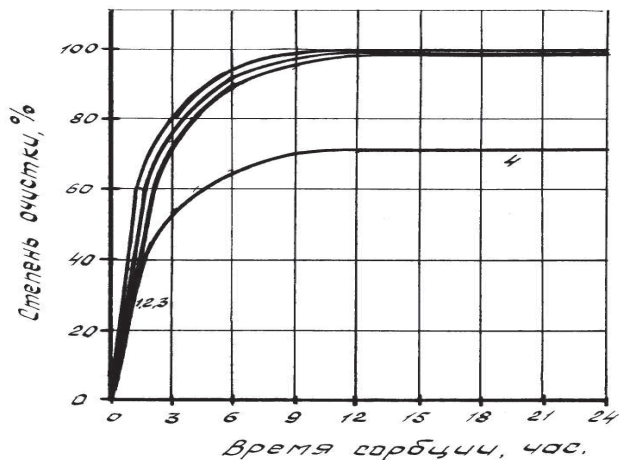
На основании результатов проведенных исследований была определена сорбционная емкость исследованных сорбентов, которая показала, что эти 2 природных сорбента могут быть рекомендованы для очистки подземных вод. Сорбционная емкость бурого угля подвергнутого термообработке и активированной бентонитовой глины по 4 компонентам (железо, медь, цинк, сульфат-ион) составляет 24,13-24,16 мг/г сорбента.



а) при сорбции ископаемым углем: 1-железо; 2 - медь; 3 - цинк, 4- сульфат-ион,

б) при сорбции активированным углем: 5- железо, 6 - медь, 7- цинк, 8- сульфат-ион.

Рисунок 1 - Влияние времени контакта на степень очистки растворов от тяжелых металлов при сорбции ископаемых активированным углем



1 - железо; 2 - медь; 3 - цинк; 4 - сульфат-ион

Рисунок 2 - Влияние времени контакта на степень очистки растворов от тяжелых металлов при сорбции бентонитовой глиной.

Литература

1. Гидрогеология, инженерная геология и гидроэкология. Томск: НТЛ, 2005. -400с.
2. Баталова Ш.Б. Физико-химические основы получения и применения катализаторов и адсорбентов из бентонита. Алма-Ата: Наука, 1986. - 168 с.
3. Жалгасулы Н., Тантаев Р., Тумаков В.А. и др. Снижение минерализации пластовых вод природными сорбентами. Сб. тр. ИГД им. Д.А. Кунаева. -Т.75. -2008. С.272-277

Едыгенов Е.К., Панферов М.В.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ТЕПЛОПЕРЕДАЧИ В ЭЛЕКТРОМАГНИТНОМ ПРИВОДЕ

Тау жыныстарын бұзу машинасының тәжірибелік үлгісіндегі электромагнитті жетектің орауышындағы жылу үдерісін зерттеу қорытындылары жазылған.

Приведены результаты исследований тепловых процессов в катушке электромагнитного привода на экспериментальной модели породоразрушающей горной машины.

The paper contains the results of studies of thermal processes in the coil of electromagnetic drive on the experimental model of rock-destroying mining machine.

Перспективным путем развития машин ударного действия для безвзрывного разрушения горных пород является создание электромагнитных молотов. Основными достоинствами этих буюбов по сравнению с другими типами машин ударного действия являются: электрическая энергия непосредственно преобразуется в кинетическую энергию прямолинейного движения бойка; сравнительная простота конструкции и отсутствие деталей высокой точности изготовления; возможность передачи электроэнергии на значительные расстояния; большие возможности в повышении надежности и эффективности работы [1].

Однако при увеличении мощности ударника в его тяговых электромагнитах происходит интенсивный нагрев обмотки, что может привести к аварийной ситуации. При этом параметрами, представляющими практический интерес, являются интервал времени, за которое обмотка нагреется до определенного значения, и величина тока в обмотке, при которой ударная машина может работать без охлаждающего устройства.

В лаборатории разрушения и доставки горных пород на экспериментальной модели ударной машины были проведены исследования тепловых процессов, протекающих в тяговых электромагнитах.

Экспериментальный стенд (рисунок 1) состоял из силового электромагнита 1, содержащего обмотку, заключенную в боковой и торцевые магнитопроводы и измерительную аппаратуру, включающую цифровой пятиканальный запоминающий USB-осциллограф 3 (модель ACUTE серии DS-1000) в комплекте с ноутбуком 4 (ASUS) и современный цифровой мультиметр UT60G, к которым подсоединялись термодатчики 2 посредством коаксиальных кабелей 5 к входным каналам осциллографа 3.

Длина электромагнита равна 290 мм, толщина бокового магнитопровода равна 8 мм и торцевого – 15 мм. Обмотка электромагнита имеет длину 260 мм, наружный диаметр 203 мм и внутренний – 77 мм. Обмотка выполнена из медного провода типа ПСДК сечением $11,25 \text{ мм}^2$.

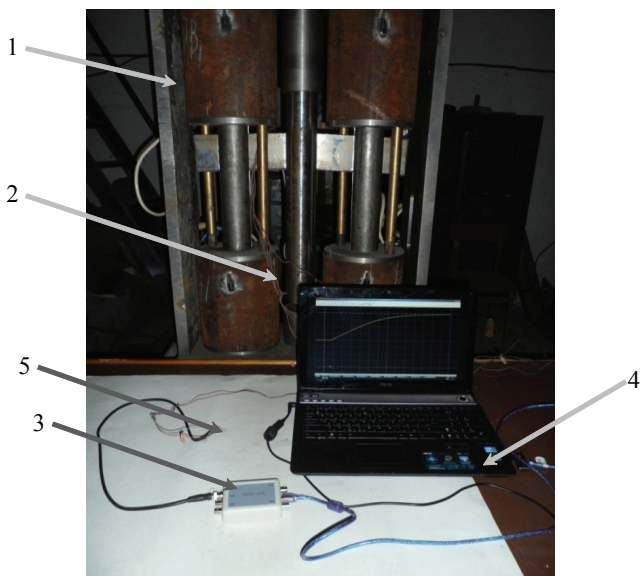


Рисунок 1 – Стенд для исследования теплового режима электромагнитного привода

В качестве датчиков определения температуры использовались медно-константановые термопары (сплав константан - 55% Си + 45% Ni, Mn, Fe), способные работать в диапазоне рабочих температур от -200 до $+350^{\circ}\text{C}$, предельная температура при кратковременном применении которых составляет 400°C .

На экспериментальном стенде проводились исследования зависимости изменения температуры и времени нагрева обмотки электромагнита от величины тока. Температурный режим в обмотке исследовался при токах от 20А до 100А

В процессе эксперимента наблюдалась большая разность значений температуры при разных токах и временных показателях, в связи с чем, для анализа полученных экспериментальных данных был выбран пятиминутный интервал.

Анализ полученной зависимости изменения температуры в обмотке от значения тока показывает (рисунок 2), что после включения электромагнита в сеть при токе 20А температура в обмотке спустя пять минут достигает 35°C , а при токе 40А обмотка за тоже время нагревается до 41°C , т.е. в этом диапазоне токов увеличение тока в обмотке в два раза ведет за одно и то же время к повышению температуры в 1,17 раза. Рассматривая диапазон токов с 40 А до 80 А, видно, что увеличение тока в 2 раза ведет к повыше-

нию температуры в обмотке за одинаковый промежуток времени в 1,9 раза. Таким образом, можно считать, что для диапазона исследованных токов имеем квадратичную зависимость между величиной тока и температурой в обмотке.

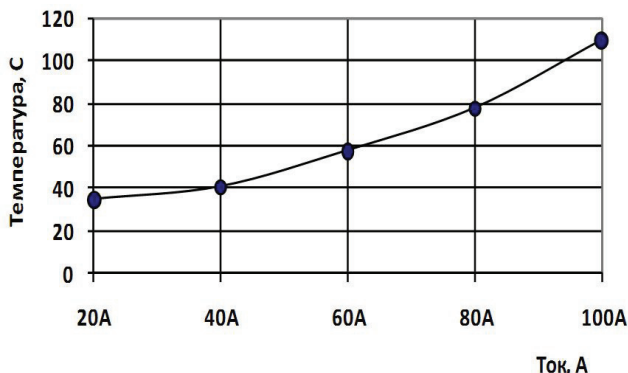


Рисунок 2 - Изменение температуры обмотки при нагреве в течение 5 минут

Исследования температурного режима в обмотке проводились также и при токах 60А и 100А. Результаты исследований показали, что при токе 60А температура на боковой поверхности обмотки достигает за 5 минут 58°C, а при 100А через 5 минут значение температуры равно 110°C. При этом следует отметить, что для обмоточных проводов типа ПСДК допустимая температура для изоляционного материала с кремнийорганическим связующим составом равна 180°C.

Результаты исследований позволяют высказать предложения о том, что при значениях тока до 60А, т.е. для маломощных ударных машин (с энергией удара до 300 Дж) при повторно-кратковременной работе можно предусматривать естественное охлаждение. При токах больше 80А для ударных машин средней мощности (с энергией удара до 600 Дж и выше) необходимо в конструкцию закладывать принудительную систему с воздушным или водяным охлаждением.

Экспериментальные исследования нагрева обмотки показали также неравномерность данного процесса по поверхности обмотки, а именно то, что нагрев обмотки по длине изменяется существенно, при этом на боковой поверхности нагрев обмотки превышает температуру на торцевой поверхности в зависимости от значения протекающего в обмотке тока на 10 – 30%. Так, если при значении тока равном 40А разность температур в процентном отношении составляет 14%, то при увеличении тока до 80А эта разность составляет 28%.

На рисунке 3 представлен график изменения разности температур термодатчиков, расположенных на боковой и торцевой поверхностях, от вели-

чины тока. Согласно графика зависимость разности температур нагрева на боковой и торцевой поверхностях катушки носит линейный характер.

Большой нагрев боковой поверхности обмотки относительно торцевой связан с тем, что площадь боковой поверхности в 30 раз больше, чем площадь торцевой поверхности.

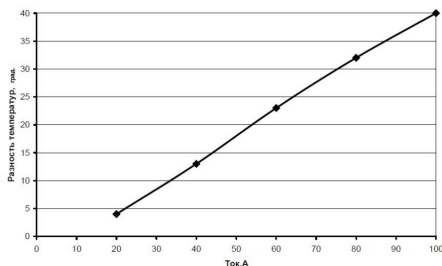


Рисунок 3 – Изменение разности температур термодатчиков, расположенных на боковой и торцевой поверхностях, от величины тока

Результаты экспериментальных исследований позволяют сделать вывод о том, что при проектировании ударных машин с электромагнитным приводом с энергией единичного удара выше 600 Дж необходимо предусматривать систему охлаждения, при этом конструктивно электромагнит должен быть выполнен секционным с размещением в каждой секции каналов для протекания хладагента.

Выводы:

- в результате исследований установлено, что для маломощных ударных машин (с энергией удара до 300 Дж) при повторно-кратковременной работе можно предусматривать естественное охлаждение. Для ударных машин средней мощности (с энергией удара до 600 Дж и выше) необходимо в конструкцию закладывать принудительную систему с воздушным или водяным охлаждением.

- установлено, что нагрев обмотки существенно изменяется по длине, при этом на боковой поверхности нагрев обмотки превышает температуру на торцевой поверхности в зависимости от значения протекающего в обмотке тока на 10 – 30 %, что необходимо учитывать при проектировании электромагнитных приводов для ударных машин.

Литература

1. Едыгенов Е.К., Ляшков В.И. Электромагнитный бутбой для безвзрывного разрушения горных пород. //20th International Symposium on planning and selection of equipment of MPES 2011 – Алматы – 2011.

Кругликов А.П., Каликасов Н.Т., Ахамбаев Р.С., Кругляков С.В.

**ВЕТРОЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ УСТАНОВКА ДЛЯ РЕГИОНОВ
СО СЛОЖНЫМИ УСЛОВИЯМИ ПРЕОБРАЗОВАНИЯ
ВЕТРОВОЙ ЭНЕРГИИ**

Қазақстандағы жел энергетикасының даму перспективалары және жел қозғыштарының конструкциясы қарастырылған. Жел энергиясы түрлендіру күрделі болып табылатын өлкелер үшін жел-энергетикалық құрылғы жасалып сыналған.

Рассмотрены перспективы развития ветроэнергетики в Казахстане и конструкции ветродвигателей. Разработана и испытана Ветроэнергетическая установка для регионов со сложными условиями преобразования ветровой энергии.

The prospects for wind energy development in Kazakhstan and the construction of wind turbines were considered. Developed and tested wind power plant for regions with complex transformation of wind energy.

Перспективы использования ветроэнергетики определяются наличием соответствующих ветроэнергетических ресурсов. Казахстан исключительно богат ветровыми ресурсами. Порядка 50% территории Казахстана содержат ветроэнергетические ресурсы.

Совместно с Министерством энергетики и минеральных ресурсов РК разработана Национальная Программа развития ветроэнергетики, в рамках которой будут определены индикативные цифры установки мощностей ветростанций на период 2010-2024 гг. По предварительным данным установленная мощность ВЭС к 2024 г. может составлять порядка 2000 МВт.

Производство электроэнергии в Казахстане в 2005 году составило около 67,5 миллиардов кВт/ч. В течение последних лет наблюдается устойчивая динамика увеличения потребления и производства электроэнергии, что связано с подъемом экономики. Предполагается, что уровень производства электроэнергии 1990 года (87.38 млрд кВт/ч) будет достигнут Казахстаном к 2012 г.

Таблица 1 - Перечень исследованных площадок для строительства ВЭУ (по данным метеоисследований ПРООН)

№ п.п.	Площадка	Область	Скорость ветра на выс. 50 м	Предполагаемая мощность ВЭС
1	Джунгарские ворота	Алматинская область	9,7	50 МВт
2	Шелекский коридор	Алматинская область	7,7	100 МВт
3	Кордай	Жамбыльская	6,1	10-20 МВт
4	Жузымдык- Чаян	ЮКО	6,7	10-20 МВт
5	Астана	Акмолинская	6,8	20 МВт
6	Ерейментау	Акмолинская	7,3	50 МВт
7	Каркаралинск	Карагандинская	6,1	10-20 МВт
8	Аркалык	Костанайская	6,2	10-20 МВт
9	Атырау	Атырауская	6,8	100 МВт
10	Форт-Шевченко	Мангыстауская	7,5	50 МВт

Однако некоторые регионы Казахстана являются сложными для отбора и преобразования энергии ветра в электрическую энергию.

Для использования этой энергии необходимо совершенствование конструкции ветродвигателей и преобразовательных агрегатов.

К настоящему времени разработано множество конструкций ветродвигателей с вертикальной и горизонтальной осью вращения.

Среди ветродвигателей с вертикальной осью вращения, действующих по принципу дифференциального лобового сопротивления, наиболее известны ротор Савониуса и его модификация – ротор Виндсайт. Машины просто устроены, работают даже при очень низких скоростях ветра, но обладают невысоким коэффициентом использования энергии ветра C_p («Си Пи фактор»). Максимально значение C_p для ротора Савониуса, приведенное в источниках, равно 0,25. Номинальная быстроходность этих турбин, как правило, меньше единицы.

Теоретически доказано, что коэффициент использования энергии ветра идеального ветроколеса горизонтальных, пропеллерных и вертикально-осевых установок равен, 0.593. Это объясняется тем, что роторы ВЭУ обоих типов используют один и тот же эффект подъемной силы, возникающий

при обтекании ветровым потоком профилированной лопасти, К настоящему времени достигнутый на горизонтальных пропеллерных ВЭУ коэффициент использования энергии ветра составляет 0.4. На данный момент этот коэффициент у ветрогенераторов (ветроустановок) ГРЦ-Вертикаль составляет 0.38. Проведенные экспериментальные исследования российских вертикально-осевых установок показали, что достижение значения 0.4-0.45 - вполне реальная задача. Таким образом, можно отметить, что коэффициенты использования энергии ветра горизонтально-осевых пропеллерных и вертикально-осевых ВЭУ близки.

Считается, что момент трогания горизонтально-осевых пропеллерных ВЭУ не равен 0, поэтому для их запуска не требуются внешние источники энергии. Однако на практике ветроколесо этого типа самозапускается только в том случае, если оно с той или иной точностью направлено на ветер. При боковом же ветре мощное ветроколесо может и не самозапуститься и необходим внешний источник энергии для разворота гондолы с ветроколесом на ветер.

Усложнение конструкции ВЭУ приводит к снижению надежности, а введение дополнительных аэродинамических устройств – к снижению мощности ветровой турбины, что хуже, чем наличие источника мощности для запуска. Это учитывается на современном этапе и при проектировании новых конструкций горизонтально-осевых пропеллерных ВЭУ. Так, разработчики установки серии МОД мощностью 4.4 МВт отказались от одного из важнейших преимуществ этого типа ВЭУ – возможности самозапуска, выполнив лопасти ротора с фиксированным шагом, рассчитанным на наиболее эффективную работу в номинальном диапазоне скоростей ветра. Для запуска был использован прием, заимствованный у вертикально-осевых ВЭУ, - кратковременное переключение генератора на двигательный режим и разгон ротора.

Ветродвигатели с вертикальной осью вращения наиболее приспособлены для использования энергии ветра в сложных условиях: при большом удельном весе низкой скорости ветра. Кроме этого они обладают большой мобильностью, что является большим удобством для ельскохозяйственных регионов.

При разработке преобразовательного агрегата ВЭУ для регионов с относительно слабой ветровой энергией, учтены опыт эксплуатации преобразовательных агрегатов на обычных (не запираемых) тиристорах. В условиях со слабой ветровой нагрузкой. Наиболее сложный элемент – инвертор выполнен на силовых транзисторах IGBT, обладающих высокой надежностью и управляемостью. Упрощенная схема преобразовательного агрегата приведена на рисунке1. Схема содержит ветродвигатель Савониса ВД, генератор переменного тока Г, управляемый выпрямитель УВ, балластный резистор $R_{\text{б}}$, аккумуляторную батарею Б, автономный инвертор, аппаратуру контроля и управления: датчик тока ДТ и напряжения ДН, устройство контроля напряжения генератора $УК_{\text{нг}}$, устройство контроля напряжения аккумуля-

[illegible]

- преобразование энергии ветра в электрическую энергию переменного

- Для рассмотрения работы схемы принят основной режим: скорость ве-

Отклонение работы ВЭУ от нормального режима может быть вызвано

По мере снижения скорости ветра уменьшается зарядный ток $I_{\text{зар}}$ и в мо-

При работе ВЭУ с малой или отключенной нагрузкой аккумуляторная

величины $U_{б.мах.}$. В этом случае с выхода устройства $УК_{нб}$ поступят два сигнала: сигнал на снятие управляющих импульсов с тиристоров и сигнал на подключение балластного резистора к генератору. После снижения напряжения на батарее, вызванного подключением нагрузки, запрет на подачу управляющих импульсов снимается, балластный резистор отключается от генератора и схема переходит в предшествующий режим работы.

Проведенные исследования ВЭУ на Кордайском перевале и электрического агрегата в лабораторных условиях КазНТУ показали, что автоматическое переключение режимов работы при малой скорости ветра позволяет увеличить отбор энергии ветра и повысить эффективность работы ВЭУ. Установка дополнительного инерционного элемента на валу ветродвигателя снижает динамические нагрузки в механической части ВЭУ и увеличивает запас кинетической энергии при работе в режиме холостого хода. На ветроэнергетическую установку получен патент. «Ветроэнергетическая установка для регионов с неравномерной ветровой нагрузкой» Опубликовано 15.04.2010 года. Бюллетень №4. Авторы: Кругликов А.П., Каликасов Н.Т., и др.

В научно-исследовательской работе сделано следующее:

- 1) проведен анализ работы устройств защиты асинхронных двигателей, показаны их достоинства и недостатки;
- 2) рассмотрены условия работы асинхронных двигателей в приводе грохота дробильного агрегата, определены требования к их защите;
- 3) разработано и изготовлено устройство с учетом высоких требований, предъявляемых характером и условиями эксплуатации двигателей в грохоте дробильного агрегата;
- 4) рассмотрена работа устройства защиты и его функциональные возможности;
- 5) проведены исследования устройства защиты в лабораторных условиях, близких к производственным;
- 6) устройство внедрено в приводе дробильного агрегата и за длительное время эксплуатации надежно защищает двигатель;
- 7) на схемное решение устройства защиты двигателей подана заявка на изобретение;
- 8) Получен акт внедрения устройства в производство.

Литература

1. Дж. Твайделл, А. Уэйр. Возобновляемые источники энергии (Пер. с англ.). - М., Энергоатомиздат, 1990.
2. Фатеев Е. М. Ветро двигатели и ветроустановки. - М., Сельхозгиз, 1957.
3. Тлеулов А. Х. Методы оценки характеристик ветроэнергетических и гелиоустановок сельскохозяйственных объектов. Автор д. т. н., Челябинск, 1996.

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ В 21 ВЕКЕ

Мақалада пайдалы қазбаларды өндіру барысында адамның жұмыс процесіне тікелей қатынасуы қажет болмайтын жаңа технологиялар жасауды игеру мәселелері айтылған.

В статье отражены перспективы развития горного оборудования в свете освоения новых геотехнологий, исключающих присутствие человека при добыче полезных ископаемых.

The paper states perspectives of development of mining machinery for new geotechnologies, which can be people less about extraction of useful minerals resources.

В истории развития производственных сил большинства стран видное место принадлежит горной промышленности. Знание последовательных этапов становления горной промышленности необходимо для выбора стратегических задач последующего переоснащения горнодобывающих предприятий горным оборудованием для реализации новых геотехнологий. Техническое перевооружение горной промышленности становится актуальной проблемой в связи возросшими объемами горных работ и усложнением горно-геологических условий, явно проявляющими себя негативными экологическими последствиями при использовании традиционных геотехнологий.

В зависимости от характера полезных ископаемых и их применения горная промышленность делится на несколько основных отраслей:

- топливная, куда входит добыча угля, нефти, газа, торфа, горных сланцев и урана;
- рудная – это добыча руд черных, цветных, редких и благородных металлов;
- горно-химическая – добыча сырья для производства химикатов и удобрений;
- строительные горные породы.

В Республике Казахстан ведущую роль в становлении экономики играют все отрасли. В структуре каждой отрасли имеются различные типы выемочно-погрузочного, транспортного, транспортно-разгрузочного оборудования.

Обеспечение здоровых условий труда и максимальной безопасности для работающих в шахтах и рудниках привело к созданию новых способов добычи полезных ископаемых, в которых использование человеческого труда в подземных условиях сведено к минимуму. Так успешно внедряют-

ся технологии подземного скважинного выщелачивания, разрабатываются способы воздействия на нефтяной пласт при переработке нефти в условиях природного залегания, опробованы в промышленных масштабах способы выжигания угольных залежей для получения готового продукта.

Это означает, что уже начался этап технического перевооружения существующей горнодобывающей промышленности. Для открытых разработок нашли применение автоматизация и управление транспортными и горными машинами с помощью средств спутниковой связи. Частично, такие задачи уже решаются на некоторых карьерах Казахстана [1, 2]. Однако интенсивная добыча полезных ископаемых и систематическое снижение содержания полезных компонентов в добываемых рудах привели к накоплению на поверхности земли больших объемов отходов горно-обогатительного комплекса в виде отвалов пустых пород, хвостов обогащения, металлургических шлаков, что привело к загрязнению окружающей среды и изъятию земель из сельскохозяйственного оборота. Эти последствия техногенной деятельности человека породили необходимость в создании новой науки об управлении процессом взаимодействия человека с окружающей средой [3]. На основе метода управления уже решен ряд важных и интересных задач, где объектом управления являются природные системы. Рождение такой отрасли приводит, соответственно, к возникновению потребности в создании нового технического оснащения при решении этих задач. Частично они уже решены за счет применения техники, используемой при открытых разработках. Другая наиболее важная часть утилизации современных отходов, в том числе и коммунальных твердых бытовых отходов (ТБО) требует освоения новых способов переработки, таких как выщелачивание, выжигание, переработка нефти в природных реакторах, холодный ядерный синтез (ХЯЗ). Комплексное их применение не приведет к кардинальному техническому переоснащению отрасли, но создаст условия (в том числе и градообразующие) для автономного обеспечения развивающегося народного хозяйства всеми видами необходимого товарного продукта.

Наиболее трудоемким процессом для технического переоснащения является рудодобывающая отрасль, особенно там, где добыча осуществляется подземным способом и на больших глубинах. Для кардинального изменения существующих способов добычи возможны два пути развития отрасли:

- полная автоматизация и роботизация в объемах подземных сооружений;
- переход на новую геотехнологию, например, на выщелачивание или использование свойств природного реактора (особенно для флюидосодержащих систем).

Социальный аспект такого технического переоснащения всех видов природопользования приведет к необходимости повышения уровня образующего фактора его занятости. Занятость населения, проживающего в зоне разработки месторождения, обеспечивается необходимостью обслу-

живания большого количества заводских лабораторий по оценке состава и качества добываемого сырья и каждого звена технологической цепочки. Кроме того, возникает необходимость создания программ и подпрограмм для управления и оценки детальной картины распределения полезных компонентов в каждой операции технологического цикла. Таким образом, процессы математического и физического моделирования взаимосвязей части и целого потребует большого количества обслуживающего персонала, обладающего необходимым уровнем квалификации для решения практических задач конкретного предприятия.

Анализ современного состояния процессов моделирования поведения отдельных геозкосистем показывает, что получаемые результаты расширили наши теоретические и практические представления о системных взаимосвязях, но они пока не дают полного представления о поведении экосистемы как целостной структуры. Поэтому возникает необходимость разработки основных положений системно-информационного анализа каждой конкретной геосистемы. [4].

При этом большое значение приобретают новые знания и представления, получаемые с помощью современных достижений спутниковой связи. Результаты космических и аэровысотных фотосъемок дают новую обширную информацию, которая позволяет взглянуть на известные геологические факты под другим углом зрения [5]. Обнаруженное большое количество кольцевых структур и связанное с ними расположение некоторых месторождений дают возможность начать разработку механизмов образования и развития природных реакторов полезных ископаемых. Впервые эта мысль была предложена Ломоносовым М.В. [6] и, по-видимому, двадцать первый век дает нам возможность для ее практической реализации.

Литература

1. Галиев С.Ж., Жусупов К.К., Татишев Е.Н. и др., Автоматизированное корпоративное управление геотехнологическими комплексами на открытых разработках, Алматы, 2007 г.
2. Галиев С.Ж., Бояндинова А.А., Астраханцев В.А., и Жусупов К.К., Структура и организация информационного обеспечения автоматизированной системы диспетчеризации работы экскаваторно – автомобильного комплекса «АДИС – Авто», Научно–техническое обеспечение горного производства. Сб.научн. тр. ИГД им. Д.А. Кунаева 72, С. 138-143, 2006 г.
3. Буктуков Н.С. О реализации стратегии индустриально-инновационного развития РК на 2003-2015 годы. Алматы, 2004 г., 120 с.
4. Веселов В.В., Мирлас В.М., Паничкин В.Ю. Геоинформатика. Системно-информационный подход к задачам моделирования гидрогеологических объектов. Алма-ата, Фылым, 1991 г., 176 с.
5. Зейлик Б.С. Ударно-взрывная тектоника и краткий очерк тектоники плит. Алма-ата, Фылым, 1991 г., 176 с.
6. Ломоносов М.В. Слово о рождении металлов от трясения Земли, сентября 6 дня 1757 года говоренное. М, Госгеолитиздат, 1949 г., 163-187 с.

Мухамбедьяров Е.Т., Метакса Г.П.

ИССЛЕДОВАНИЯ РЕЗУЛЬТАТОВ ОБРАБОТКИ МИНЕРАЛОВ В ПОПЕРЕЧНЫХ ПОЛЯХ РАЗНОЙ ПРИРОДЫ

Байыту міндеттерін шешу мақсатымен алаптарда үш түрлі (электрлік, механикалық, химиялық) әсер етілді. Жұмыстар төмен температурада ($<40^{\circ}\text{C}$) жүргізілді. Белгілі бір жағдайларда аномальды сүзу әсері және жаңа заттар мен органикалық қосылыстар синтезі анықталды.

Для решения задач обогащения использовали тройное (электрическое, механическое, химическое) воздействие полей разной природы. Все работы проводили при низкой ($< 40^{\circ}\text{C}$) температуре. При определенных условиях выявлены эффекты аномальной фильтрации и синтеза новых веществ и органических соединений.

Triple influence of fields different nature (electrical, mechanical, chemical) use for solution of enrichment. All experiments carry out with low temperature ($<40^{\circ}\text{C}$). Effects of anormal filtration and sintes of new matters and organic compositions revealed for deter mite conditions.

Интенсификация процессов вовлечения в разработку месторождений бедных и упорных руд в условиях современного Казахстана обуславливает необходимость поиска новых путей снижения экономических и экологических издержек при переработке минерального сырья низкого качества.

Основные проблемы извлечения металлов при использовании физико-химических технологий прежде всего, связаны с неполноценным контактом обрабатываемых минералов с флюидосодержащими компонентами, обладающими сорбционными свойствами.

При решении задач обогащения использовали в качестве источников внешнего воздействия:

- механические колебания ультразвукового диапазона, для повышения дисперсности обрабатываемой руды;
- электрические импульсы, согласованные по частоте с ультразвуком, для поляризации и массопереноса дисперсных частиц;
- низкочастотные колебания, генерируемые трансформатором Тесла.

Лабораторная установка, приспособленная для переработки малых количеств минерального сырья, имела 3 объема заполненные жидкостью для полноценной передачи УЗВ-колебаний. Воздействующие электроды располагали в наименьшем объеме, содержащем обрабатываемую руду. Обработку в комплексном режиме проводили по 2-3 часа в сутки в течение недели. Материалами реакторов были выбраны керамика (I реактор), поливинилхлорид (II реактор), нержавеющей сталь (ультразвуковая ванна).

Обработка полученных результатов показала, что водные наполнители второго реактора и ультразвуковой ванны содержат минеральные ча-

стицы обрабатываемой руды, что может свидетельствовать об эффектах аномальной фильтрации. Кроме того, методами спектрального анализа выявлено присутствие новых элементов, ранее не присутствовавших в исходном образце.

В нижеприведенных таблицах содержатся некоторые результаты спектрального анализа, полученные на образцах Лисаковского и Муюн-Кумского месторождений.

В таблице 1 приведены сравнительные данные для исходного и обработанного образцов Лисаковского месторождения.

Таблица 1 - Результаты спектрального анализа образцов Лисаковского месторождения

Металл, %	Ис- ходный образец	Обработанный образец (вид обработки)		
		электроме- ханические колебания	ультразвуковая обработка в режиме инверсии	колебания трансформатора Тесла
Ниобий $\cdot 10^{-4}$	-	8 (гель УЗВ)	8 (гель УЗВ)	6 (во всех объ- мах)
Сурьма $\cdot 10^{-3}$	4	-	5 (гель УЗВ)	150 (Ni осадок на электроды)
Галлий $\cdot 10^{-4}$	-	-	6 (ванна УЗ)	10 (I реактор – гель)
Мышьяк $\cdot 10^{-3}$	200	150	-	-
Золото $\cdot 10^{-4}$	-	-	-	10 (I реактор – гель)
Кобальт $\cdot 10^{-4}$	25	6 (гель УЗВ)	2 (гель УЗВ)	50 (I реактор – гель)

Из приведенных данных следует, что такие металлы как ниобий, галлий, золото, не выявленные в исходной руде спектральными анализом, появляются после обработки руды в разных режимах, причем, часть из них появляется в объеме ультразвуковой ванны. В других случаях происходит перераспределение концентрационных соотношений.

Таблица 2 - Результаты спектрального анализа образцов месторождения Муюн-Кум

Компоненты руды, %	Исходный образец	Комплексная обработка – место сбора пробы			
		тяжелая фракция I реактора	мембраны I реактора	гель I реактора	гель II реактора
Кальций	3	3	1	10	15
Оксид магния	1,5	1,5	1	3	3
Оксид железа	10	10	6	0,1	0,1
Оксид алюминия	> 10	10	10	4	0,3
Стронций $\cdot 10^{-2}$	2	1,5	1,0	10	10
Кобальт $\cdot 10^{-4}$	25	30	50	1	-
Цинк $\cdot 10^{-3}$	10	15	20	2	10
Медь $\cdot 10^{-3}$	15	10	25	5	10
Молибден $\cdot 10^{-4}$	6	5	8	4	2
Никель $\cdot 10^{-3}$	4	10	20	5	1,5
Ванадий $\cdot 10^{-4}$	10	10	10	-	-
Галлий $\cdot 10^{-4}$	15	10	10	-	-
Ниобий $\cdot 10^{-4}$	8	8	8	6	6
Сурьма $\cdot 10^{-3}$	100	100	100	10	-
Золото $\cdot 10^{-4}$	10	4	15	-	10

Приведенные данные свидетельствуют о том, что в ходе обработки происходит концентрационное перераспределение компонентов исходной руды в ходе процессов поляризации, но выявляется новое явление, связанное с появлением компонентов с гидравлически несвязанном пространстве II реактора, в котором присутствуют почти все компоненты, кроме кобальта, ванадия, галлия и сурьмы.

Таблица 3 - Результаты спектрального анализа образцов месторождения Муюн-Кум, активированных веществом ($K_2 Mn O_4$), обеспечивающим полупроводниковые свойства флюида

Металл, %	Исходный образец	Обработанный образец		
		тяжелая фракция I реактора	черная фаза I реактора	ультразвуковая волна
Кальций	0,0025	0,01	0,008	0,0015
Цинк	0,01	0,015	0,015	0,015
Медь	0,015	0,04	0,03	0,006
Никель	0,04	> 1	0,5	0,05
Свинец	0,04	6	10	0,25
Галлий	0,0015	0,0003	0,0003	0,0003
Мышьяк	1,0	0,5	0,6	0,06
Сурьма	0,1	0,06	0,08	0,01
Золото	0,001	0,0006	0,0005	0,0003
Титан	0,4	0,3	0,5	0,2

При активации образцов веществами, придающими воде полупроводниковые свойства ($K_2 Mn O_4$) в обработанной руде появляются новые фазы и меняется концентрационное соотношение как внутри первого реактора, так и в смежных объемах (таблица 3).

Крупность компонентов руды (таблица 4) имеет значительное влияние на обогащение таких элементов как медь, никель, свинец, сурьма. Так крупные компоненты образцов содержат большее количество никеля, свинца и меди, а мелкие фракции обладают большим количеством титана. Синтезированный элемент литий имеет одинаковый состав в крупных и мелких фракциях.

Таблица 4 - Результаты спектрального анализа разной крупности образцов месторождения Муюн-Кум

Металл, %	Исходный образец	Обработанный образец	
		фракция > 40 μm	фракция < 40 μm
Медь	0,015	0,04	0,025
Никель	0,04	> 1,0	0,8
Титан	0,4	0,3	0,4
Свинец	0,04	6	3
Серебро	0,0006	0,0004	0,0003

Литий	-	0,002	< 0,002
Галлий	0,0015	0,0003	0,0003
Сурьма	0,1	0,06	0,04

Полученные экспериментальные материалы позволяют сделать следующие выводы:

1. Обработка минералов во флюидосодержащей среде с применением поперечных полей разной природы способствует синтезу новых элементов не только в основном реакторе, а также в смежных объемах.

2. Количество и качество синтезируемых элементов зависит от химического состава исходной руды, применяемых активаторов и режимов комплексной обработки.

Джарлкаганов У. А.

Планирование развития производственно-транспортной системы в карьере

Мақалада кеніштегі өндірістік-жүк тасулық жүйесінің оңтайлы құрылымын салудың кезектілігі мен кезеңділігін жоспарлаудың динамикалық есептерін жалпы сипаттаулық, оның өзара байланысты объектілерін (есептерін) істеуді бастау және бітіру уақыттарын анықтауға, олардың арасында қаржыларды таратуға мүмкіндік беретін модельдер мен әдістер баяндалады.

В статье излагаются формализация динамической задачи планирования очередности и этапности построения оптимальной структуры производственно-транспортной системы в карьере, модели и методы, позволяющие определить моменты начала и окончания разработки её взаимосвязанных объектов (задач), осуществить распределение ресурсов между ними.

In article models and the methods are stated formalisation of a dynamic problem of planning of sequence constructions of optimum structure of industrial-transport system in opencast, allowing to define the moments of the beginning and the termination of working out of its interconnected objects (problems), to carry out distribution of resources between them.

В начале разработки планов развития горных работ в карьере на ближайшие 3-5 лет решается статическая задача выбора контуров горных работ по всем горизонтам карьера на конец каждого года. На следующем этапе – при годовом и внутригодовом планировании необходимо формировать планы проведения серии горно-технологических мероприятий для ввода необходимых производственных мощностей на участках карьера согласно новому годовому плану, с постепенной переброской их с временно неактивных направлений на предстоящий период на другие. Эта динамическая задача выбора наилучшей траектории развития горнотранспортной системы (ГТС) во времени и пространстве карьерного поля составляет важный элемент формирования плана реализации календарных планов горных работ.

В данной работе рассматривается формализация задач планирования очередности и этапности ввода в действие новых участков в ГТС и совершенствования существующих, направленных на выполнение планов по добыче руд разного качества и отгрузке их потребителю (включая перерабатывающие мощности).

Формализация задачи планирования развития ГТС на добыче руды включает совокупность двух подсистем, состоящих из производственных и транспортных элементов, взаимосвязанных между собой. В первой производственными элементами являются экскаваторные блоки, во второй – транспортные сети связи между ними и пунктами приема руд разного каче-

ства на складах и других перевалочных пунктах карьера.

Для элементов системы задаются возможные варианты развития и динамика приема руд на складах, с последующим вывозом потребителю. Развитие элемента состоит в создании новых участков и реконструкции существующих для данного элемента, предназначенных для отгрузки или транспортировки руд.

В зависимости от способа формализации различаются жесткие и управляемые программы развития элементов. В первом случае программа развития элемента устанавливается до решения задачи планирования, а ее вид в основном определяется технологией создания элемента. Во втором случае программа развития определяется в процессе решения задачи планирования, исходя из внешних по отношению к данному элементу ограничений [1].

Программа развития элемента может реализовываться в некотором классе вектор-функций (непрерывных, кусочно-постоянных и т. д.). Опыт использования различных схем формализации показывает, что применение второго способа формализации в горной практике связано с рядом трудностей. Получаемые в процессе решения задачи программы часто не вписываются в технологию горных работ, что затрудняет их реализацию на объекте. С другой стороны, попытка учесть все технологические ограничения приводит к существенному усложнению постановки и решения задачи планирования развития ГТС.

Задача оптимизации планирования развития структуры производственно-транспортной системы карьера состоит в определении вариантов развития производственных и транспортных элементов (распределение капитальных вложений и эксплуатационных расходов, определение очередности создания новых участков горных работ и звеньев транспортной сети), определении моментов ввода мощностей с учетом динамики возможных изменений отгрузки горной массы в элементах ГТС, возможностей строительно-монтажных цехов предприятия, ограничений на технологию строительства элементов системы. Кроме того, требуется определить транспортные потоки в системе и их изменение во времени и пространстве карьерного поля.

Данная горнотранспортная система с рудопотоком описывается с помощью динамической модели однопродуктовой производственно-транспортной системы. Но предлагаемый способ формализации позволяет описывать также многопродуктовые системы в карьере.

Модель развития производственных элементов. Рассмотрим формализацию переменных и ограничений задачи, относящихся к совокупности производственных элементов системы j ($j = \overline{1, J}$). Для каждого элемента j задается множество производственных объектов i ($i = \overline{1, I}$), которые могут быть созданы за заданный интервал времени k ($k = \overline{1, K}$). Здесь элементами могут быть отдельные направления и участки фронта горных работ, экскаваторные блоки, а производственными объектами – совокупность горных и

строительно-монтажных работ, которые необходимо выполнить для пуска и нормального функционирования данного элемента ГТС. Производственными объектами для элемента -экскаваторного блока могут быть: участки блока, где идет подготовка горной массы к выемке, съезды, дороги к блоку, сети электроснабжения, участки вышележащего уступа, которые должны освобождаться от горной массы для осуществления добычных работ внизу - на данном блоке, ремонтные работы на экскаваторе и других сооружениях в зоне его работы, перегон экскаватора в границах блока или на другой уступ или участок карьера и др.

Каждый производственный объект в ГТС характеризуется объемом ресурсов, требующихся для его развития, и уровнем производства, который достигается после завершения развития объекта. Под уровнем производства здесь понимается возможный объем отгрузки руды из элемента системы в планируемый период. Объект может состоять из нескольких блоков (очередей, этапов, пусковых комплексов), после завершения развития которых достигается прирост уровня производства. Условия строительства объектов в различных элементах системы зависят от объемов и сложности объекта, обеспеченности предприятия необходимыми материалами и оборудованием, трудовыми ресурсами и т. д.

Обозначим через Z_{imj} ($i = \overline{1, I_j}; j = \overline{1, J}; m = \overline{1, M_{ij}}$) затраты ресурса на развитие объекта i в m -й период строительства в j -м элементе, а соответствующий уровень производства - через A_{imj} ($i = \overline{1, I_j}; j = \overline{1, J}; m = \overline{1, K}$). Введем переменные

$$y_{ikj} = \begin{cases} 1, & \text{если } i - \text{й объект } j - \text{го элемента начинает строиться} \\ & \text{в } k - \text{й период планирования,} \\ 0 & \text{в противном случае.} \end{cases}$$

Тогда суммарный уровень производства - объем отгрузки руды по всей совокупности развивающихся объектов j -го элемента в k -й период планирования составляет

$$A_{kj} = \sum_i^{I_j} \sum_{m=1}^k A_{imj} y_{i,k-m+1,j}, \quad j = \overline{1, J}; k = \overline{1, K}. \quad (1)$$

Затраты на достижение уровня производства A_{kj} в j -м элементе в k -й период равны

$$Z_{kj} = \sum_i^{I_j} \sum_{m=1}^{R_{ikj}} A_{imj} y_{i,k-m+1,j}, \quad j = \overline{1, J}; k = \overline{1, K}. \quad (2)$$

где $R_{ikj} = \min \{k, M_{ij}\}$.

Суммарный уровень производства – объем руды, направляемый на склады и пункты перевалки по всем развиваемым элементам системы

должен быть не ниже суммарного прироста уровня приема руды на этих пунктах по отношению к уровню приема руды в начальный период планирования

$$\sum_{j=1}^J \sum_{i=1}^{I_j} \sum_{m=1}^k A_{imj} y_{i,k-m+1,j} \geq \sum_{j=1}^J G_{jk}, \quad k = \overline{1, K}, \quad (3)$$

где G_{jk} – заданный прирост приема руды в j -м элементе (на складе-перевалочном пункте) в k -й период планирования.

Логические ограничения на очередность строительства или выполнения других операций в объектах учитываются с помощью равенств

$$\sum_{k=1}^K k(y_{ikj} - y_{tkj}) = nt - n_i - 1, \quad j = \overline{1, J}; (t, i) \in B, \quad (4)$$

означающих, что n_i – i -й период строительства t -го объекта (или проведения других мероприятий для ввода в действие этого объекта) следует сразу после окончания n_i – го периода строительства i – го объекта.

Ограничения на директивы вводов (начать развивать i – й объект не позднее k_{ii} -го периода), продиктованные по другим обстоятельствам планирования, записываются следующим образом:

$$\sum_{k=1}^{k_{ii}} y_{ikj} = 1, \quad i = \overline{1, I_j}; j = \overline{1, J}. \quad (5)$$

В процессе решения задачи планирования может выбираться технология строительства или выполнения других мероприятий по объектам. Для этого каждому объекту ставится в соответствие конечный набор допустимых технологий $w = \overline{\omega_i, \eta_i}$, а переменная y_{ikj} заменяется на $y_{\omega kj}$, где w пробегает значения $\overline{\omega_i, \eta_i}$ для всех $i = \overline{1, I_j}$ и $j = \overline{1, J}$. Условие выбора не более чем одной технологии для ввода объекта i в действие записывается следующим образом:

$$\sum_{k=1}^{k_{ii}} \sum_{w=\omega_i}^{\eta_i} y_{wkj} \leq 1, \quad i = \overline{1, I_j}; j = \overline{1, J}. \quad (6)$$

Модель развития транспортных элементов. Характер и темпы раз-

вития производственных элементов ГТС существенным образом зависит от развития ее транспортной сети и динамики изменения транспортных потоков. Это влияние в основном осуществляется через общие ресурсные ограничения на развитие всей системы [2].

Пусть U_{jk} – разность между уровнем возможного приема руды на складах и уровнем отгрузки руды в j – м элементе в k -й период планирования:

$$U_{jk} = U_{jk}^n + G_{jk} - A_{jk}, \quad j = \overline{1, J}; \quad k = \overline{1, K}, \quad (7)$$

где U_{jk}^n – нехватка руды в j – м элементе в начальный период планирования, т.

Введем переменные: $x_{(jj')k}$ – поток горной массы по транспортному элементу (jj') (из j – го производственного элемента в j' – й) в k -й период планирования; $y_{(jj')k}^t = 1$, если между элементами j и j' в k -й период планирования начато строительство транспортного элемента t – го типа (отдельные или параллельные ветви дорог, съезды и др.), и $y_{(jj')k}^t = 0$, в противном случае ($t = \overline{1, \theta_{(jj')}}$, $k = \overline{1, K}$, $(jj') \in Y$). При формализации транспортной части ГТС в целях уменьшения размерности задачи проводится предварительно качественный анализ сети и выделяется множество дуг Y , для которых направление потока задано (например, это могут быть дуги, жестко связанные с данным участком добычных работ или с районом доставки руды), и множество дуг $\bar{Y}$, для которых направление потока неизвестно и определяется в процессе решения задачи ($Y \cup \bar{Y} = Y$).

В каждый период планирования k для всех вершин сети выполняется неравенство

$$\sum_{j=1}^J U_{jk} \leq 0, \quad k = \overline{1, K}. \quad (8)$$

Это означает, что объем производства (отгрузки) руды в каждый период планирования равен плану приема ее на складе (или другом перевалочном пункте для отправки потребителю) или превышает его.

С использованием введенных переменных условие сохранения балансных соотношений в j – м узле в k – й период планирования запишется в виде

$$\sum_{(jj') \in \bar{Y}} x_{(jj')k} - \sum_{(jj') \in Y} x_{(jj')k} = U_{jk}, \quad j = \overline{1, J}; \quad k = \overline{1, K}, \quad (9)$$

где $\bar{Y}$ – подмножество Y , для всех элементов которого поток имеет направление $j\bar{j}$; $\bar{Y}$ – подмножество Y , для всех элементов которого поток

имеет направление jj' .

Обозначим через $p_{(jj')}^{\tau}$ пропускную способность транспортного элемента (jj') τ – го типа. Тогда ограничение на величину потока руды между двумя производственными элементами (jj') в каждый период планирования имеет вид

$$\sum_{\tau=1}^{\theta_{(jj')} k - T_{(jj')}^{\tau}} \sum_{m=1}^{p_{(jj')}^{\tau}} y_{(jj')m}^{\tau} \geq x_{(jj')k} + x_{(j'j)k}, \quad k = \overline{1, K}, \quad (jj') \in Y. \quad (10)$$

Обозначим Z_k – суммарные ресурсы, выделенные на развитие сети транспортных элементов в k – й период планирования; $Z_{(jj')m}^{\tau}$ – затраты ресурсов на строительство участка сети τ – го типа между узлами j и j' в m – й период строительства; $T_{(jj')}^{\tau}$ – продолжительность строительства τ – го типа транспортного элемента между элементами j и j' . Ограничение на потребление ресурсов в k – й период планирования записывается так:

$$\sum_{(jj') \in Y} \sum_{\tau=1}^{\theta_{(jj')} k} \sum_{m=1}^{\theta_{(jj')} k} Z_{(jj')m}^{\tau} y_{(jj')k-m+1}^{\tau} \leq Z_k, \quad k = \overline{1, K}, \quad - \quad (11)$$

где $\theta_{(jj')k} = \min \{T_{(jj')}^{\tau}, k\}$ – означает, что если строительство транспортного элемента заканчивается раньше k – го периода, то тогда же прекращаются затраты на строительство. Ограничение на директивы вводов записываются аналогично выражению (6) для производственной части

$$\sum_{k=T_1 - T_{(jj')}^{\tau}}^{T_2 - T_{(jj')}^{\tau}} y_{(jj')k}^{\tau} = 1, \quad \tau = \overline{1, T_{(jj')}}, \quad (jj') \in Y. \quad (12)$$

Это означает, что требуется ввести в эксплуатацию транспортный элемент τ – го типа между элементами j и j' на отрезке времени (T_1, T_2) .

В качестве критерия оптимальности в задаче используются приведенные капитальные и эксплуатационные затраты на развитие и функционирование ГТС. Пусть $\Xi_{(jj')k}$ – удельные эксплуатационные затраты на перевозку руды между элементами j и j' в k – й период планирования, $K_{(jj')k}^{\tau}$ – капитальные затраты на создание транспортного элемента τ – го типа между элементами j и j' , K_{ijk} – капитальные затраты на создание i – го производственного объекта в карьере на j – м узле. Величины $K_{(jj')k}^{\tau}$ и K_{ijk} вычисляются при условии, что строительство соответствующего элемента

системы начато в k – й период планирования, что позволяет учесть разновременность капитальных вложений на развитие ГТС.

Задача оптимального планирования развития транспортного звена данной производственно-транспортной системы заключается в том, чтобы найти значения переменных y_{ikj} , $x_{(jj')k}$ и $y_{(jj')k}^{\tau}$, доставляющие минимум целевой функции

$$\sum_{j=1}^J \sum_{i=1}^{I_j} \sum_{k=1}^K K_{ikj} y_{ikj} + \sum_{k=1}^K (\exists_{(jj')k} x_{(jj')k} + \sum_{(jj') \in Y} \sum_{\tau=1}^{\theta_{(jj')}} K_{(jj')k}^{\tau} y_{(jj')k}^{\tau}) \rightarrow \min \quad (13)$$

при выполнении ограничений (2) – (12).

Выбор критерия определяется спецификой рассматриваемой горно-транспортной системы. Так, если динамика отгрузки руды из добычных участков задана (определяется заданным уровнем приема ее на складах-перевалочных пунктах и дальнейшей отгрузки потребителю), в качестве критерия оптимальности используется выражение (13), если же существует определенная свобода в выборе уровней отгрузки руды из добычных участков, то может быть применен критерий типа максимизации прироста уровня отгрузки руды за рассматриваемый период планирования; могут быть использованы и другие критерии оптимальности.

В данной постановке решаются две взаимосвязанные задачи (оптимальное планирование развития элементов добычных участков и оптимальное планирование развития транспортной сети карьера), каждая из которых представляет самостоятельный практический интерес.

Изложенная здесь формализация задач планирования очередности и этапности ввода в действие новых участков и совершенствования существующих, посредством табличных алгоритмов и программ EXCEL, была реализована при решении задачи планирования развития горных работ и переброски части карьерных грузопотоков с внешних на внутренние отвалы на карьере СП «NOVA-Цинк» (Акжал) в 2011-2014 г.г., которые позволили существенно сократить затраты на горнотранспортные работы.

Литература

1. Цвиркун А.Д. Проблемы синтеза и управления развитием структур крупномасштабных систем. «Материалы Всесоюзного семинара по методам синтеза и планирования развития структур сложных систем». М.: ИПУ, 1979, стр. 110-117.
2. Джарлкаганов У.А. Планирование развития транспортного звена горнотранспортной системы на карьере. «Материалы международной научно-практической конференции, посв. 75-летию член-корр. НАН РК Ж.Н. Абишева: Абишевские чтения-2011», 22-23 июня 2011 г., г. Караганда, стр.49-51.

Ахмеджанов Т.К., Абдели Д.Ж., Пайзуллаев У.Н., Мухтар Н.Н.

АНАЛИЗ ПРИЧИН ОБВОДНЕННОСТИ ДОБЫВАЮЩИХ СКВАЖИН

Мақалада ұңғубет аймағындағы мұнайлы қабатты судан оқшаулаудың тиімділігі жоғары технологиясын жасау шешімі айтылған, ол үшін Қазақстан кен орнындарында үгінді құраушы жүйелерді және ұнтақтылығы жоғары тығындаушы ерітінділерді пайдалану қажет

В статье дан анализ причин обводненности и перспективы применения водоизоляции в призабойной зоне нефтяного пласта с применением осадко - гелеобразующих систем и высокодисперсных расширяющихся тампонажных растворов на месторождениях Казахстана

In this paper we solve the realization of high performance waterproofing technology in the face zone of the oil reservoir with sediment-gelling systems, and highly expanding cement slurry on the fields of Kazakhstan

На основании анализа промысловых опытных данных специалистами установлены следующие основные причины поступления воды в ствол скважины: заколонные межпластовые перетоки, неравномерное продвижение нефтеводного контакта (НВК) в результате снижения пластового давления и образование конуса обводненности [1-3].

Е.А. Лысенков, Э.В. Аносов отмечают [2], что основной причиной обводнения скважин многие считают некачественное цементирование обсадных колонн, главным образом из-за использования цементного раствора невысокого качества. Такой цемент может дать удовлетворительный результат лишь в относительно простых геолого-технических условиях. Однако качественное цементирование является необходимым, но недостаточным условием предотвращения обводнения скважин в сложных геолого-литологических условиях. Как показывает практика, при близком залегании водоносных пластов таких мероприятий недостаточно. Программа закачивания строительства скважин должна включать мероприятия по глубокой предварительной блокировке источников поступления воды.

Одной из основных причин неудачного цементирования является наличие толстой фильтрационной корки на стенках скважин и поверхности труб, в результате не обеспечивается плотный контакт с горной породой и обсадной колонной. Толщина глинистой корки и ее свойства зависят от многих факторов, но главным образом от свойств промывочной жидкости. Качество глинистой корки и ее толщина определяют продолжительность безводного периода эксплуатации скважины. Это объясняется тем, что глинистая корка нестабильна во времени. Под действием электролитов пластовых вод ее физико-химические свойства изменяются. В результате продолжительность

безводного периода будет зависеть от кинетики физико-химического взаимодействия минерализованной среды с сольватными оболочками глинистых частиц. На этот процесс влияют также температура, давление, перепады давлений и др.

Данный процесс продолжителен, поэтому прорыв вод происходит не сразу после ввода скважины в эксплуатацию, а через некоторое время. При обводнении по этой причине в зависимости от толщины глинистой корки безводный период скважины может изменяться в широких пределах. Чем толще глинистая корка или больше водоотдача промывочной жидкости, используемой при вскрытии коллектора, тем меньше безводный период эксплуатации скважины. Поэтому выбору рецептуры бурового раствора при вскрытии продуктивного пласта должно уделяться особое внимание.

Таким образом, качество цементирования колонны и свойства глинистой корки играют важную роль при рассмотрении причин преждевременного обводнения скважин. Это в определенной степени объясняет механизм прорыва вод в скважину во время освоения или в первый период ее эксплуатации, причины различной продолжительности безводного периода и является вполне обоснованным, если преждевременное обводнение продукции вызвано заколонной циркуляцией.

В имеющихся публикациях также отмечается, что процесс преждевременного обводнения скважин усугубляется, прежде всего, перфорацией с использованием технических средств - корпусных и бескорпусных кумулятивных перфораторов. При этих способах перфорации наличие обсадной трубы против перфорируемого пласта приводит к разрушению цементного камня, причем на значительном удалении от вскрытых участков, что является одной из причин преждевременного обводнения скважин. Ударная волна по металлу распространяется в 8 раз быстрее, чем по цементному кольцу. При многократных залпах при вскрытии пласта кумулятивными снарядами происходит встряхивание обсадной колонны, что приводит к отслоению цементного камня от нее. Результаты опытов, проведенных как в лабораторных условиях, так и в скважинах, показывают, что при перфорации колонн, как пулевым залповым перфоратором, так и корпусным кумулятивным перфоратором внутри колонны в интервале перфорации образуются мощные гидравлические удары (280 МПа и более). Причем мгновенное действие этих ударов приводит не только к разрушению цементного камня, но, зачастую и к разрушению обсадной колонны.

В работах [3] Горбуновым А.Т., Роговой Т.С., Старковским А.В. обоснована эффективность метода использования гелеобразующих составов на основе силиката натрия (ГОС-СН) для повышения нефтеотдачи пластов. При взаимодействии силиката натрия с кислым агентом выделяется кремниевая кислота, образующая золь, переходящий в гелеобразное состояние. Если золь представляет собой водный раствор вязкостью, несущественно отличающейся от вязкости воды (свободнодисперсное состояние), то гелеобразное состояние характеризуется образованием прочной простран-

ственной сетки из частиц дисперсной фазы, в петлях которой находится дисперсионная среда, и практически полным отсутствием текучести (связнодисперсное состояние).

Наибольший практический интерес представляет щелочной гелеобразующий состав, поскольку он не обладает коррозионной активностью. Такие составы созданы на основе едкого натрия, углекислого натрия гидрата окиси алюминия и силиката натрия, различных кислых агентов и инертных наполнителей, определены их физико-химические и реологические свойства, изучены фильтрационные характеристики моделей пористой среды и естественных кернов до и после заполнения их гелеобразующим составом.

Технология предусматривает снижение количества добываемой воды в результате создания низкопроницаемого экрана на пути фильтрации подошвенной воды в призабойной зоне добывающей скважины.

Промысловые испытания этой технологии одновременно с обработкой призабойной зоны (ОПЗ) добывающей скважины осуществлены на многих месторождениях. Например, на Самотлорском нефтяном месторождении ОАО «Нижневартовскнефтегаз» по этой комбинированной технологии было проведено семь скважино-операций и дополнительно получено 77431 т нефти. Удельная технологическая эффективность применения комбинированной технологии изоляции подошвенной воды составила 11062 т дополнительно добытой нефти на одну скважино-операцию.

Для водоизоляции в нефтяных и газовых пластах также используют гелеобразующие составы на основе полимеров или неорганических реагентов, обратные гидрофобные эмульсии, суспензии набухающих реагентов, осадкообразующие составы и т. п. [4].

Присутствие на рынке сервисных услуг разнообразных тампонажных материалов дает возможность выбора нужного реагента для решения конкретных задач ремонтно-изоляционных работ (РИР). Однако, несмотря на это, наиболее часто при проведении изоляционных работ в качестве тампонажного материала используют цементные растворы на водной и реже углеводородной основах. История применения тампонажных материалов на углеводородной основе для ликвидации поглощения бурового раствора и селективной изоляции водопритоков в нефтяных скважинах насчитывает более 60 лет. В различных регионах страны имеется опыт применения нефцементных растворов при проведении РИР.

Изобретение относится к способам ограничения водопритока при капитальном ремонте добывающих и нагнетательных скважин. Способ включает последовательную закачку и продавку в пласт буферной жидкости, рабочей жидкости, буферной жидкости по заливочным трубам, нижний конец которых расположен выше зоны ввода этих компонентов в пласт, и выдержку в пласте на время, необходимое для затвердевания рабочей жидкости. После выхода первого буфера за башмак заливочных труб в затрубное пространство затрубную задвижку закрывают и рабочую жидкость закачивают в пласт с минимальным расходом до предельно допустимого давления на

эксплуатационную колонну, затем обратной промывкой вымывают остатки рабочей жидкости, используя при этом буферную жидкость, находящуюся за башмаком заливочных труб в затрубном пространстве. Способ позволяет повысить устойчивость изолирующего барьера, снизить затраты на приготовление рабочей жидкости и минимизировать возможность аварий при обратной промывке. А также может быть использовано при проведении ремонтно-восстановительных работ для крепления призабойной зоны пескопроявляющих скважин. Технический результат - упрощение технологии крепления призабойной зоны пласта синтетическими смолами без значительного снижения их коллекторских свойств. Способ крепления призабойной зоны пласта с неустойчивыми породами включает создание фильтра путем закачки в призабойную зону состава в количестве 0,5 порового объема закрепляемой породы, содержащего, мас. %: карбамидную смолу 80,0, хлористый аммоний 1,0-3,0, нитрит натрия 1,0-3,0, воду остальное, продавку одним поровым объемом гидрофобной жидкости, выдержку на реагирование и отверждение в течение суток.

Изобретение относится к тампонирующим составам для проведения ремонтно-изоляционных работ в скважине. Технический результат — повышение изолирующей способности состава для ремонтно-изоляционных работ, продление эффекта от их проведения при одновременном снижении стоимости ремонта и расхода дорогостоящих реагентов. Тампонирующий состав для ремонтно-изоляционных работ в скважине содержит (%): битум природный 23,5-42,4; кремний-органическая жидкость «Силор» 1,8-4,5; мука древесная 0,5-5,0; вода техническая 55,3-67,0.

Целью исследований Т.В. Хисметов, А.М. Бернштейн, М.А. Силин, Л.А. Магадова, д.т.н., Н.Н. Ефимов и др. [5] было создание многокомпозиционного тампонажного материала для ремонтных работ в нефтяных скважинах по ликвидации заколонных перетоков, изоляции подошвенных и межпластовых вод, докреплению изолирующих составов и восстановлению крепи за обсадной колонной, изоляции водоносных горизонтов при бурении скважин растворами на водной и углеводородной основах, а также ликвидации поглощений в процессе бурения скважин. В результате были разработаны: рецептура безводного тампонажного раствора на углеводородной основе (БТРУО) и технология его применения.

Раствор представляет собой суспензию цемента в углеводородной среде с комплексом ПАВ, который регулирует вязкость фильтрационные потери, седиментационную устойчивость, скорость образования цементного камня. В качестве углеводородной составляющей используется дизельное топливо или керосин, возможно также применение маловязких нефтей после соответствующей лабораторной проверки. Пластическая вязкость раствора не превышает 50 мПа·с при плотности суспензии до 1900 кг/м³ и 90 мПа·с при плотности 2050 кг/м³. Раствор обеспечивает получение прочного, низкопроницаемого для воды цементного камня (прочность на сжатие не менее 10 МПа, проницаемость не выше 0,00001 мкм² при перепаде давле-

ния 10 МПа) за 24 ч в температурном интервале 20-200 °С.

Прочность цементного камня при затвердевании раствора превосходит прочность цементного камня, полученного из обычного тампонажного раствора на водной основе или нефцецементного раствора, за счет увеличенной дисперсности и уменьшенного углеводородоцементного соотношения. Комплекс ПАВ, применяемый для приготовления раствора, позволяет использовать широко применяемые при строительстве и ремонте скважин марки тампонажного цемента: G, ПТЦ-50, ПТЦ-100.

При нагнетании композиционного раствора в обводненный коллектор углеводородная составляющая замещается пластовой водой, и раствор превращается в высокопрочный и малопроницаемый цементный камень. В нефтенасыщенных зонах коллектора без контакта с водой композиционный раствор не схватывается, легко вымывается при освоении скважины, что обеспечивает селективную изоляцию водонасыщенных зон пласта. Присутствующий в растворе комплекс ПАВ, гидрофобизируя частички цемента, снижает вязкость раствора, повышает дисперсность частичек цемента и седиментационную устойчивость суспензии, снижает фильтрационные потери, что позволяет ввести дополнительное количество тампонажного раствора в пласт. Вследствие селективности раствора перед цементированием под давлением не требуется специального разобщения водоносных и продуктивных пластов с целью защиты нефтяной зоны от «загрязнения» тампонажным раствором.

Апробирование и отработка технологии ремонтно-изоляционных работ с использованием тампонажного раствора на углеводородной основе на объектах Оренбургской и Тюменской областей подтвердили высокие селективные и изоляционные свойства разработанного тампонажного материала.

В работе [6] Е. Ф. Кудиной, Г. Г. Печерским, В. М. Шаповаловым рассмотрены распространенные материалы и технологии, применяемые при проведении ремонтно-изоляционных работ. Показано, что наиболее перспективным путем создания новых тампонажных водоизолирующих технологий и материалов является модифицирование растворов щелочных силикатов органическими реагентами.

Качество крепления скважин месторождений может быть значительно повышено путем применения безусадочных (расширяющихся) тампонажных материалов и технологии цементирования, обеспечивающей полное замещение бурового раствора тампонажным седиментационно устойчивым раствором с пониженной водоотдачей. В тампонажный раствор вводятся: 2,5 % от массы цемента расширяющаяся добавка на основе негашеной извести, 0,2 % от массы понизитель водоотдачи - поливиниловый спирт и 3 % от массы ускоритель схватывания - хлорида кальция (CaCl_2). Это седиментационно-устойчивый тампонажный материал изготавливается на заводах компании ООО «УПСК» с использованием цемента ООО «ВяжущееСервис» (г. Москва), он прошел промышленную апробацию на сваях Сармановской, Алкеевской и Кармалинской площадей ОАО «Татнефть».

В работе [7] В. Н. Хлебников, В. А. Винокуров, Ю. Ф. Гущина, С. В. Антонов, в лабораторных условиях экспериментально установлено, что использование гидрофобизатора композиции «гидрофобизатор (нефтенол АБР) + легколетучий растворитель (петролейный эфир)» для водоизоляции в ПЗП газовых скважин позволит уменьшить водонасыщенность пористых сред. Композиция проявляет селективность при закачивании и поступает в основном в водонасыщенные пористые среды. Следует заметить, что при проведении экспериментов водонасыщенная пористая модель продувалась сжатым воздухом перепадом давления 0,05 МПа, значительно отличающегося от реального пластового давления.

Таким образом, борьба с обводнением добывающих скважин на средней и поздней стадиях разработки нефтяных месторождений является одной из главных задач отрасли. Основным недостатком всех водоизоляционных способов является недостаточная селективность воздействия, так как рабочие агенты, проникая в призабойную зону, снижают проницаемость не только водопроводящих каналов, но и продуктивного пласта.

Химические реагенты после затвердевания в среде пластовой воды или кислой среде (кислотными растворами) образуют непрочные пространственные непроницаемые сетки в виде геля, осадков, отмечена непродолжительность их эффекта в пластовых условиях. Имеющиеся методы и средства не в полной мере предотвращают обводненность добывающих скважин и на многих месторождениях Казахстана обводненность добываемой нефти очень высокая, достигает в среднем до 80-85 %.

Выводы

1. Несмотря на широкий набор существующих технологических приемов обработки добывающих скважин и используемых реагентов, пока нельзя говорить о создании оптимального комплекса технологий, обеспечивающего уверенное решение задачи ограничения водопритока. Это связано и с многообразием причин обводнения скважин, требующих специальных технологий в каждом конкретном случае, и со сложностями закрепления реагентов в пласте для предупреждения их вымывания, и необходимостью соблюдения принципа селективного воздействия, для исключения отрицательного воздействия на фильтрационные характеристики призабойной зоны пласта.

2. Указанные обстоятельства вызывают необходимость дальнейшей интенсификации научно-исследовательских работ в области ограничения водопритока и капитального ремонта скважин, создания более эффективных методов увеличения нефтеотдачи. Необходимым элементом при проведении мероприятий по созданию более совершенной технологий ограничения водопритока является точное определение причин и источников обводнения скважин.

3. Существующий арсенал геофизических и гидродинамических научных исследований и промысловых данных дает возможность получения

достаточно адекватной картины процессов, происходящих в призабойной зоне пласта.

Литература

1. Ремизов В. В. Анализ динамики обводнения скважин // Газовая промышленность. - 1995. - №12. - С. 48-50.
2. Лысенков Е. А., Аносов Э. В. Предупреждение раннего обводнения скважин // Нефтяное хозяйство. - 2004. - №1. - С. 61-63.
3. Горбунов А. Т., Рогова Т. С., Старковский А. В. Исследование физико-химических и изолирующих свойств силикатно-полимерных гелей и их применение для изменения фильтрационных потоков флюидов в нагнетательных и добывающих скважинах. В кн. Исследованиях новых технологий воздействия на нефтяные пласты// Тр. ин-та / ВНИИнефть.-2001.-Вып. 125.-С. 33-45.
4. Способ ограничения водопритока в скважине: Пат. 2355870 Россия, МПК Е 21 В 33/138 (2006.01). ОАО Татнефть, Кадыров Рамзис Рахимович, Андреев Владимир Александрович, Сахапова Альфия Камилевна, Бадыкгаин Дамир Бариевич, Табашников Роман Алексеевич. JV° 2001Щ831/03; Заявл. 03.12.2007; Оpubл. 20.05.2009. Рус.
5. Хисметов Т. В., Бернштейн А. М., Силин М. А., Магадова Л. А., Ефимов Н. Н. Ремонтно-изоляционные работы в нефтяных скважинах с использованием тампонажных растворов на углеводородной основе// Нефтяное хозяйство, - 2009. -№6. -С. 50-53.
6. Гелеобразующие технологии и материалы водоизоляционного назначения для нефтедобывающей промышленности (обзор). Кудина Е. Ф., Печерский Г. Г., Шаповалов В. М. («Ин-т механики металлополимерных систем» г. Гомель, Белоруссия). Матер., технол., инструм. -2010. 15, -№4, С. 62-74. Библ. 105. Рус.
7. В. Н. Хлебников, В. А. Винокуров, Ю. Ф. Гушина, С. В. Антонов. Исследование составов для селективной водоизоляции в газовых скважинах// Технология нефти и газа. - 2010. -№ 3. -С. 54-59.

Мамельбаев Б. К.

МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ОБРАЗОВАНИЯ ГАЗОГИДРАТНЫХ ПРОБОК В МАГИСТРАЛЬНЫХ ТРУБОПРОВОДАХ

Тасымалдау желісін тиімді пайдалану жөнінде көп мәселелер туындайды, сондықтан да ағынның қарқыны төмендейді, бұның басты себебі құбырлардың ішкі қабырғаларында газгидраттарынан құралатын қақтарға тікелей байланысты екені анықталды.

Установлено, что при эксплуатации транспортных магистралей возникают проблемы уменьшения скорости потока, связанного с образованием газогидратных пробок.

There are a lot of problems with reducing the flow rate when the transport pipelines is operating, which associated with formation gas hydrate block.

Известно, что при эксплуатации протяженных транспортных магистралей, доставляющих природный газ к потребителям, возникают проблемы уменьшения скорости потока в связи с образованием газогидратных пробок на определенных участках трубопровода. Этот экспериментальный факт требует глубокого рассмотрения, так как приводимые в литературе способы физического моделирования процессов гидратообразования в природных условиях предусматривают наличие высоких давлений и низких температур [1].

Для постановки задачи физико-химического моделирования процессов, связанных с образованием газогидратных пробок при транспортировке природного газа на большие расстояния, факторный анализ проводим с учетом следующих эксплуатационных параметров транспортирования:

перепад температур в пределах местных климатических условий заданной широты;

химический состав материалов трубопровода и транспортируемого газа;

физические особенности формирования стоячих и бегущих волн в местах перегиба магистрального газопровода;

разнообразия агрегатных состояний транспортируемого газового потока (твердое, жидкое, газообразное).

С учетом вышеуказанного была составлена матрица факторного анализа процессов накопления и разрядки напряжений внутри трубопровода для тех агрегатных состояний транспортируемого газа, так как газовая пробка состоит из смеси частиц, минералов, воды и газа [2].

В таблице представлены измеряемые параметры, характерные для каждого процесса отклика газообразной среды на внешнее воздействие.

Таблица – Матрица факторного анализа для процессов гидратообразования в магистральных газопроводах

Агрегатное состояние	Газообразное	Жидкое	Твердое
Молекулярное	Разность молярных теплоемкостей	Диффузия	Контактная разность потенциалов
Газостатический	Разность парциальных давлений	Проводимость	Поляризация
Газодинамический	Градиенты термодинамического равновесия	Влажность	Концентрация

По отдельности каждый параметр слабо влияет на термодинамические свойства системы; но в случае резонансных совпадений в движущимся с определенной скоростью потоке газа могут возникать локальные неоднородности, сопровождающиеся завихрениями, появлением локальных противотоков и т.п. [3]

Ниже показаны расчетные зависимости, позволяющие оценить проявление каждой ячейки матрицы на свойства системы для молекулярного, газостатического и газодинамического уровней.

Так для газообразного состояния большое значение имеет процесс теплообмена, в котором количество теплоты Q , необходимой для изменения температуры, зависит от теплоемкости C . Для практических расчетов используют понятие удельной теплоемкости, которую определяют из соотношения [4]:

$$C = \lim \left(\frac{\Delta Q}{\Delta T} \right) / m, \quad (1)$$

где ΔQ – теплота, необходимая для изменения температуры на ΔT тела массой m .

Молярная теплоемкость C_M характеризует теплоемкость тела, которое содержит 1 моль вещества:

$$C_M = C * M, \quad (2)$$

где M – молярная масса, равная массе такого тела, которое содержит 1 моль вещества.

А разность молярных теплоемкостей зависит от химического состава, транспортируемых газов и определяются из соотношения:

$$C_p - C_v = R, \quad (3)$$

где R – молярная газовая постоянная, равная работе одного моля идеального газа при нагревании на 1 градус (при постоянном давлении C_p).

Парциальное давление P определяется по закону Дальтона и для смеси химически не взаимодействующих газов оно равно сумме парциальных давлений P :

$$P = \sum_i P_i. \quad (4)$$

В состоянии термодинамического равновесия внутренние параметры системы являются функциями внешних параметров и температуры, то есть составляются так называемые уравнения состояния. Уравнение состояния либо берется из опыта, либо выводится теоретически в рамках статического подхода. Примером уравнения состояния, определяемого из опыта, является уравнение Менделеева-Клапейрона, справедливое в некоторых интервалах значений параметров конкретного газа. Для одного моля газа оно имеет вид:

$$PV_M = RT, \quad (5)$$

Ввиду аддитивности объема $V = V_M * m/M$, для произвольного количества газа можно записать:

$$PV = \frac{m}{M} RT \text{ или } PV = \nu RT, \quad (6)$$

Здесь m – масса газа, $R = 8,314510 \text{ Дж}/(\text{моль} \cdot \text{K})$ – универсальная газовая постоянная.

Уравнение Менделеева-Клапейрона содержит в себе все найденные на опыте газовые законы.

Каждый из этих процессов имеет свои разработанные физические и математические модели для описания их поведения в реальной системе.

Однако существенно возрастает сложность модельных представлений для определения количественных параметров соответствующих этим агрегатным состояниям процессов, так как зависимость их отклика имеет несколько причин (координат), подлежащих анализу. В представленной матрице систематизированы известные процессы, информация о которых содержится в разных разделах современной науки.

Наша задача сводится к поиску общих закономерностей, связывающих разнородные процессы в пределах поведения целостной системы, имеющей несколько уровней рассмотрения. На примере экспериментальных выводов, полученных в ходе внешних воздействий можно отметить появление

семейства экспоненциальных кривых одинакового вида для всех разделов физической химии, теории деформирования и других наук. Это так называемые логистические (сигмовидные) зависимости, характеризующие процессы насыщения энергией и переход в соседнее состояние [5].

Теоретический аспект решения этой проблемы дает возможность прогнозировать причину и следствия с количественной оценкой их мощности и взаимовлияния, как на микроскопическом, так и в глобальном (макроскопическом) масштабах. Разработаны способы управления для изменения напряженного состояния путем воздействия на границы раздела фаз разных уровней рассмотрения. Вид равновесия может изменяться под влиянием температуры, давления, концентрации, скорости, распространения звука, электрических и магнитных полей. Возникающая необходимость поиска общей закономерности, связывающая все возможные виды равновесия с причинами их обуславливающими, решена в Ленинградском физико-техническом институте. Предложено уравнение, левая часть которого дает представление о концентрации частиц в возбужденном и невозбужденном состояниях, а в правой части уравнения отражены причинные связи, приводящие к новому виду равновесия.

Это соотношение, устанавливающее связь энергии, необходимой для перехода в новое состояние многочастичной системы, при изменении доли частиц в возбужденном состоянии от η (левая часть уравнения) с энергией затрачиваемой источником при изменении его меры воздействия на систему от D_1 до D (в качестве D могут выступать температура, магнитное поле, давление, скорость и т.д.):

$$\ln \frac{\eta}{1-\eta} - \ln \frac{\eta_1}{1-\eta_1} = \varepsilon_i \left(\frac{D-D_1}{D_1} \right) \quad (7)$$

где ε_i - изменяющийся параметр, имеющий значения 1, 10, 100, 1000 в зависимости от вида взаимодействия в системе; $\eta = 1/2; 1; 3/2$ - экспериментально наблюдаемые значения показателя степени.

Получаемые экспериментальные результаты по изучению спектральных параметров отклика на внешнее воздействие в парах трения, при анализе механохимически активированных минералов, водосодержащих и газовых композиций показали достаточную сходимость получаемых данных с выбранным теоретическим соотношением.

Литература

1. Basniev K.S., Kulchitsky V.V. New method of development of Gas Hydrate Fields: Problems and perspectives // 22-nd Worlds Gas Conference, Tokyo, 2003.
2. Воробьев А.Е., Чекушина Е.В. и др. Приборное оснащение и методическое сопровождение исследований газогидратов и их залежей. – Алматы, ИГД, 2010 г., 52 с.
3. Воробьев А.Е. и др. Геотермические особенности акваторий в образовании и разрушении газогидратных залежей. – Алматы, ИГД, 2011 г., 135 с.

4. Яворский Б.М., Детлаф А.Л. Справочник по физике – Москва, 1974 г., 830 с.
5. Смирнов А.П., Смирнов В.П. Реальный фазовый переход и специфические свойства реальной системы // Физика фазовых переходов, Рига, ЛГУ им. Стучки, 1980 г., с. 24-42.

Джексенбаев Е.К., Айдаров Д.К.

АНАЛИТИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СКОРОСТИ КОРРОЗИИ ТРУБ НЕФТЕГАЗОПРОВОДОВ НА БЕЗОПАС- НОСТЬ ИХ ЭКСПЛУАТАЦИИ

Макалада құбырларды жобалауда уақытқа байланысты металдағы жұмыстық кернеулер мен бұзылу қауіптілігін арттырушы факторлармен қатар, осы кернеулерді төмендететін факторларды да ескеру қажет екені көрсетілген.

В статье показано, что при проектировании трубопроводов необходимо учитывать как факторы, повышающие с течением времени рабочие напряжения в металле и опасность разрушения, так и факторы, понижающие эти напряжения.

In article it is shown that at designing of pipelines it is necessary to consider as the factors raising eventually working strenuous in metal and danger of destruction, and the factors lowering these strenuous.

Независимо от условий работы и конструктивных особенностей трубопроводов, а также других металлических изделий, за основу расчета на прочность в большинстве случаев принимаются, некоторые предельные напряжения $\sigma_{\bar{p}}$ и коэффициент запаса $\bar{n}$. В общем случае условие прочности записывается в следующем виде [1]:

$$\sigma \leq [\sigma] = \sigma_{\bar{p}} / \bar{n} \quad (1)$$

где $\bar{\sigma}$ - параметр, характеризующий напряженное состояние в наиболее опасном сечении конструкции;

$[\sigma]$ - допускаемое значение параметра $\bar{\sigma}$.

Параметр $\bar{\sigma}$ определяется на основе теории сопротивления материалов и упругости с использованием одной из классических теорий прочности. Он включает компоненты тензора напряженного состояния, которые зависят от геометрических параметров конструкции, характера и величины внешних силовых нагрузок и упругих характеристик металла. В результате использования условия прочности (1) обычно определяется допускаемое значение какого-либо характерного геометрического параметра конструкции в зависимости от заданных силовых нагрузок, упругих характеристик металла и других геометрических размеров [2].

За предельное напряжение принимается одно из значений напряжений или определенное сочетание компонентов напряженного состояния, при котором возможно наступление текучести, разрушение или нарушение первоначальной формы. Например, при расчете конструкций, работающих при

статическом растяжении, за предельное напряжение принимается предел текучести σ_T или временное сопротивление металла σ_B . При этом коэффициенты запаса прочности по пределу текучести и временному сопротивлению разные и обозначаются соответственно n_T и n_B . В случае работы конструкции при повышенных температурах за предельное напряжение берется предел длительной прочности или ползучести. При действии на деталь сжимающих напряжений проводят дополнительную проверку на устойчивость формы. В последнем случае за предельное принимается некоторое критическое напряжение, определяющее устойчивость формы конструкции. Если конструкция имеет первоначальные несовершенства металла (например, трещины), то предельные напряжения устанавливаются на основе критериев разрушения (критической интенсивности напряжений K_c или K_{Ic} , критического раскрытия трещин δ_c и др.) [2-4].

Рассмотрим пример определения расчетной толщины толстостенной трубы, нагруженной внутренним давлением p_B .

В толстостенной трубе по граням элемента, образованного двумя радиальными плоскостями, действуют нормальные напряжения в окружном (σ_θ), радиальном (σ_r) и осевом (σ_z) направлениях, которые определяются по формулам:

$$\sigma_\theta = \frac{p_B r_B^2}{r_H^2 - r_B^2} \left(1 + \frac{r_H^2}{r^2} \right); \quad (2)$$

$$\sigma_r = \frac{p_B r_B^2}{r_H^2 - r_B^2} \left(1 - \frac{r_H^2}{r^2} \right); \quad (3)$$

$$\sigma_z = p_B r_B^2 / (r_H^2 - r_B^2), \quad (4)$$

где r_B и r_H - внутренний и наружный радиусы трубы $r_B < r < r_H$.

За предельное напряжение принимается предел текучести металла (σ_T). Параметр $\bar{\sigma}$ согласно первой теории прочности (наибольших нормальных напряжений) равен окружному напряжению σ_θ . На основании формулы (3) и условия (2) можно получить допускаемое значение толщины трубы:

$$S_{np} = r_B \left(\sqrt{\frac{[\bar{\sigma}] + p_B}{[\bar{\sigma}] - p_B}} - 1 \right) \quad (5)$$

Для большинства трубопроводов величина упругих деформаций не играет существенной роли в их функционировании, поэтому расчет толщины стенки по второй теории прочности опускаем.

Согласно третьей теории прочности (наибольших касательных напряжений) $\bar{\sigma} = \sigma_{\theta} - \sigma_z$ Тогда:

$$S_{np} = r_B \left(\sqrt{\frac{[\sigma]}{[\sigma]} - 2p_B} - 1 \right) \quad (6)$$

И, наконец, по четвертой (энергетической) теории прочности:

$$\bar{\sigma} = \sqrt{\frac{1}{2} [(\sigma_{\theta} - \sigma_r)^2 + (\sigma_{\theta} - \sigma_z)^2 + (\sigma_r - \sigma_z)^2]}; \quad (7)$$

$$S_{np} = r_B \left(\sqrt{\frac{[\sigma]}{[\sigma]} - \sqrt{3}p_B} \right) \quad (8)$$

Поскольку тонкостенные трубы испытывают плоское напряженное состояние вследствие небольших радиальных напряжений, то по первой и третьей теориям прочности получаются одинаковые результаты:

$$S_{np} = p_B D_H / (2[\sigma] + p_B), \quad (9)$$

где D_H - наружный диаметр трубы.

Исходя из четвертой теории прочности допускаемая толщина стенки тонкостенной трубы (с донushками):

$$S_{np} = p_B D_H / (2,3[\sigma] - p_B) \quad (10)$$

При сопоставлении формул (8) и (10) можно видеть, что толщина стенки, определенная по первой теории прочности, больше толщины стенки, определенной по четвертой теории прочности. Во многих случаях толщину стенки труб рассчитывают по формуле (10), так как она обеспечивает больший запас прочности труб. Наличие сварных швов учитывается путем умножения допускаемого напряжения $[\sigma]$ на коэффициент прочности сварного шва ϕ .

Коррозионное воздействие сред (равномерный коррозионный износ) учитывается введением так называемой прибавки на коррозию (или запаса на коррозионный износ) C . Расчетная толщина, стенок труб:

$$S_0 = S_{np} + C \quad (11)$$

Параметр C определяется как произведение нормативного срока службы трубопровода t_n на скорость коррозии металла v_0 в данной среде:

$$C = v_0 t_n. \quad (12)$$

Например, канадским стандартом Z184 на газопроводах предусматривается прибавка на толщину стенок труб не менее 2мм, если не обеспечивается достаточная защита от внутренней коррозии. Такой подход к учету агрессивности среды сравнительно прост и принципиально верен, но не лишен и недостатков. Прибавка на коррозию устанавливается преимущественно по данным о коррозионной стойкости металлов, полученных на образцах (свидетелях) без приложения нагрузки. Кроме того, такой подход базируется на предположении постоянства скорости коррозии во времени, что не соответствует реальным условиям эксплуатации труб, при которых динамика напряженного состояния трубопроводов зависит от изменения как силовых нагрузок, так и толщины стенок вследствие их коррозионного износа. В свою очередь, изменение механических напряжений в стенке вызывает изменения скорости коррозионного износа, т.е. происходит механохимический эффект (МХЭ). Если не учитывать реальную динамику этих взаимосвязанных процессов при определении толщины стенки, то это может привести к снижению запаса толщины на коррозионный износ или, наоборот, к неоправданному ее завышению и перерасходу металла.

Таким образом, при проектировании трубопроводов необходимо учитывать как факторы, повышающие с течением времени рабочие напряжения в металле и опасность разрушения, так и факторы, понижающие эти напряжения. В первом случае - это обычно уменьшение толщины стенки вследствие общей наружной и внутренней коррозии при постоянном рабочем давлении, во втором случае - понижение рабочего давления вследствие истощения продуктивного пласта, а иногда искусственное ограничение рабочего давления при установке регулирующей и предохранительной арматуры.

В период освоения Оренбургского месторождения отсутствовали опыт эксплуатации металла труб и защитные средства: забойный клапан-отсекатель, автоматически отключаемая задвижка на фонтанной арматуре с разрывной диафрагмой на входном патрубке. Сохранению окружающей среды в этом районе придавалось особое значение. В связи с этим за расчетное давление при определении толщины стенки внутрипромысловых газопроводов (шлейфов) принималось статическое давление на устьях скважин. Однако повышение давления в газопроводах до статического возможно лишь в аварийных ситуациях и только в первый период эксплуатации месторождения (при условии полного отказа всех защитных приспособлений, указанных выше).

Как показывает опыт эксплуатации, такого явления может и не быть на практике, так как в защитных средствах применена независимая система срабатывания, тем более на срабатывание разрывной диафрагмы не влия-

ют никакие параметры, кроме превышения давления.

Поскольку одним из основных факторов, определяющих внутреннее напряжение в металле труб, является величина рабочего давления, представляет значительный интерес анализ изменения технологических режимов эксплуатации внутрипромысловых газопроводов в процессе разработки месторождения и их влияние на динамику напряженного состояния и долговечность труб.

Следует также отметить, что вследствие пульсации газового потока возникает вибрация устьевого оборудования. При разработке сероводородсодержащих месторождений своевременному устранению вибрации необходимо уделять особое внимание, так как возникающие при вибрации динамические напряжения способствуют интенсифицированию разрушения по механизму коррозионной усталости.

Литература

1. Р.С. Зайнуллин, А.Г. Гумеров. Повышение ресурса нефтепроводов. - М: Недра, 2000. - 494с., ил.
2. Черняев К.В., Васин Е.С. Применение прочностных расчетов для оценки на основе внутритрубной дефектоскопии технического состояния магистральных трубопроводов с дефектами // Трубопроводный транспорт нефти. - М.: ТрансПресс, 1996. - N 1.
3. А.Г. Гумеров, К.М. Ямалеев, Г.В. Журавлев, Ф.И. Бадиков. Трещиностойкость металла труб нефтепроводов. - М.:ООО «Недра-Бизнесцентр», 2001. – 231с.: ил.
4. А.Н. Нысангалиев. Расчет трубопроводов на прочность и устойчивость с применением программных средств. - Алматы, Гылым. 2001. – 210с.

Ахмеджанов Т.К., Игембаев И.Б.

СПОСОБ РАЗРАБОТКИ ВЫСОКОВЯЗКОЙ, ВЫСОКОПАРАФИНИСТОЙ НЕФТИ, БИТУМОВ И ГАЗОГИДРАТОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ТЕПЛОВОГО МЕТОДА В ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ СКВАЖИНАХ

Мұнайдың жылу шығаратын заттар ретінде жылытатын өте жоғары тұтқыр, парафинды және таушайырлы қасиеттері бар қабаттарының қолдану радиоактивті қалдықтары, көлденең ұңғымақтардағы жерлеуді түрінде осы жұмыста ұсынылады.

В данной работе предлагается использование радиоактивных отходов в качестве теплоносителей, разогревающих пласт с высоковязкими, высокопарафинистыми и битумными свойствами нефти, в виде захоронения в горизонтальных скважинах.

The present work offers to use radioactive waste as heat-carrying medium for heating reservoir containing high-viscosity, paraffin oil and bitumen by way of burial in the horizontal wells.

На сегодняшний день, когда экология требует к себе внимания и полного отношения к природе, одним из эффективных способов теплового воздействия на продуктивный пласт может быть энергия радиоактивных отходов. При надежной технологии захоронения имеется возможность утилизации их энергии, а также может внести экономию финансовых затрат на повышение нефтеотдачи тяжелых нефтей.

Технической задачей предлагаемого способа является обеспечение постоянного прогрева пласта по большой площади с помощью тепловых источников длительного действия, например, отходов атомной промышленности, укомплектованных под пластом высоковязкой и высокопарафинистой нефти или битумом, а также газогидратов [1].

Решение предлагаемой технической задачи достигается тем, что под углеводородный пласт прокладываются горизонтально пробуренные скважины, с размещением в них отходов атомной промышленности (являющихся источником тепла), которые помещены в специальные не подвергающиеся разрушению контейнеры. Количество устанавливаемых контейнеров определяется, исходя из активности отходов и теплофизических свойств горных пород пласта и его подошвы.

Данный способ разработки месторождений позволяет воздействовать на углеводородные пласты длительно действующим источником тепла и одновременно способствует утилизации и захоронению отходов атомной промышленности.

В истории нефтегазового дела также известен способ повышения не-

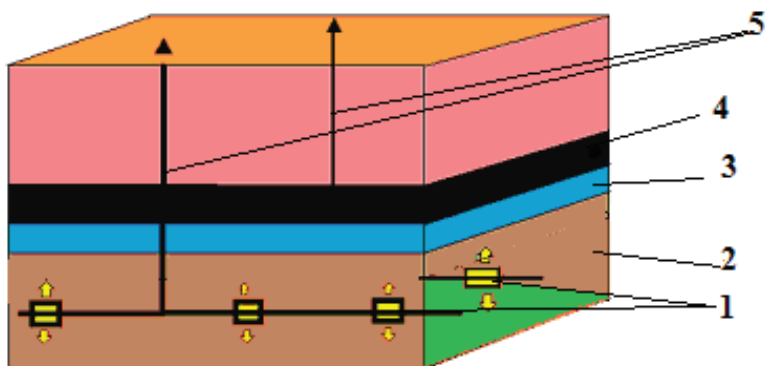
фтеотдачи месторождения [2] в котором предлагается термогазовое воздействие на пласт посредством последовательного закачивания в пласт кислородосодержащего газа и воды, отличающееся тем, что при его использовании на месторождениях с пластовой температурой 90–200 °С после закачивания кислородосодержащего газа и перед закачиванием воды закачивают в пласт раствор бикарбоната натрия или калия или их смеси. Недостатком этого способа является ограниченность температурного интервала его применения (90–200 °С), а также уменьшение, температуры в процессе добычи, и зависимость эффективности процесса от проницаемости пласта. Кроме того, тепловое воздействие этим способом ограничено во времени, что не дает требуемого эффекта.

Наиболее близким по технической сущности является способ добычи высоковязкой нефти, при котором закачиваемая в пласт вода и добываемая нефть подогревается в стволе скважины в результате распада радиоактивных элементов. При этом в скважину на насосно-компрессорных трубах, спускаются несколько небольших реакторов, которые имеют вид цилиндров с внутренним диаметром, обеспечивающим необходимый расход жидкости, а подогрев жидкости регулируется путем введения кадмиевого сердечника на штангах, который обеспечивает замедление быстрых нейтронов [3]. Недостатком данного способа являются большие затраты на радиоактивные элементы и кадмиевый сердечник, а также невозможность его использования при разработке нефтебитуминозных пород и газогидратов.

Технической задачей предполагаемого способа является увеличения нефти - и газоотдачи путем обеспечение постоянного прогрева пласта углеводородов высоковязкой нефти на большой площади с помощью тепловых источников длительного действия, например, отходов атомной промышленности, захороненных под нефтяным пластом.

Решение предлагаемой технической задачи достигается тем, что под нефтяной пласт проводятся горизонтальные скважины, с размещением в них контейнеров с отходами атомной промышленности (выделяющих тепло), которые помещены в контейнеры, не подвергающиеся разрушению (1) рисунок.

При достижении температуры в пласте до требуемого значения разработку пласта осуществляют обычным способом с применением в нем вертикальных или горизонтальных скважин. Предлагаемый способ разработки месторождений позволяет воздействовать на пласты длительно действующим источником тепла и одновременно способствует утилизации и захоронению отходов атомной промышленности



1- захороненные радиоактивные источники тепла, помещенные в контейнеры; 2 - подошвенный пласт; 3 – подошвенная вода; 4 – нефтяной пласт; 5 – скважины.

Рисунок - Схема размещения тепловых носителей в контейнерах, размещенных в столе горизонтальной скважины

Пример осуществления способа. Имеется месторождение углеводородов (высоковязкой, высокопарафинистой нефти, битумов и газогидратов), расположенное на глубине более 500 м. Извлечение углеводородов из этого месторождения затруднено вследствие высоковязкой, высокопарафинистой нефти, битумов и газа. Для уменьшения вязкости нефти и битума, а также перевода газогидратов в газовое состояние требуется тепловая обработка пластов длительно действующим источником тепла. В качестве такого источника тепла используют радиоактивные отходы атомной промышленности. Для этого под пластом углеводородов (высоковязкой, высокопарафинистой нефти битумов и газогидратов) проводят горизонтальную скважину. В этой скважине размещают радиоактивные отходы. Горизонтальную скважину с размещенными в ней радиоактивными отходами закупоривают цементным раствором.

Способ разработки высоковязкой, высокопарафинистой нефти, битумов и газогидратов, включающий бурение горизонтальной скважины, отличающийся тем, что в горизонтальные скважины размещают контейнеры с активными отходами атомной промышленности, выделяющих тепло, а количество устанавливаемых контейнеров определяют исходя из активности отходов и теплофизических свойств углеводородного пласта и горных пород подошвы пласта.

Недостатком данной работы является то, что в течение небольшого от-

резка времени разогрев пласта стабилизируется. Поэтому в данной работе разогрев пласта проводится при переменном источнике тепла, заданного по времени по логарифмическому закону.

Подземное захоронение в форме кубического контейнера находится в горной породе. Контейнеры располагают по коридорной схеме на определенном расстоянии друг от друга.

Требуется определить тепловое воздействие в предположении, что вначале температура пласта равна T_0 , а с момента $t=0$ начинается разогрев пласта через границы источника, находящегося в области $(-h \leq x \leq h, -h \leq y \leq h)$. Причем тепловой поток на всей границе контейнера считается переменной и задается по времени по логарифмическому закону. Ввиду симметричности процесса решение задачи находится в первом квадранте декартовой системы координат.

При вышеуказанном предположении задача сводится к решению уравнения нестационарной теплопроводности:

$$\frac{\partial T}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial x} \left(a \frac{\partial T}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(a \frac{\partial T}{\partial y} \right) \quad (h \leq x \leq L), (h \leq y \leq H) \quad (1)$$

На границах контейнера ставятся условия:

$$-\left(\lambda_0 \frac{\partial T}{\partial y} \right)_{y=h} = q_0 \ln(1+t), \quad -\left(\lambda_0 \frac{\partial T}{\partial x} \right)_{x=h} = q_0 \ln(1+t), \quad (2)$$

На плоскостях симметрии имеют место:

$$\frac{\partial T}{\partial x} = 0: x=0; h \leq y \leq H, \quad x=L; 0 \leq y \leq H \quad (3)$$

$$\frac{\partial T}{\partial y} = 0: y=0; h \leq x \leq L, \quad y=H; 0 \leq x \leq L \quad (4)$$

Для удобства решения систему уравнений (1) – (4) следует переписать в безразмерных переменных. Безразмерные переменные вводятся следующим образом:

$$\bar{x} = \frac{x}{h}, \bar{y} = \frac{y}{h}, \bar{t} = \frac{t}{t_0}, \theta = \frac{T-T_0}{T_0}, \alpha = \frac{a}{a_0}, \quad q(t) = \frac{q_0 h}{\lambda_0 T_0} \ln(1+t_0^* t), \quad \bar{L} = \frac{L}{h}, \bar{H} = \frac{H}{h}$$

где L – длина пласта, a_0 – характерный коэффициент теплопроводности, $t_0 = \frac{h^2}{a_0}$ – характерное время, T_0 – характерная температура, h – размер контейнера, H – высота пласта. Опустив черточки над безразмерными величинами, систему уравнений (1) – (4) можно привести к виду:

$$\frac{\partial \theta}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial x} \left(\alpha \frac{\partial \theta}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(\alpha \frac{\partial \theta}{\partial y} \right) \quad (1 \leq x \leq L), (1 \leq y \leq H) \quad (5)$$

Граничные условия примут вид:

$$-\left(\frac{\partial \theta}{\partial y}\right)_{y=1} = q(t), \quad -\left(\frac{\partial \theta}{\partial x}\right)_{x=1} = q(t) \quad (6)$$

$$\frac{\partial \theta}{\partial x} = 0: x = 0; 1 \leq y \leq H; x = L, 0 \leq y \leq H \quad (7)$$

$$\frac{\partial \theta}{\partial y} = 0: y = 0; 1 \leq x \leq L; y = H, 0 \leq x \leq L \quad (8)$$

Решение уравнения (5)-(8) находится методом покоординатного расщепления, конечно-разностная аппроксимация получена схемой Кранка-Никольсона в контрольном объеме разностной сетки.

Поток тепла от источника начинает нагревать углеводородный пласт и, изотермы иллюстрируют, каким образом происходит перенос тепла в зависимости от режимных параметров для моментов времени $t=40$, $t=80$, $t=120$ и $t=160$ суток от начала процесса. Согласно расчету температура не стабилизируется, а наоборот растет. А это в свою очередь увеличивает коэффициент нефтеотдачи пласта в связи с уменьшением вязкости нефти.

Расчетные данные дают возможность в дальнейшем определить по распределению изотермы влияние соседнего источника и оценить оптимальное значение расстояния между ними [4].

На сегодняшний день большинство нефтяных месторождений Казахстана находятся на IV стадии разработки, т.е. последней стадии. При этом около 50% запасов нефти на этих месторождениях остаются в недрах.

Для этого предлагается создать условия дренирования нефтяной залежи с применением ранее пробуренных скважин, которые добуриваются до пересечения с предварительно созданными полостями, пройденными ниже горизонта залегания нефтяного пласта.

Предлагаемый способ эксплуатации нефтяного месторождения обеспечит увеличение нефтеизвлечения пластов на последней стадии эксплуатации без применения насосных установок, так как будет использован только гравитационный режим эксплуатации. Этот способ может применяться не только на действующих месторождениях, но и на всех ранее отработанных отведенных к разряду законсервированных.

Экономическая востребованность в углеводородах в нашей стране в будущем непременно приведет к применению предлагаемых инновационных решений, так как инвесторы, приходящие из за рубежа, извлекают лишь легкую нефть, добываемую на крупных месторождениях нашего суверенного государства.

Литература

1. Ахмеджанов Т.К., Танирбергенов А.Г., Ибагаров К.О. Расчет распределения температуры в нефтяном пласте при использовании энергии радиоактивных отходов

дов. Материалы международной научно-технической конференции «Инновационные пути развития нефтегазовой отрасли Республики Казахстан» 12-13 декабря 2007 г. стр. 114.

2. Хлебников В.Н. и др. Способ повышения нефтеотдачи месторождения. Патент на изобретение №2277632 от 04.03.2005 г. Б.И. №16 опубликовано 10.06.2006 г., Россия.

3. К. А. Оганов. Основы теплового воздействия на нефтяной пласт, Москва, 1967, с. 19.

4. Патент на изобретение (19)KZ (13) A4 (11) 24391 (51) C21B 43/24 (2009/01) авторы.: Ахмеджанов Т.К., Ибагаров К.О., Ахмеджанова Л.Т., Молдабаева Г.Ж., Нуранбаева Б.М., Джуламанов Т.Д.



ЕРИК КАЗТАЕВИЧ ЕДЫГЕНОВ

19 марта 2012 г. исполнилось 70 лет Ерику Казтаевичу Едыгенову - видному казахстанскому ученому в области электрификации, механизации и автоматизации горного производства, доктору технических наук, академику Академии минеральных ресурсов Республики Казахстан, заведующему отделом геотехники и заведующему лабораторией разрушения и доставки горных пород Института горного дела им. Д. А. Кунаева. Е.К. Едыгенов родился 19 марта 1942 г. в г. Алма-Ате.

После окончания в 1964 г. Ленинградского Ордена Ленина государственного университета им. А.А. Жданова, получив специальность инженер-механик, по направлению отдела подготовки и учета кадров АН КазССР поступает на работу в лабораторию гидромеханизации Института горного дела АН КазССР младшим научным сотрудником. Он принимает активное участие в изыскании и разработке рациональных параметров систем разработки и способов выемки угольных пластов гидравлическим способом и внедрении подэтажной гидроотбойки в условиях шахты 106 «Сараньуголь». При его непосредственном участии создается ряд оригинальных гидроимпульсных устройств для разрушения горных пород.

В 1967-1971 гг. - учеба в очной аспирантуре при ИГД АН КазССР. После ее окончания работает младшим научным сотрудником в лаборатории гидравлических методов исследования и активно включается в работу по созданию новых горных машин и механизмов.

В 1970-1980-е годы в Институте создается новое направление в решении проблем повышения эффективности использования горных машин за счет перевода их на электрический привод, что позволяет не только значительно поднять КПД машин, но также обеспечить экономию энергетических ресурсов и достигнуть огромного социального и экологического эффекта. Е.К. Едыгенов принимает активное участие в исследовании процессов в силовых гидро- и электроимпульсных системах, в разработке и совершенствовании научно-технических принципов создания электрических перфораторов с самонастраивающимся приводом.

В конце 1970-х, в начале 1980-х годов под руководством Е. К. Едыгенова и непосредственном его участии разрабатывается электромагнитное транспортное устройство для межцеховых перевозок готовых деталей взамен электрокаров, использовавшихся на станкостроительном заводе для перевозки готовых деталей к токарным станкам, затраты на эксплуатацию которых являлись существенной составляющей в общих затратах на изготовление станков. Заинтересованность предприятия и активная творческая работа коллектива лаборатории позволили разработать и создать опытно-

промышленную установку электромагнитного контейнерного транспорта за 2 года.

Наряду с экспериментальными и проектными работами Е.К. Едыгенов ведет теоретические исследования. Им впервые аналитически определена зависимость магнитного потока и тягового усилия электромагнитного привода, воздействующего на контейнер с загрузочным окном, от местоположения контейнера в зоне действия привода; установлено влияние толщины стенки контейнера на величину силы тяги электромагнита; обоснован рациональный режим движения контейнера по трассе и в зоне действия магнитного привода; предложена методика расчета распределения магнитных тяговых приводов по трассе; определены путем реализации экономикоматематической модели рациональные значения скорости движения контейнера, его грузоподъемности и область эффективного использования электромагнитного транспорта.

Развивая идею применения электромагнитного транспорта совместно с сотрудниками конструкторского отдела Института им. В.П. Вавилова был разработан технический проект транспортного устройства для условий Ново-Алексеевского карьера нерудных материалов, который был передан в Республиканское промышленное объединение предприятий нерудных строительных материалов.

Разработанная Е. К. Едыгеновым «Методика расчета электромагнитного транспорта и его основных параметров» внедрена во Всесоюзном государственном научно-исследовательском институте асбестовой промышленности Минпромстройматериалов СССР.

Обобщив опыт использования различных видов транспорта, и проведя лабораторные и производственные исследования конвейерного транспорта, Е.К. Едыгенов подготовил и успешно защитил в 1983 г. кандидатскую диссертацию на тему: «Обоснование рациональных параметров и разработка основных узлов электромагнитного контейнерного транспорта для открытых горных работ».

Выполнение работ по данной тематике привело Е.К. Едыгенова к выводу о возможности создания принципиально нового типа электромагнитного привода с внутренним магнитопроводом, который может быть использован в транспортных системах, машинах ударного действия, тормозных устройствах и т.д. На базе этого привода Е.К. Едыгенов разработал конвейерный поезд для транспортирования горной массы, сконструировал и изготовил экспериментальный образец, на котором исследовал все особенности его работы.

Основательные теоретические проработки и результаты лабораторных исследований, проведенные Е.К. Едыгеновым, позволили получить достоверные исходные параметры для проектирования и изготовления полноразмерного, опытно-промышленного образца эффективного, экологически безопасного конвейерного поезда для транспортирования горной массы на любые расстояния. Его исследования в области создания непрерывно-

го транспорта на базе электромагнитного привода для условий открытой разработки месторождений твердых полезных ископаемых легли в основу докторской диссертации «Основы создания конвейерных поездов с электромагнитным приводом для открытых горных работ», которую он успешно защитил в 2002 г.

Е.К. Едыгенова отличает активная творческая, изобретательская деятельность. Руководя лабораторией «Разрушения и доставки горных пород», он продолжает исследования по совершенствованию горных машин для разрушения горных пород и доставки горной массы, работающих на базе электромагнитных импульсных систем, активно участвует в проведении научных исследований в области разработки технологических процессов непрерывной подземной добычи крепких руд и создания для этой технологии автоматизированного комплекса с дистанционным управлением автоматических манипуляторов, а также в разработке основ прогрессивной технологии открытых горных работ и принципиально новых видов транспорта.

Наряду с совершенствованием конвейерного поезда с электромагнитным приводом Е. К. Едыгенов продолжает работы в области совершенствования бутобоев для горной промышленности и электромагнитного перфоратора большой мощности.

Благодаря его упорству и настойчивости изготовлены 3 опытных образца электромагнитного перфоратора по Гранту АО «Национальный инновационный фонд РК» (2004-2006 гг.). Проведены стендовые испытания опытного образца электромагнитного перфоратора (ЭМП) в результате чего достигнуты проектные показатели его работы.

После получения заключения о безопасности проведения испытаний ЭМП в подземных условиях и разрешения ЧС ВКО на испытания на предприятиях АО «Казцинк» в 2007 г. электромагнитный перфоратор испытан в производственных условиях Риддер-Сокольного рудника АО «Казцинк». Подтверждена работоспособность ЭМП в производственных условиях, при этом скорость бурения была в 1,6 раза выше, чем у пневмоперфоратора аналогичного класса.

С 2012 г. под руководством Е.К. Едыгенова начаты работы по разработке конструкторской документации и изготовлению опытного образца электромагнитной ударной машины с энергией удара до 2 кДж, которые выполняются по гранту АО «Национальный инновационный фонд».

С 1991 г. Е. К. Едыгенов работает ученым секретарем Института горного дела АН КазССР, а в ноябре 1993 г. переводится на должность главного ученого секретаря Национального центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан. В июне 1999 г. Е. К. Едыгенов назначается заместителем директора Института горного дела им. Д.А. Кунаева. На посту заместителя директора им была проделана большая работа по формированию и контролю над выполнением научных программ по фундаментальным и прикладным исследованиям, получению лицензии на послевузовское образование, обеспечению своевременного предоставле-

ния отчетных материалов в вышестоящие организации и др.

В связи с необходимостью усиления работы по созданию и внедрению инновационной техники Едыгенов Е.К. подает заявление с просьбой освободить его от занимаемой должности заместителя директора и с января 2012 г. полностью занимается научной деятельностью, заведя отделом «Геотехника» и лабораторией разрушения и доставки горных пород.

Результаты исследований лаборатории под руководством Е. К. Едыгенова широко освещаются в горно-технической литературе, докладываются на международных (Дели, Анкара, Афины, Москва и др.) и республиканских конференциях, на международных выставках во Франции (г. Париж, ЮНЕСКО) и в Китае (г. Харбин), на которых научное направление по созданию машин для разрушения и доставки горных пород на базе электромагнитного привода получило широкую поддержку.

Е. К. Едыгенов автор монографии, одной брошюры, более 160 научных статей и 35 авторских свидетельств и патентов РК. Подготовил одного кандидата технических наук и одного магистранта.

Он активно участвует в общественной жизни: член Алма-Атинского областного совета ВОИР, председатель первичных организаций ВОИР и НТО цветной металлургии. В течение ряда лет являлся членом Экспертного совета Комитета по контролю в сфере образования и науки МОН РК, председателем аттестационной комиссии и заместителем председателя Ученого совета Института и председателем Секции Ученого совета по горной системологии и геотехнике. Он член редколлегий: сборника трудов Института, научно-аналитического журнала «Горное оборудование и электромеханика» (Москва), «Горного журнала Казахстана». Является председателем ГЭК Горно-металлургического института им. О. А. Байконурова КазНТУ им. К.И. Сатпаева.

Заслуги Е. К. Едыгенова высоко оценены научной общественностью. В 1996 г. избирается членом-корреспондентом, а в 2010 г. действительным членом Академии минеральных ресурсов Республики Казахстан. Он награжден нагрудными знаками МИНТ РК «Кенші даңқы» II и III степени, Почетными грамотами МОН РК, МИНТ РК, НЦ КПМС РК, Акимия Ауэзовского района г. Алматы, Института. Имеет нагрудный знак «Изобретатель СССР».

За значительный вклад в горную науку Казахстана решением Ученого совета Института 27 марта 2007 г. Е. К. Едыгенову присвоено звание «Почетный научный сотрудник Института горного дела им. Д.А. Кунаева».

В день юбилея дирекция и коллектив Института горного дела им. Д.А. Кунаева, коллеги и друзья сердечно поздравили Ерика Казтаевича Едыгенова и пожелали ему прекрасного здоровья, счастья, благополучия и дальнейших творческих успехов.

ЕВГЕНИЙ ИВАНОВИЧ РОГОВ



27 апреля 2012 г. исполняется 75 лет Евгению Ивановичу Рогову, доктору технических наук, профессору, академику Национальной академии наук РК, академику Академии минеральных ресурсов РК, заведующему лабораторией основ теории технологии добычи полезных ископаемых, крупному ученому в области создания адаптивных к внешней среде и горному массиву технологических подсистем горнотехнических комплексов и высоких геотехнологий подземного скважинного выщелачивания металлов.

Е. И. Рогов родился 27 апреля 1937 г. в г. Змеиногорске Алтайского края. Окончил с отличием Казахский горно-металлургический институт в 1959 г., работал на шахте № 86/87 комбината «Карагандауголь» в должности горного мастера, а затем заместителем начальника участка.

В 1961-1964 гг. – учеба в очной аспирантуре Института горного дела АН КазССР, март 1964 г. – защита кандидатской диссертации на тему «Теоретические исследования сложных вентиляционных сетей и их приложение к практике».

1966 – 1971 гг. – ученый секретарь Института. С 1971 г. по 1988 г. – заведующий лабораторией разработки угольных месторождений.

В 1982 г. подготовил и защитил докторскую диссертацию на тему «Научные основы моделирования и оптимизации процессов и подсистем угольной шахты», в 1984 г. присвоено ученое звание – профессор.

Рогов Е.И. за годы работы в Институте прошел путь от очного аспиранта, младшего, старшего научного сотрудника, ученого секретаря, заведующего лабораторией, первого заместителя директора, директора (1988-1999 гг.).

Будучи директором Института Е.И. Рогов в труднейших условиях дефицита средств на научные исследования, развитие материальной базы, особенно компьютерной техники, Е.И. Рогов удалось в основном сохранить научные кадры Института и продолжить исследования в сфере фундаментальных и прикладных горных наук. Много сил и энергии он вложил в пропаганду казахстанской горной науки и укрепление научных связей с учеными-горняками СССР, Московскими школами ученых ИГД им. А.А. Скочинского, ИПКОН АН СССР, Московским горным институтом, академиками АН УССР, учеными АН КиргССР, Сибирского Отделения АН СССР и др.

Одновременно он ведет большую научно-исследовательскую работу в области оптимизации и управления технологическими системами шахт и рудников, математических методов определения оптимальных параметров буро-взрывных работ, установления оптимального бортового содержания металла в руде, оптимизации проектов вентиляции шахт и рудников, а также в области разработки методов оценки и повышения надежности техно-

логических схем в горном деле.

Под его руководством в Институте горного дела сформировано новое научное направление в области теории и методов математического моделирования сложных систем при проектировании и планировании в горном деле. Им созданы школы в области решения проблем математического моделирования сложных технологических систем, к которым относятся горнодобывающие предприятия и их подсистемы, а также школа по принципиально новому направлению – создание адаптивных к внешней среде и породному массиву технологических подсистем горнотехнических комплексов, включая геотехнологию металлов через скважины. С 1999 г. академиком Е.И. Роговым активно развивается школа по геотехнологии металлов способом подземного скважинного выщелачивания.

Достижения научных школ, приоритетность научных направлений и их масштабность признана на различных международных горных конгрессах, конференциях и симпозиумах.

Под научным руководством Рогова Е.И. успешно продолжают исследования в области теории и методов математического моделирования сложных стохастических систем, установления закономерностей проявления вероятности возникновения катастрофических отказов в зависимости от природных и технологических параметров при различных способах ведения горных работ. Им разработаны теоретические положения для вычисления критериев интенсивности адаптации и вытеснения технологических систем горнодобывающего предприятия и математические модели для увеличения срока выживания технологической системы.

В настоящее время проф. Рогов Е.И. руководит лабораторией «Основ теории технологии добычи полезных ископаемых».

Рогов Е.И. активно работает над решением проблем создания геотехнологий нового поколения. Длительный период более 20 лет Е.И. Рогов являлся профессором кафедры «Подземной разработки полезных ископаемых» КазНТУ им. К.И. Сатпаева. Здесь он преподавал следующие дисциплины: геотехнология металлов: подземное скважинное выщелачивание урана, подземная скважинная гидродобыча полезных ископаемых, кучное выщелачивание металлов.

В 2005 г. при его участии вышла в свет фундаментальная монография – учебное пособие «Геотехнология металлов», предназначенная для инженеров, занятых проектированием и эксплуатацией рудников подземного скважинного выщелачивания урана, аспирантов и научных сотрудников, студентов вузов, в которой в доступной форме изложены основные вопросы, связанные с добычей металлов без присутствия людей под землей.

Академик Е.И. Рогов читал лекции по теории математического моделирования больших систем в Бостонском университете (США), Шаньдунском университете (Китай).

Особое внимание наряду с научной работой Е.И. Рогов уделяет подготовке научных кадров высшей квалификации – докторов и кандидатов наук.

Под его научным руководством защищено 23 кандидатских и 12 докторских диссертаций.

Академиком Роговым Е.И. опубликовано более 400 научных работ, в том числе 50 изобретений и 19 монографий. Многие научные статьи Е.И. Рогова опубликованы в зарубежных изданиях на английском, французском, немецком, китайском, болгарском языках. Его научная деятельность оказала влияние на многих ученых-горняков Казахстана и России.

За выдающиеся достижения в области горных наук Е.И. Рогов в 1994 г. избран членом-корреспондентом НАН РК, а в декабре 2003 года - академиком НАН РК. В феврале 1996 г. он избран академиком Академии наук минеральных ресурсов РК. Он является председателем оргкомитета Республики Казахстан Всемирных горных конгрессов (1995 г.).

Наряду с научно-организационной деятельностью Е.И. Рогов принимает активное участие в общественно-политической жизни Казахстана. Он был избран делегатом XVII съезда Компартии Казахстана, многие годы был членом Президиума ВАК РК, членом диссертационных советов (ИГД Сибирского Отделения АН СССР), в Кыргызстане (Институт физики и механики горных пород АН Кирг. ССР), в Казахстане (ИМИИ АН КазССР, ИГД им. Д. А. Кунаева), членом Комитета по присуждению государственных премий в области науки и техники РК, он член редакционных коллегий журналов «Промышленность Казахстана», «Комплексное использование минерального сырья», «Горного журнала Казахстана», «Рудник будущего» РФ и сборника научных трудов Института «Научно-техническое обеспечение горного производства».

Профессор Рогов Е.И. за выдающиеся достижения в области горных наук удостоен звания лауреата Премии имени академика К.И. Сатпаева, награжден орденом РАЕН «За пользу Отечеству им. Татищева В.Н.», знаками России «Шахтерская слава» и «Горняцкая слава» трех степеней, медалью «За доблестный труд. В ознаменование 100-летия со дня рождения В.И. Ленина», почетными грамотами Президиума АН КазССР, Министерства науки РК, Министерства энергетики и минеральных ресурсов РК, Министерства индустрии и торговли РК, Национального центра по комплексной переработке минерального сырья РК.

За большой вклад в горную науку Казахстана и развитие Института 11 апреля 2002 г. решением Ученого совета Е.И. Рогову присвоено звание «Почетный научный сотрудник Института горного дела им. Д.А. Кунаева».

Коллектив Института горного дела им. Д.А. Кунаева, коллеги и ученики сердечно поздравляют Евгения Ивановича Рогова с юбилеем и желают крепкого здоровья, благополучия, творческих успехов и счастья.

МАРЖАН БАЙСАНОВНА НУРПЕИСОВА



25 апреля 2012 г. исполнилось 75 лет доктору технических наук, профессору, академику Академии горных наук России, Академии «Экология» Маржан Байсановне Нурпеисовой.

Закончив с серебряной медалью среднюю школу в Кокшетауской области, поступила на горный факультет Казахского горно-металлургического института, окончила его по специальности «Маркшейдерское дело». В 1970 г. защитила диссертацию на соискание ученой степени кандидата технических наук, в

1995 г. – защитила докторскую диссертацию, с 1996 г. профессор.

М.Б.Нурпеисова всегда с особой теплотой и благодарностью вспоминает своих наставников и коллег, которые в свое время сыграли большую роль в ее становлении как ученого. Это академики АН КазССР А.Ж. Машанов, О.А. Байконуров, Е.А. Букетов, академики АН РФ П.А. Рыжов, М.Е. Певзнер, АН Узбекистана В.Р. Рахимов и другие.

Вся трудовая деятельность проф. Нурпеисовой М.Б. связана с проблемами геомеханики, геодезии, охраны недр. Ею разработаны научные основы прогнозирования параметров процесса сдвига горных пород, внедрены в производство методы прогноза и управления этим процессом.

Проф. Нурпеисова М.Б. внесла значительный вклад в становление и развитие высшего образования для подготовки инженерных кадров по специальности «Маркшейдерское дело», «Геодезия и картография» в Республике Казахстан.

Будучи прекрасным лектором, талантливым педагогом, Маржан Байсановна особое внимание уделяет работе со студентами, магистрантами и докторантами. Все эти годы, не жалея сил и времени, она передает молодежи свои знания и опыт, заражая своим примером самоотверженного служения науке и образованию. Свободное владение казахским и русским языками позволяют Нурпеисовой М.Б. вести на высоком научно-методическом уровне учебные занятия и осуществлять научное руководство аспирантами и магистрантами. Опытный педагог, умелый воспитатель и организатор высшего образования, Маржан Байсановна подготовила более тысячи инженеров, сотни бакалавров, десятки магистров. Ее ученики работают в горнодобывающих и геодезических предприятиях республики и поддерживают с ней тесные связи.

Маржан Байсановна Нурпеисова является автором учебников и учебных пособий на казахском и русском языках. За высокий и плодотворный труд в написании учебников нового поколения она признана «Лучшим автором» и награждена медалью имени Ахмета Байтурсынова.

Благодаря инициативе М. Б. Нурпеисовой и при ее участии при КазНТУ

имени К.И. Сатпаева на базе научного потенциала кафедры «Маркшейдерское дело и геодезия» в 2000 г. был создан диссертационный совет по защите докторских и кандидатских диссертаций, который она возглавляла в 2000-2007 гг. В течение ряда лет Нурпеисова М.Б. была активным членом диссертационного совета при Институте горного дела им. Д. А. Кунаева. В настоящее время она является членом докторских советов ТашГТУ (г. Ташкент) и Кыргызско-Российского Славянского университета (г. Бишкек), членом редколлегии научных журналов.

Под ее научным руководством защищены 10 кандидатских и 2 докторские диссертации. Она автор более 300 научных работ, в том числе 12 авторских свидетельств СССР и патентов РК, 3 монографий, 8 учебников и учебных пособий, 7 республиканских нормативных документов.

Она известна также своей литературной деятельностью, является автором ряда сборников стихов и книг публицистического направления. За активную журналистскую деятельность Нурпеисова М.Б. награждена Грамотой Верховного Совета КазССР.

Профессор Нурпеисова М.Б. за плодотворную учебную, научную и общественную деятельность награждена медалями: «Ветеран труда» (1991г.), «Ерен еңбегі үшін» (2002 г.), удостоена званий «Қазақстан ғылымына еңбек сіңірген қайраткер» (2003 г.), «Жер қойнауының құрметті барлаушысы» (2004 г.), «Лучший преподаватель вуза РК» (2006 г.), лауреат премии имени К.И.Сатпаева «За лучшие научные исследования». В 2007 г. она стала лауреатом премии имени Ш. Есенова Академии минеральных ресурсов РК за совместную работу с учеными ИГД им. Д.А. Кунаева д.т.н., проф. Галиевым С.Ж. и д.т.н., проф. Чабдаровой Ю.И. «Развитие методологического обеспечения геомеханики и геоинформационных технологий в области горного дела».

Научно-педагогическая деятельность Маржан Байсановны составляет важную страницу в истории отечественной науки. К своему юбилею она пришла с достойным искреннего уважения результатами. Яркость и своеобразие природной натуры М.Б.Нурпеисовой, ее эмоциональное и духовное богатство, творческая активность и горячее желание делиться опытом и знаниями являются образцом подражания для поколения молодых ученых и педагогов Казахстана.

Коллектив Института горного дела им. Д.А. Кунаева, ее коллеги сердечно поздравляют Маржан Байсановну Нурпеисову с юбилеем и желают ей крепкого здоровья, благополучия, творческих успехов и счастья.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Абдели Д.Ж.	д.т.н. проф. КБТУ
Абдрахаева М. Н.	магистрант КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Абдугалиева Г.Ю.	д.т.н., доцент, зав. лаб. ИГД НЦ КПМС РК
Айдаров Д.К.	магистрант КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Алишева Ж.Н.	магистр, МНС ИГД НЦ КПМС РК
Амирсеилов Р.Б.	директор центра по подготовке взрывников им. Нуркина
Аралбекова М.А.	к.т.н., зав. кафедрой ЖезУ им. О.А. Байконурова
Ахамбаев Р.С.	студент КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Ахмеджанов Т.К.	д.т.н. проф. КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Багашарова Ж.Т.	к.т.н., зав. УМО ИГД НЦ КПМС РК
Бердинов Б.А.	инженер ПТО ТОО НПП «Интеррин»
Битимбаев М.Ж.	д.т.н., проф., акад. НИА РК, ИГД НЦ КПМС РК
Буктуков Н.С.	д.т.н., проф., директор ИГД НЦ КПМС РК
Гаврилко Р. В.	зав. хим. лаб. ТОО НПП Интеррин»
Джангулова Г.К.	к.т.н., СНС, и.о. зав. отдела ИГД НЦ КПМС РК
Джарлкаганов У.А.	СНС, горный инженер НЦ КПМС РК
Джексенбаев Е.К.	к.т.н., ст. преп. КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Едыгенов Е.К.	д.т.н., зав. отделом ИГД НЦ КПМС РК
Жалгасулы Н.	д.т.н., проф., зав.отделом ИГД НЦ КПМС РК
Жеребко Л.Н.	к.т.н., ВНС ИГД НЦ КПМС РК
Игембаев И.Б.	докторант PhD КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Казбекова Г.К.	к.т.н., доцент АГУ им. К. Жубанова
Каликасов Н.Т.	студент КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Касымканова Х. М.	д.т.н., проф., зав. кафедрой КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Ким В.В.	магистрант КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Койшыгарин А.Т.	магистрант КазГУ им. Аль-Фараби
Кокишева Л.М.	магистр, инженер ИГД НЦ КПМС РК
Кругликов А.П.	к.т.н., проф. КазНТУ им. К.И. Сатпаева

Кругляков С.В.	студент КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Куртмоллаев Р.Э.	инженер-технолог ТОО НПП «Интеррин»
Кушенов А.А.	старший химик-технолог ТОО НПП «Интеррин»
Макешин А.А.	стажер экономист ТОО НПП «Интеррин»
Мамельбаев Б.К.	магистрант ИГД НЦ КПМС РК
Метакса А.С.	соискатель ИГД НЦ КПМС РК
Метакса Г.П.	д.т.н., зав. лаб. ИГД НЦ КПМС РК
Молдабаева Г.Ж.	д.т.н., доцент, ГНС ИГД НЦ КПМС РК
Молдабаева Г.Ж.	к.т.н., доцент КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Мухамбедьяров Е.Т.	соискатель ИГД НЦ КПМС РК
Мухтар Н.М.	магистрант ИГД НЦ КПМС РК
Ольшанский Е.Н.	начальник ПТО ТОО НПП «Интеррин»
Орынгожин Е.С.	д.т.н., доцент, зав. лаб. ИГД НЦ КПМС РК
Орынгожина С.Е.	магистрант КарГТУ
Пайзулаев У.Н.	магистрант ИГД НЦ КПМС РК
Панферов М.В.	МНС ИГД НЦ КПМС РК
Пивоварова Л.М.	НС ИГД НЦ КПМС РК
Тамбиев П.Г.	к.т.н, зам. генерального директора ТОО НПП «ИНТЕРРИН»
Тойбаева Р.Е.	преп. КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Тулбаев К.К.	к.т.н., зав. лаб. ИГД НЦ КПМС РК
Франк А.Э.	инженер-технолог ТОО НПП «ИНТЕРРИН»
Хакимжанов Т.Е.	д.т.н., проф. ГНС ИГД НЦ КПМС РК
Черманова Г.Б.	к.х.н., и.о. ученого секретаря ИГД НЦ КПМС РК
Черний Г.М.	к.х.н., ВНС ИГД НЦ КПМС РК
Шамганова Л.С.	д.т.н., зам. директора по науке ИГД НЦ КПМС РК

СОДЕРЖАНИЕ

1. Буктуков Н.С., Шамганова Л.С., Черманова Г.Б. Институт горного дела и горный инженер Динмухамед Кунаев (К 100-летию со дня рождения Д. А. Кунаева).....	5
2. Жеребко Л.Н., Джангулова Г.К., Пивоварова Л.М. Способ подготовки и отработки мощных рудных тел с высокой структурной нарушенностью	16
3. Тулебаев К.К., Алишева Ж.Н., Кокишева Л.М. Перспективы создания геоинформационных систем для решения геомеханических задач	23
4. Касымканова Х.М., Тойбаева Р.Е., Абдрахаева М. Н. GPS–ғарыштықтехнологияларын геодезияда пайдалану.....	27
5. Койшыгарин А.Т. Тау-кен өнеркәсібіндегі жер бетін бақылауға бағытталған геодезиялық жұмыстар.....	32
6. Хакимжанов Т.Е., Абдугалиева Г.Ю. Определение метаносности угольных пластов Карагандинского бассейна на глубинах ниже 400 м.	40
7. Хакимжанов Т.Е., Абдугалиева Г.Ю. Способ управления газовыделением из подработанного газонасыщенного массива горных пород налегающей толщи.....	44
8. Ольшанский Е. Н., Бердинов Б.А., Макешин А.А. Стабилизация состава гранулированных ВВ, предназначенных для пнев- мозаряжания	49
9. Тамбиев П.Г. Франк А.Э. Физические основы устойчивых эмульсий для взрывчатых веществ	58
10. Тамбиев П. Г., Гаврилко Р.В. Эмульсии в производстве взрывчатых веществ	63
11. Кушенов А.А, Тамбиев П.Г., Франк А., Гаврилко Р., Амирсеилов Р. Изготовление водо-масляной эмульсии с использованием гидродинамического преобразователя... ..	69

12. Куртмоллаев Р.Э., Тамбиев П.Г., Гаврилко Р.В., Франк А. Э. Промышленные взрывчатые вещества местного приготовления в России и Казахстане	78
13. Тамбиев П.Г. Методика оценки эффективности вариантов наземного и подземного размещения мини-заводов по изготовлению взрывчатых веществ	83
14. Битимбаев М.Ж., Орынгожин Е.С., Молдабаева Г.Ж., Орынгожина С.Е., Молдабаева Г.Ж. Метод скважинной гидродобычи золотосодержащих россыпных руд	93
15. Багашарова Ж.Т. Теоретическое определение параметра f –жидкого к твердому при подземном скважинном выщелачивании урана	98
16. Багашарова Ж.Т. Теоретическое обоснование расхода кислоты при ПСВ урана из продуктивных горизонтов, не имеющих водоупоров	104
17. Жалгасулы Н., Черний Г.М., Аралбекова М.А., Казбекова Г.К. Перспективы использования полимерных композиций в горнодобывающей отрасли.....	108
18. Битимбаев М.Ж., Тамбиев П.Г. Термодинамический анализ процессов разложения сульфидных минералов серной кислотой	115
19. Ким В. В. Сорбционный способ реабилитации подземных вод	120
20. Едыгенов Е.К., Панферов М.В. Экспериментальное исследование процесса теплопередачи в электромагнитном приводе	124
21. Кругликов А.П., Каликасов Н.Т., Ахамбаев Р.С., Кругляков С.В. Ветроэнергетическая установка для регионов со сложными условиями преобразования ветровой энергии	128
22. Метакса Г.П., Метакса А.С. Перспективы развития горнодобывающей отрасли в 21 веке.....	133

23. Мухамбедьяров Е.Т., Метакса Г.П.

Исследования результатов обработки минералов
в поперечных полях разной природы.....136

24. Джарлкаганов У. А.

Планирование развития производственно-транспортной системы в карье-
ре142

25. Ахмеджанов Т.К., Абдели Д.Ж., Пайзулаев У.Н., Мухтар Н.М.

К вопросу снижения обводненности добывающих скважин149

26. Мамельбаев Б.К.

Методические особенности физико-химического моделирования процес-
сов образования газогидратных пробок в магистральных трубопроводах ...
.....156

27. Джексенбаев Е.К., Айдаров Д.К.

Аналитическое обоснование влияния скорости коррозии труб
нефтегазопроводов на безопасность их эксплуатации161

28. Ахмеджанов Т.К., Игембаев И.Б.

Способ разработки высоковязкой, высокопарафинистой нефти, биту-
мов и газогидратов с применением теплового метода в горизонтальных
скважинах.....166

ЮБИЛЕЙНЫЕ ДАТЫ

29. Едыгенов Ерик Казтаевич172

30. Рогов Евгений Иванович176

31. Нурпеисова Маржан Байсановна.....179

Сведения об авторах181

Содержание183