

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

ТРУДЫ
ТОМ 83



Министерство индустрии и новых технологий
Республики Казахстан

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

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

**НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ
ОБЕСПЕЧЕНИЕ ГОРНОГО
ПРОИЗВОДСТВА**

ТРУДЫ

том 83

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., проф. 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. Вол-
ков А.П., к.т.н. Джангулова Г.К., к.т.н. Нугманов К. Х.

Рецензент: докт. техн. наук, профессор Рогов А.Е.

Н.34 Научно-техническое обеспечение горного производства:

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

Под общей редакцией: д.т.н., проф. Н.С. Буктукова. - Алматы, 2012 г. - т. 83 - с. 216

ISBN 978-601-7093-22-8

Настоящий сборник посвящен 100-летию со дня рождения горного инженера, действительного члена Академии наук Казахской ССР, доктора технических наук, профессора Омирхана Аймагамбетовича Байконурова и открывается статьей, в которой отражены основные этапы его творческой биографии.

В данном томе рассмотрены проблемы повторной доработки запасов рудных залежей Жезказганского месторождения. Приведен расчет ожидаемого объема газа при отработке угольных пластов с закладкой выработанного пространства. Большой блок посвящен вопросам трещинообразования при взрыве горных пород, производства эмульсионных взрывчатых веществ, дробления массива горных пород с использованием данных ВВ, повышению эффективности взрывных работ и др. Обсуждается теория определения годовой производительности рудника по добыче урана способом ПСВ. Даны теоретические основы возникновения и вычисления вероятности катастрофических отказов при подземных горных работах. Затронуты теоретические вопросы разрушения бортов карьеров. На основе определения рационального соотношения потерь и разубоживания руды определяется бортовое содержание для конкретного месторождения. Описываются методы оценки полноты выемки руд. Приведен метод прогнозирования и оптимизации технологических показателей разработки продуктивных пластов, а также метод снижения вязкости нефти. Рассмотрены характерные особенности рекультивации территорий, нарушенных складированием отходов производства, предложены рациональные способы восстановления земель и др.

В сборнике помещены статьи, посвященные юбилейным и памятным датам: 85-летию Почетного горняка Казахстана Н. А. Дрижда и 100-летию со дня рождения видных ученых-горняков А. М. Сиразутдинова и А. Е. Ергалиева.

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 № 10 от 25 декабря 2012 г.

ISBN 978-601-7093-22-8

© Филиал «ИГД им. Д. А. Кунаева»
РГП «НЦ КМПС РК», 2012

Посвящается

***100-летию со дня рождения
действительного члена
Академии наук Казахской ССР,
доктора технических наук, профессора***

***ОМИРХАНА АЙМАГАМБЕТОВИЧА
БАЙКОНУРОВА***



Действительный член Академии наук Казахской ССР
доктор технических наук, профессор
Омирхан Аймагамбетович
Байконуров

Буктуков Н. С., Мальченко Ю. И., Черманова Г. Б.

О ВКЛАДЕ АКАДЕМИКА О. А. БАЙКОНУРОВА В ГОРНОЕ ПРОИЗВОДСТВО, НАУКУ И ОБРАЗОВАНИЕ

14 сентября 2012 года исполнилось 100-лет со дня рождения Омир-хана Аймагамбетовича Байконурова, ученого-горняка, профессора, доктора технических наук, действительного члена Академии наук Казахской ССР, выдающегося казахского ученого в области подземной разработки месторождений твердых полезных ископаемых, одного из первых создателей в Казахстане научного направления по исследованиям сейсмического действия взрыва на подземные горные выработки.

О. А. Байконуров родился 14 сентября 1912 г. в Улутауском районе Карагандинской области.

В 15 лет начал трудиться на Карсакпайском медьзаводе подручным столяра. Тяга к знаниям привела его в школу ФЗО, в 1934 г. он поступает на подготовительные курсы Казахского горно-металлургического института, которые успешно заканчивает, и в 1935 г. становится студентом этого института.

После окончания Казахского горно-металлургического института в 1940 г. работает начальником смены на шахте № 31, начальником шахты № 32 и № 13, а затем с 1943 г. – начальником шахтоуправления «31-32» Джезказганского медного комбината [1].

В 1952 г. О.А. Байконуров назначается ректором Казахского горно-металлургического института, работает в этой должности по июль 1962 г.

В 1962 г. избирается академиком-секретарем Отделения наук о Земле Академии наук Казахской ССР.

С 1964 г. по 1980 г. работает заведующим кафедрой технологии и комплексной механизации разработки месторождений полезных ископаемых Казахского политехнического института им. В. И. Ленина.

Научная деятельность Байконурова О. А. началась сразу же после окончания института. Во время работы на шахтах Джезказгана под руководством и непосредственным участии Байконурова О.А. проводились испытания новых методов проходки горных выработок, разрабатывались и испытывались различные варианты камерно-столбовой системы разработки, внедрялись горные машины, как на очистных, так и на подготовительных работах. В 1951 г. под его руководством на шахте 31 были проведены испытания первых образцов самоходных горных машин, нашедших широкое применение на многих рудниках Союза.

В 1940-1960 годы сотрудниками Института горного дела совместно с работниками Жезказганского комбината А.С. Поповым, И.З. Лысенко,

А.Ч. Мусиным, В.Ш. Шариповым, О.А. Байконуровым, Н.А. Федоровым, С.Т. Бакаевым, А.И. Бюйриным, В.Н. Семевским, Т.Ф. Харламовым,

А.К. Банкетовым, М.К. Букежановым, Б.К. Манаевым и другими был разработан и испытан в условиях рудников Жезказгана ряд оригинальных вариантов сплошной и камерно-столбовой системы с выемкой длинными почвоуступными забоями, продольными почвоуступными забоями, безуступными забоями, комбинированными потолко-почвоуступными забоями с опережающим бурением, продольными почвоуступными забоями с разрезной траншеей и другие варианты для разработки мощных залежей с отбивкой руды глубокими скважинами [2].

В октябре 1944 г. Байконуров О.А. поступает в заочную аспирантуру Института геологических наук Казахского филиала Академии наук СССР (КФАН СССР), а затем по совместительству назначается на должность младшего научного сотрудника в Институт горного дела КФАН СССР. С этого времени почти вся его научная деятельность связана с Институтом горного дела АН КазССР.

Глубокое знание производства, склонность к научной работе и большие творческие способности позволили Байконурову О. А. в 1951 г. без отрыва от производства подготовить и успешно защитить кандидатскую диссертацию, в основу которой легли исследования основных элементов системы открытого забоя с центральной разрезной траншеей и опережающим бурением шпуров.

Благодаря отличным организаторским способностям и активной деятельности Байконурова О. А. по внедрению прогрессивных методов ведения горных работ с применением новых средств и способов бурения шпуров, погрузочных и транспортных машин, шахты, на которых он работал, за короткое время вышли из прорыва и достигли высоких показателей. Так, на шахте 31 за 1949-1950 гг. добыча руды возросла в 2,1 раза, производительность труда бурильщиков – на 40%, подземных рабочих – на 40%, а себестоимость добычи снизилась на 25%.

Особенностью научной деятельности Байконурова О. А. является непрерывное стремление к поиску нового, к воплощению в производство оригинальных идей и глубокая теоретическая проработка решаемых проблем горного производства.

В 1969 г. Байконуровым О. А. на основе обобщения результатов многолетних исследований публикуется монография “Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений” (Издательство “Наука” КазССР, Алма-Ата, 1969 г.), которая явилась значительным вкладом в развитие горной науки не только в Казахстане, но и в СССР. В монографии изложены основы классификации подземной разработки месторождений твердых полезных ископаемых. Систематизированы методы определения границы перехода с открытых горных работ на подземные и предложена оригинальная методика выбора систем подземной разработки руд, угля, горючих сланцев, строительных материалов, калийных и каменных солей.

Для условий Джезказганского месторождения им разработана и предложена поточная технология добычи с применением пластинчатого

конвейера для транспортировки крупнокусковых абразивных руд, конструкция которого и методика расчета изложены в монографии Байконурова О.А., Зарубинского А.А. «Пластинчатые конвейеры для скальных пород и руд» (Издательство «Наука» КазССР. Алма-Ата, 1970 г.). В книге приведен краткий критический обзор практики применения пластинчатых конвейеров на зарубежных и отечественных горнорудных предприятиях, предложена новая конструкция пластинчатого конвейера для скальных пород и руд, приведена методика расчета их прочности, производительности и эксплуатационной надежности.

В связи с переходом горных работ на глубокие горизонты актуальной проблемой становится изготовление и применение на рудниках закладки. В это время публикуется монография Байконурова О.А., Крупника Л.А., Мельникова В.А. «Подземная разработка месторождений с закладкой» (Издательство «Наука» КазССР. Алма-Ата, 1972 г.), в которой приведены теоретические основы приготовления, транспорта и подачи закладочного материала в очистное пространство, освещены методы определения прочности бетонного массива, дан анализ различных технологических схем возведения искусственных массивов и их экономичность.

В условиях Джекказганского месторождения в 60-е годы, в связи с большим объемом пустот на подземных рудниках, проблемой номер один становится вопрос устойчивости кровли и целиков в очистном пространстве при ведении взрывных работ. Для решения этой проблемы по инициативе Байконурова О. А. в Институте горного дела АН КазССР в 1963 г. создается группа по исследованию сейсмического действия взрыва на устойчивость выработок при различных горнотехнических условиях. В 1964 г. эта группа преобразуется в лабораторию «Исследование элементов разработки недр геофизическими методами». С созданием специализированной лаборатории в Институте усиливаются исследования в области определения механических свойств горных пород геофизическими методами и сейсмического действия взрыва на устойчивость кровли и целиков при подземной добыче руд в условиях Джезказганского, Миргалымсайского и других месторождений (К.К. Тулебаев, Т.М. Ермаков и др.).

В 1967-1968 гг. в КазПТИ Байконуровым О. А. вводится новый курс «Горная геофизика», а в 1970 г. выходит в свет монография Байконурова О.А. и Мельникова В.А. «Основы горной геофизики» (Издательство «Наука» КазССР, Алма-Ата, 1970 г.), которая является первой работой в этой области в Казахстане. В монографии изложены методы геофизических исследований, применяемые при изучении свойств горного массива в связи с проведением горных работ. Даны физические основы методов, указаны их задачи и возможности. Освещены вопросы применения геофизических методов к решению практических задач, связанных с разработкой месторождений открытым и подземным способами.

Успешное решение задач создания безопасных условий труда при добыче полезных ископаемых немыслимо без тщательного изучения горных пород, организации оперативного контроля физико-технических и технологических особенностей системы разработки. В этой области под руководством Байконурова О.А. была проведена большая работа, по результатам которой в 1979 г. была опубликована монография «Методы контроля физико-технических параметров подземной разработки руд» (Издательство «Наука» КазССР. Алма-Ата, 1979 г.). В монографии изложены физические методы контроля физико-технических и технологических параметров напряженно-деформированного состояния нетронутого массива, закономерностей их изменения в процессе и после проведения выработки, распределения динамических напряжений в элементах очистных камер, прочности закладки, контура оруденения, качества руды.

В 1975 г. выходит в свет монография Байконурова О.А., Филимонова А.Т., Калошина С.Г. «Комплексная механизация подземной разработки руд» (Москва, «Недра», 1975 г.), которая под этим же названием переиздается в 1981 г. В ней изложены технологические основы комплексной механизации проходческих и очистных работ, подземного транспорта. Рассмотрены технологические схемы и комплексы для проведения горных работ, различные типы машин, применяемые на очистных работах, принципы подбора комплексов и организации механизированного производства.

Работая ректором КазПТИ, заведующим кафедрой «Технологии и комплексной механизации разработки месторождений полезных ископаемых», заведующим лабораторией «Исследование элементов разработки недр геофизическими методами» ИГД АН КазССР Байконуров О.А. весь свой богатый опыт производственника и ученого передавал студентам и молодым специалистам, из которых создал свою научную школу.

Омирхан Аймагамбетович Байконуров относился к той славной когорте выдающихся ученых, показывавших всей своей жизнью и деятельностью достойный пример высокой нравственности, сочетавших в себе качества не только прекрасных руководителей, лидеров научных коллективов, научных школ, но одновременно воспитателей научной смены.

Заслуги О. А. Байконурова высоко оценены научной общественностью и Правительством Казахстана. В 1959 г. Омирхан Аймагамбетович был утвержден в ученом звании профессора. В 1962 г. избирается действительным членом АН КазССР. В 1971 г. ему присваивается почетное звание Заслуженного работника высшей школы Казахской ССР. Он награжден «Орденом Ленина» и многими медалями, знаками и грамотами Верховного Совета КазССР.

За многолетний и плодотворный труд и заслуги в развитии горной науки Казахстана решением Ученого совета Института от 7.06.2002 г.

О.А. Байконурову присвоено звание «Почетный научный сотрудник Института горного дела им. Д.А. Кунаева».

Принимая во внимание заслуги О. А. Байконурова в становлении и развитии исследований в области сейсмического воздействия взрыва на подземные горные выработки и большой вклад в горную науку, решением Ученого совета Института горного дела им. Д.А. Кунаева лаборатории «Управление геомеханическими процессами» присвоено имя О. А. Байконурова. Коллектив именной лаборатории во главе с кандидатом технических наук К.К. Тулебаевым (его учеником и последователем) успешно продолжает трудиться в этой области исследований.

В 2004 г. Институт горного дела им. Д. А. Кунаева в целях стимулирования студентов и привлечения к научным исследованиям учредил научную стипендию имени академика АН КазССР, доктора технических наук, профессора О. А. Байконурова, которая ежегодно присуждается студенту КазНТУ им. К.И. Сатпаева, отличнику учебы с активной жизненной позицией.

Первым стипендиатом им. О. А. Байконурова в 2004 г. стал студент горного факультета КазНТУ Куаныш Азимхан, в 2005 г. ему вновь присуждена данная стипендия, в последующем он был принят на работу в Институт, здесь же закончил очную аспирантуру и в 2010 г. успешно защитил кандидатскую диссертацию.

10 октября 2006 г. право на вручение удостоверения стипендиата им. О. А. Байконурова студенту 3 курса КазНТУ Максату Аманкулову на заседании Ученого совета ИГД им. Д. А. Кунаева было предоставлено дочери академика О.А. Байконурова – заведующей кафедрой КазНТУ им. К.И. Сатпаева, д.т.н., профессору Алие Омирхановне Байконуровой.

В 2007-2011 гг. стипендия им. О.А. Байконурова присуждается студентам КазНТУ им. К.И. Сатпаева: Мадине Ибраевой, Бакытбеку Бектуру (дважды) и Балаусе Салдыбаевой.

Литература

1 Мальченко Ю.И. Почетные научные сотрудники Института горного дела им. Д. А. Кунаева, Алматы, 2010.

2 Мальченко Ю.И. Институту горного дела им. Д. А. Кунаева 60 лет. Алматы, 2004.

Хакимжанов Т.Е., Абдугалиева Г.Ю., Курманова Ш.К.

ГАЗОВЫДЕЛЕНИЕ В ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПЛАСТОВ УГЛЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЗАКЛАДКИ

Қазылым кеңістікті толтырмалап көмір қабаттарын қазу кезінде тазарту забойына газбөлінудің ықтимал көлемін есептеудің байланысы берілген.

Приведена зависимость для расчета ожидаемого объема газовыделения в очистной забой при отработке угольных пластов с закладкой выработанного пространства.

The paper gives the dependence for the calculation of the expected volume of gas emission into a breakage face at the development of coal banks with the backfilling of an open area.

Интенсификация добычи угля подземным способом и дальнейшее увеличение глубины горных работ вызвали изменение составляющих газового баланса в сторону увеличения газовыделения из выработанных пространств, которое составляет значительную часть общего дебита метана в угольных шахтах. Об этом свидетельствуют наблюдения за газовыделением в шахтах разных бассейнов [1, 2]. Выделение метана из выработанных пространств на ряде шахт достигает 80 % от общего газовыделения по шахте. Такое изменение объясняется ростом газовыделения из вмещающих пород и подрабатываемых угольных пластов (спутников) в связи с тем, что газоносность угольных пластов и пород с лубиной возрастает в постоянном темпе.

Источниками выделения метана из выработанного пространства отработываемой лавы являются сближенные угольные пласты (спутники) и пропластки, вмещающие породы, невынимаемые пачки угля, угольные целики [3]. Выделение метана из отмеченных источников газовыделения происходит вследствие сдвижения горного массива, причем метан выделяется в выработанное пространство и непосредственно в очистной забой. Способ дегазации выработанного пространства с применением дегазационных скважин, пробуренных с поверхности или из подземных горных выработок, на глубинах более 500-600 м становится дорогим по затратам на их бурение и не эффективным из-за осложнения геомеханических условий.

Эти обстоятельства ставят новые, более сложные задачи по вопросам обеспечения безопасности горных работ по газовому фактору при отработке высокогазообильных угольных пластов на глубоких горизонтах. Одним из эффективных способов снижения метановыделения из выработанного пространства на глубоких горизонтах отработки угольного пласта является закладка выработанного пространства. Применение

закладки исключает формирование зоны беспорядочного обрушения, значительно уменьшает трещинообразование, тем самым существенно влияет на газовый режим очистного забоя, снижая поступление газа из выработанного пространства в лаву.

Величина общего газовыделения ($J_{об}$) в лаве с закладкой так же, как и в лаве с полным обрушением, равна сумме газовыделения, определяемого природными и технологическими параметрами, которое является постоянным ($J_{п}$), и газовыделения, обусловленного производственными процессами, которое можно назвать дополнительным ($J_{д}$):

$$J_{об} = J_{п} + J_{д} \quad (1)$$

Объем газовыделения $J_{д}$ при управлении кровлей закладкой выработанного пространства определяется эмпирической зависимостью [3]:

$$J_{д} = KX_{пз}\sqrt{A} = 0,011X_{пз}\sqrt{A}, \text{ м}^3/\text{мин.}, \quad (2)$$

где K – коэффициент удельной газоотдачи пласта, характеризующий прирост количества газа на 1 т добычи угля, $\text{м}^3/\text{сут.}$, при применении закладки выработанного пространства $K=0,011$; $X_{пз}$ – газоносность разрабатываемого пласта, $\text{м}^3/\text{т}$; A – нагрузка на забой, $\text{т}/\text{сут.}$

Постоянное газовыделение в лаву $J_{п}$ включает газовыделение из разрабатываемого пласта $J_{п}^p$ и из выработанного пространства $J_{п}^{вп}$.

$$J_{п} = J_{п}^p + J_{п}^{вп}, \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (3)$$

Величина газовыделения из разрабатываемого пласта $J_{п}^p$ определяется эмпирической зависимостью, приведенной в [3]:

$$J_{п}^p = X_{пз}m_{г}l\gamma G_o, \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (4)$$

где $m_{г}$ – вынимаемая мощность угольного пласта, м; l – длина лавы, м; γ – объемный вес угля, $\text{т}/\text{м}^3$; G_o – начальное газовыделение из разрабатываемого пласта и выработанного пространства, приходящееся на единицу площади в единицу времени ($\text{м}^3/\text{м}^2/\text{мин.}$), определяется экспериментальным путем.

Как известно, при управлении кровлей пласта закладкой выработанного пространства в условиях небольшой прочности вмещающих угольный пласт пород и применения механизированного комплекса при сплошной выемке угольных пластов широким забоем практически невозможно обеспечить устойчивость пространства, где производится механизированная отбойка и транспортировка угля по лаве. Это пространство постоянно уменьшается, и закладочный массив

формируется при оседании кровли. По данным натурных наблюдений установлено, что оседание кровли пласта начинается впереди забоя, в зоне пластических деформации и заканчивается, когда масса пород кровли начинает восприниматься закладочным массивом.

Следовательно, влияние закладки на газовыделение из выработанного пространства при закладке J_{II}^{BI} оценивается через величину оседания кровли угольного пласта. Расчет газовыделения из выработанного пространства с учетом оседания кровли пласта производится зависимостью [4]:

$$J_{II}^{BI} = X_{из} \eta_{кр} l \gamma G_o, \text{ м}^3/\text{мин.}, \quad (5)$$

где $\eta_{кр}$ – оседание кровли угольного пласта, м.

Из формулы (5) можно заключить, что чем меньше оседание кровли пласта, тем меньше величина газовыделения из выработанного пространства.

Общая величина оседания кровли пласта включает три составные части: оседание на линии забоя лавы $\eta_{кр.м}$, оседание от линии забоя до места, где закладочный массив начинает воспринимать массу пород кровли $\eta_{кр.пр}$ и оседание в зоне взаимодействия кровли и закладочного массива $\eta_{кр.з}$. Их значения различны и зависят от горно-геологических и горнотехнических факторов. Изменить такие природные факторы, как глубина работ, строение и состав пород налегающей толщи, мощность угольного пласта, невозможно. Параметры системы отработки (усадка закладка, высота слоя закладки, ширина призабойного пространства и длина лавы, скорость подвигания очистного забоя) могут изменяться и оказывать тем самым существенное влияние на величину оседания кровли и на состояние подрабатываемого массива.

На основе обработки и анализа данных экспериментальных наблюдений за оседанием кровли, полученных в условиях отработки пологого угольного пласта K_{18} с гидрозакладкой в Карагандинском бассейне, установлены эмпирические зависимости для каждой составляющей оседания кровли, позволяющие количественно оценить влияние управляемых технологических параметров на величину оседания [5, 6].

Оседание кровли пласта на линии забоя лавы происходит в результате деформации отрабатываемого пласта угля и нижележащих слоев пород под действием опорного давления. Основным фактором, определяющим величину опорного давления, является расстояние от линии забоя до места уплотнения закладочного массива, где формируется задняя пята свода, способная воспринимать массу породного массива. Оседание кровли на линии забоя лавы в зависимости от данного расстояния будет определяться уравнением вида [6]:

$$\eta_{кр.м} = 4,8 \cdot 10^{-4} \sqrt{L_0 \cdot \gamma \text{ Н}}, \text{ м}, \quad R^2 = 0,75, \quad (6)$$

где L_0 – расстояние от линии забоя до места уплотнения закладочного массива, м.

Данные натурных наблюдений показывают, что при разных значениях усадки закладки расстояние от забоя до места уплотнения закладочного массива составляет, в среднем, 90 м, тогда расчет оседания кровли на линии забоя будет производиться по следующей формуле:

$$\eta_{кр.м} = 4,55 \cdot 10^{-3} \sqrt{\gamma H}, \text{ м}, \quad (7)$$

Величина оседания кровли в призабойном пространстве, т.е. на расстоянии от линии забоя лавы до места контакта кровли с закладочным массивом определяется по зависимости:

$$\begin{aligned} \eta_{кр.лр} &= 7,5 \cdot 10^{-3} m_e \cdot l_{приз}, \text{ м}; \\ 100 \leq H &\leq 800 \text{ м}; \\ 1,0 \text{ м} &\leq m_e \leq 3,0 \text{ м}, \end{aligned} \quad (8)$$

где $l_{приз}$ – расстояние от забоя лавы до закладочного массива, м.

Расчет величины оседания кровли на закладочный массив в выработанном пространстве в зависимости от вынимаемой мощности пласта и величины усадки закладочного массива с учетом оседания кровли впереди забоя и в призабойном пространстве производится формулой:

$$\eta_{кр.з} = B \cdot [m_e - (\eta_{кр.м} + \eta_{кр.лр})], \text{ м} \quad (9)$$

где B – величина усадки закладочного массива, %.

Управляемым параметром величины оседания в формуле (9) является величина усадки закладочного массива.

Общая величина оседания кровли, равная сумме трех ее составляющих, на основании формул (7), (8) и (9) будет определяться формулой:

$$\eta_{кр} = \eta_{кр.м} + \eta_{кр.лр} + \eta_{кр.з} = (1 - B) \left(4,55 \cdot 10^{-3} \sqrt{\gamma H} + 7,5 \cdot 10^{-3} m_e l_{приз} \right) + m_e B, \quad (10)$$

Формулу для определения общего газовыделения в очистной забой при применении закладки выработанного пространства (1) на основании формул (2), (3), (4), (5) и (10) можно записать:

$$J_{ог} = X_{пз} [(m_e + \eta_{кр}) l \gamma G_o + 0,011 \sqrt{A}], \text{ м}^3/\text{мин},$$

или

$$J_{ог} = X_{пз} \left[(m_e (1 + B) + (4,55 \cdot 10^{-3} \sqrt{\gamma H} + 7,5 \cdot 10^{-3} \cdot m_e l_{приз}) (1 - B)) l \gamma G_o + 0,011 \sqrt{A} \right], \text{ м}^3/\text{мин} \quad (11)$$

Зависимость (11) позволяет определить газообильность очистного забоя с закладкой при заданных значениях природных, технологических

и закладочных параметров лавы: мощности, газоносности, длины лавы, нагрузки на забой, вынимаемой мощности пласта, усадки и отставания закладочного массива от забоя лавы.

Разработанная методика определения ожидаемого газовыделения на основе управления оседанием кровли, выбором рациональных параметров отработки и закладочного массива, позволяет снизить газовыделение из выработанного пространства в лаву, а также количественно оценить газовыделение из различных источников при отработке газоносных угольных пластов на больших глубинах, позволяет рационально решить проблемы охраны земной поверхности.

Литература

1 Баймухаметов С.К. Проблемы безопасности разработки высокогазоносных угольных пластов. – Караганда, 2006. – 206 с.

2 Хакимжанов Т.Е. Газовыделение в очистные забои угольных шахт. – Алма-Ата: Наука, 1986. – 144 с.

3 Абрамов Ф.А., Грецингер Б.Е., Собалевский В.В. Определение газового баланса в лавах угольных шахт // Уголь Украины. – 1972. – №8. – С. 26-27.

4 Абдугалиева Г.Ю, Хакимжанов Т.Е. Методика расчета технологических параметров при отработке высокогазообильных пологих угольных пластов с закладкой. – Алматы, 2009. – 15 с.

5 Исследование зависимости величины оседания массива горных пород от технологических параметров при отработке пластов K_{18} и K_{13} с закладкой выработанного пространства: отчет о НИР / ИГД им. Д.А. Кунаева. – Алма-Ата, 1984. – 53 с.

6 Болгожин Ш.А.-Г., Клиновицкий Ф.И. Геомеханические условия охраны подготовительных выработок при отработке угольных пластов. – Алма-Ата: Наука КазССР, 1982. – 88 с.

Тамбиев П.Г.

К ТЕОРИИ ТРЕЩИНООБРАЗОВАНИЯ ПРИ ВЗРЫВЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Мақалада тау жыныстарын жару барысында жарыкшақтың пайда болуына байланысты кейбір мәселелер қарастырылған.

В статье рассматриваются отдельные вопросы, связанные с трещинообразованием при взрыве горных пород.

The paper considers some issues related to the formation of cracks at the rock explosion.

Большинство горных пород разрушается при взрыве как хрупкое тело, для которого положения теории механики сплошной среды объединяются в один принцип - разрушение горной породы наступает тогда, когда одно из касательных напряжений превзойдет некоторую величину, характерную для данной горной породы. Если σ_1 и σ_2 являются наибольшими главными напряжениями, то условие разрушения будет иметь вид $\frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_2) \geq R$, где R – константа, связанная с прочностью рассматриваемой горной породы на сдвиг.

Механизм хрупкого разрушения горной породы при взрыве связан с расширением существующих природных и образованием новых трещин в результате растягивающих или сдвигающих деформаций массива под действием давления продуктов взрыва.

Процесс трещинообразования включает зарождение микротрещин, их рост и разрушение породы.

Появление и развитие трещин определяется множеством факторов. Важнейшими из них являются размер и направление действующих в породном массиве напряжений и сопротивляемость пород разрыву.

Микротрещины образуются в горной породе в основном при прохождении прямой волны сжатия. Плотность микротрещин пропорциональна амплитуде напряжений и с удалением от заряда уменьшается. При уменьшении амплитуды до некоторого порогового значения образования микротрещин прекращается.

Массивы горных пород, подверженных взрывному разрушению, характеризуются обычно неоднородностью составов, сложным строением, наличием систем структурных ослаблений и анизотропностью физико-геологических свойств пород. Поэтому очень важно, чтобы выбранные физические модели горной среды и механизма ее взрывного разрушения соответствовали бы основным физико-геологическим свойствам массива горных пород. Широкий диапазон природных условий производства взрывных работ и существующих воззрений на процессы трещино-

образования и разрушения пород, требуют дальнейшего развития теории трещинообразования и разрушения пород.

В данной статье авторы, опираясь на классические решения механики сплошных сред, делают попытку расширить теоретические воззрения на трещинообразование и разрушения горных пород при взрыве.

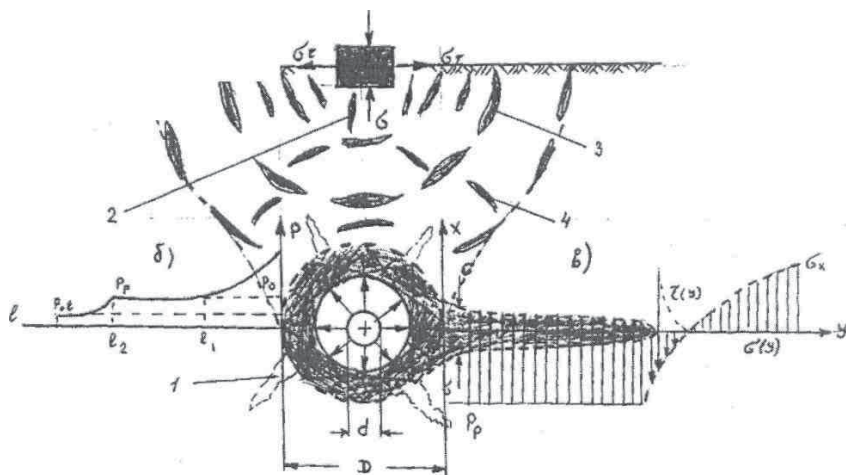
Рассматривая механизм разрушения горной породы взрывом с классических позиций следует отметить, что после взрывного разложения заряда ВВ во все стороны от заряда начинает распространяться мощная ударная волна. В зоне действия ударных волн порода вблизи заряда раздавливается и переходит в текучее состояние, образуя на расстоянии 3-7 радиусов заряда зону пластических деформаций. Энергоемкость образования этой зоны чрезмерно высокая. Доля энергии взрывного импульса, переданной в массив в виде волн, может оцениваться по зависимости [1]:

$$E = (1 - \varepsilon)^2 \frac{R_i F \rho_{BB} D}{(R_i + F \rho_{BB} D)^2 + Y_i^2} \quad (1)$$

где ε – коэффициент восстановления среды; R_i, Y_i – активное и реактивное сопротивление; F – поверхность взрывной полости; ρ_{BB} – плотность ВВ; D – скорость детонации ВВ.

При прохождении по массиву прямой волны сжатия элементарный объем ΔV смещается в тангенциальном направлении и в среде на расстоянии 40-50 радиусов заряда образуется система трещин, радиально расходящихся от заряда в сторону свободной поверхности (рис. 1). При подходе волны сжатия к свободной поверхности начинает проявляться действие тангенциальных напряжений σ_t , в результате в массиве возникает система трещин, перпендикулярных к свободной поверхности. Прямая волна сжатия отражается от свободной поверхности, преобразуясь в волну растяжения и на границе раздела, образуется система откольных трещин.

Процесс полного разрушения массива зависит от действия волны сжатия в фазе разряжения. Под действием σ_t объем ΔV получает движение в сторону зарядной камеры, что приводит к образованию системы кольцевых трещин, смещенных относительно друг друга в зависимости от системы ранее образованных радиальных и откольных трещин. На рисунке 1 показана физическая модель развития трещин в массиве горных пород при взрыве заряда ВВ.



D – диаметр зоны раздавливания пород ударной волной сжатия;
 d – первоначальный диаметр заряда;

а) 1 – распределение трещин под действием прямой волны сжатия и газообразных продуктов взрыва; 2 – под действием волн сжатия и растяжения на границе раздела сред; 3 – под действием отраженной волны растяжения; 4 – под действием волн разряжения; б) изменение давления газов взрыва в трещине; в) распределение напряжений и раскрытие трещины.

Рисунок 1 - Физическая модель развития трещин в массиве горных пород при взрыве заряда ВВ

Наличие в горном массиве естественных трещин приводит к резкому перераспределению действующих напряжений и вызываемых ими деформаций. Концентрация напряжений сжатия на поверхности трещин ведет к их росту с нарушением сплошности среды.

Горная порода из напряженного состояния сжатия переходит в напряженное состояние растяжения, формируя разрушение открытого характера по плоскости данной трещины, следовательно, ориентация трещин всегда перпендикулярна к направлению сжимающих напряжений σ_c и, следовательно, с физической точки зрения происходит только один вид разрушения – отрыв.

Таким образом, можно заключить, что, несмотря на многообразие возникающих напряжений, их изменение в пространстве и времени, интерференцию и дифракцию волн, процесс хрупкого разрушения горных пород взрывом с физической точки зрения характеризуется лишь одним

видом разрушения – отрывом породы под действием растягивающих напряжений. Система трещин, образующихся при взрыве, рассекает массив и приводит к его разрушению.

При исследовании кинетики разрушения неоднородных трещиноватых горных пород следует иметь в виду не только характер напряженного состояния, но и скорость роста и глубину прорастания трещин, что тесно связано с механизмом развития естественных трещин, равновесно существующих в среде, величиной действующей энергии взрыва и условиями ее перехода в энергию образования новых поверхностей и кинетическую энергию движущихся масс. Устойчивое распространение трещин реализуется в режиме, соответствующем предельной скорости перевода упругой энергии, накопленной средой, в поверхностную энергию трещин. Рассмотрим возможную модель развития начальных трещин, возникающих под действием прямой волны сжатия от давления газообразных продуктов взрыва (рис. 1).

В любом элементе массива, прилегающем к границе трещины, разрыв произойдет лишь тогда, когда давление газа перед этой границей P_p вызовет перемещение забоя трещины, достаточное не только для полной разгрузки и указанного элемента на их сопряжении от сжимаемых напряжений σ_c и бокового отпора среды $P_o = \frac{v}{1-v} p_h$, но и для развития в нем растягивающих напряжений до уровня, соответствующего пределу сопротивления породы взрываемого массива с учетом коэффициента структурного ослабления массива в том же направлении, перпендикулярном к плоскости возникающей трещины:

$$P_p = \sigma_c + \frac{v}{1-v} \rho h + [\sigma]_M \varphi_M \quad (2)$$

где v – коэффициент Пуассона; p – плотность породы; h – глубина производства взрыва; φ_M – коэффициент структурного ослабления массива.

В прилегающих к границе трещины элементах массива происходит накопление энергии упругих деформаций растяжения, сдвига, а в забое трещины – сжатия при достижении условия (2) происходит хрупкое разрушение пород с продвижением в массив границы трещины и приращением ее площади. При этом энергия вновь образованной поверхности трещины с учетом неизбежных микродислокаций будет соответствовать высвобожденной при взрыве части накопленной потенциальной энергии деформации. В массиве идет развитие радиальных трещин, ориентированных по осям x , y , z и под углом α к горизонту в плоскости наиболее выраженного структурного массива.

В массиве возникают нормальные $\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$ и касательные $\tau_{xy}, \tau_{xz}, \tau_{yz}$ напряжения. В соответствии с принципом суперпозиции сумма деформаций $\frac{\sigma_x}{E}, -v \frac{\sigma_y}{E}, -v \frac{\sigma_z}{E}$ от напряжений $\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$ дает полную деформацию [2].

$$\varepsilon_{\delta} = \frac{1}{A} [\sigma_{\delta} - \nu (\sigma_{\delta} + \sigma_z)]; \varepsilon_{\delta} = \frac{1}{A} [\sigma_{\delta} - \nu (\sigma_{\delta} + \sigma_z)]; \varepsilon_z = \frac{1}{A} [\sigma_z - \nu (\sigma_{\delta} + \sigma_{\delta})].$$

где E – модуль Юнга.

Конкретизируя уравнение (2), в пределах направлений развития трещин, получаем давление необходимое для вскрытия разнонаправленных трещин:

$$P_{\rho, \delta i \delta} = \frac{\nu}{1-\nu} \rho h + [\sigma]_{M, Z} \quad (3)$$

$$P_{\rho, \delta \delta \delta \delta} = \frac{\nu}{1-\nu} \rho h + \{1 + [\sigma]_{M, X} + \sigma_z / \rho h\} + \sigma_x + [\sigma]_{M, X} \varphi_{M, X} \quad (4)$$

$$D_{\rho, \delta i \delta} = \frac{\nu}{1-\nu} \rho h + \sigma_z \cos \alpha + \sigma_x \sin \alpha + [\sigma]_{M, \alpha} \varphi_{M, \alpha} \quad (5)$$

Выражение (5) является обобщающим: при $\alpha = 0$ оно обращается в (3), а при $\alpha = 90^\circ$ – в (4).

Если приравнять значение $D_{\rho, \delta i \delta}$ и $D_{\rho, \delta \delta \delta \delta}$, то с учетом этих значений (3) и (4) получим условие, при котором горизонтальная и вертикальная ориентация трещин при взрыве сосредоточенного заряда является одинаково вероятной:

$$\sigma_z - \sigma_x = [\sigma]_{M, X} \varphi_{M, X} - [\sigma]_{M, Z} \varphi_{M, Z} \quad (6)$$

Левая часть уравнения (6) увеличивается с повышением величины бокового отпора массива при взрыве заряда ВВ, а правая не имеет с этой величиной закономерной связи. За пределами района с аномально высоким давлением в массиве пород, после элементарных преобразований условия (6) будем иметь:

$$[\sigma]_{M, X} \varphi_{M, X} - [\sigma]_{M, Z} \varphi_{M, Z} = \sigma_z \left(1 - \frac{\nu}{1-\nu}\right) \quad (7)$$

Очевидно, что развитие трещин от давления газообразных продуктов взрыва, наиболее интенсивно будет протекать в непрочных, но достаточно изотропных породах с высокой плотностью, малыми значениями коэффициента Пуассона и незначительным ослаблением массива субгоризонтальными системами микротрещин. Такое сочетание условий характерно для не слишком прочных гранитов.

Одной из важнейших характеристик механизма разрушения горных пород является скорость трещинообразования. Общее выражение для изменения концентрации активных очагов трещинообразования, обуславливающих скорость этого процесса, записывается в виде

$$\frac{dn_t}{dt} = n_0 + (a - b)n_t \quad (8)$$

где n_t – концентрация ведущих очагов трещинообразования; а и b – коэффициенты характеризующие разветвление и обрыв цепей трещинообразования; n_0 – концентрация начальных центров трещинообразования.

Интегрируя уравнение (8), получим:

$$\int \frac{dn_t}{n_0 + (a-b)n_t} = \frac{1}{a-b} \ln[n_0 + (a-b)n_t] + C = t \quad (9)$$

Постоянную интегрирования С находим из начальных условий:
при $t = 0$, $n = 0$, $C = -\frac{\ln(n_0)}{a-b}$.

Подставляя значение С в уравнение (9), получим:

$$n_t = \frac{n_0}{b-a} [1 - \exp(a-b)t] \quad (10)$$

В свою очередь скорость процесса трещинообразования пропорциональна концентрации очагов зарождения трещин:

$$V_{mp=kn_t} \quad (11)$$

где k – коэффициент пропорциональности.

Степень разупрочнения и разрушения хрупкой горной массы взрывом определяется также на основе механизма накопления поврежденности при условии, что прочность уменьшается пропорционально возрастанию плотности микротрещин. Скорость изменения степени поврежденности является функцией первого инварианта тензор напряжения:

$$\int \frac{dN_0}{dt} = f(\sigma)$$

При линейности функции это дает пропорциональную зависимость плотности микротрещин от общего импульса взрыва

$$\hat{N}_t = k \int \sigma(t) dt \quad (12)$$

где k – численный коэффициент; t – длительность взрывного импульса.

Прочность хрупкой породы после воздействия на нее взрыва может определяться выражением:

$$\sigma = [\sigma]_{\text{м}} \varphi_{\text{м}} \left(1 - \frac{C_{\delta}^i}{C_{\delta}^o} \right), \quad (13)$$

где $\bar{N}_{\delta}^i$ – предельная концентрация микротрещин (соответствующая полному разупрочнению).

При взрыве в зажатой среде энергия взрыва пропорциональна импульсу и прочность породы определяется выражением:

$$\sigma = [\sigma]_{\text{м}} \varphi_{\text{м}} \left(1 - \frac{\omega}{\omega_i} \right) \quad (14)$$

где ω – часть энергии взрыва, затраченная на разупрочнение горной породы; ω_0 – энергоёмкость разрушения.

В соответствии с теорией проф. В. Л. Кирпичева [3]

$$\omega_o = a' \lg \left(-\frac{D}{d_c} \right) \sum P_i \quad (15)$$

где a' – коэффициент пропорциональности, характеризующий удельную работу разрушения; D – средний диаметр блоков массива до дробления; d_c – средний диаметр кусков после дробления; $\sum P_i$ – сумма массовых единиц или суммарный объем разрушения.

Максимальное число микротрещин, пронизывающих 1 м^3 разрушаемого массива рекомендуется оценивать величиной:

$$N = \left(\frac{L}{l} \right)^3,$$

где $L = 1 \text{ м}$, $l = 1 \text{ мм}$ (длина микротрещины).

Энергия, затрачиваемая на образование одной микротрещины длиной l равна:

$$\omega_1 = \omega \left(\frac{l^2}{a_0} \right)$$

где a_0 – площадь трещины; ω – часть энергии взрыва, затрачиваемой на разупрочнение массива.

Из рассмотренного можно заключить, что процесс разрушения горных пород взрывом начинается в зонах пониженной прочности, т. е является следствием прорастания статистически распределенных в массиве микро- и макротрещин на расстоянии 40-50 радиусов заряда и последующего их расширения продуктами детонации до полного нарушения связанности среды.

Возникновение и развитие трещин при разрушении горных пород взрывом зависит от условий взрывного нагружения пород и их физико-механических свойств. Развитие трещин, ориентированных перпендику-

лярно к действию нормальных растягивающих напряжений, вызывает хрупкое разрушение пород. Смещение трещин по направлению действия напряжений вызывает скалывание породы. Скорость трещинообразования превышает скорость развития пластических деформаций зоны взрыва.

Поскольку при современном уровне знаний значения параметров, входящих в уравнение (10), не поддаются точному определению, скорость трещинообразования горных пород рекомендуется оценивать экспериментально. Наличие в массиве естественной трещиноватости и слоистости вызывает интерференцию полей напряжений и, хотя начало разрушения происходит вследствие больших напряжений, вызванных ударом газов взрыва и намного превосходящих предел прочности породы при динамических нагрузках, основное разрушение массива происходит в результате развития в нем сложного поля напряжен

Литература

1 В.А. Падуков, В.А. Антоненко, Д.С. Подозерский. Разрушение горных пород при ударе и взрыве. Изд. «Наука» Лен. отд. Ленинград, 1971. с. 120

2 Э. Айзаксон. Давление горных пород в шахтах. ГНТИ ЛГ, Москва, 1961. с. 21.

3 Строительство и эксплуатация рудников подземного выщелачивания / под ред. проф. В.Н. Мосинца. М: Недра, 1987. с. 162.

Змейков А.Н., Гаврилко Р.В., Шустиков В.А., Кушенев А.

ПРОИЗВОДСТВО ЭМУЛЬСИОННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ УЛЬТРАЗВУКОВЫМ ЭМУЛЬГИРОВАНИЕМ

Эмульсиялық жарылғыш заттар өндіру барысында ультра дыбыстық эмульсиялаудың миксерлік өндіруден артықшылығы қарастырылады.

Рассматриваются преимущества ультразвукового эмульгирования при производстве эмульсионных взрывчатых веществ перед миксерным производством.

The paper considers the advantages of ultrasonic emulsification at the production of emulsion explosives over the mixer production.

Эмульсионные взрывчатые вещества (ЭВВ) появились в 70-х годах XX века. Базовой основой ЭВВ является матричная эмульсия типа «вода в масле». Эмульсия представляет собой простейшую по составу смесевую систему, состоящую из микрокапель (глобул) водного раствора окислителя, диспергированных в непрерывной масляной фазе. В качестве окислителя обычно используют аммиачную селитру, в качестве масляной фазы – смесь минеральных масел с эмульгатором. В качестве эмульгатора применяются эфиры сорбита и жирных кислот (стеариновой, олеиновой), а также эфиры глицерина, неорганические соли высших алкиламинов и полимерные соединения, обладающие эмульгирующими свойствами. Эмульгирование – образование эмульсии при смешении раствора окислителей и масляной фазы осуществляют в миксере статического или динамического типа.

Статический миксер не содержит вращающихся частей и представляет собой цилиндрический коллектор, в который под значительным давлением подаются прошедшие через предварительный смеситель горячие растворы окислителей и масляной фазы. Специальные лопасти, размещенные на внутренней поверхности коллектора, турбулизуют поток, вследствие чего происходит образование обратной эмульсии. Вязкость эмульсии регулируется с помощью дросселирования потока. Основное достоинство статического миксера - простота конструкции. Основной недостаток - высочайшие требования к сырью, в первую очередь, к качеству эмульгатора и аммиачной селитры.

Миксер динамического типа содержит вращающуюся часть-ротор, выполненный в виде мешалки или турбины. Он позволяет получать эмульсию с приемлемым уровнем физической стабильности вне зависимости от качества сырья. Динамические миксеры подразделяются на миксеры открытого и закрытого (с противодавлением) типов. Миксер открытого типа представляет собой емкость объемом около 100 л, снабженную мешалкой, в которую дозирующие насосы подают солевую и

масляную фазы в необходимом соотношении. Процесс эмульгирования осуществляется при атмосферном давлении. Такие миксеры используются во всех пунктах, применяющих технологию производства ЭВВ «Порэмитов», разработанную НПО «Кристалл». Достоинства такого миксера - надежность и простота конструкции; недостаток - низкий уровень технологической безопасности, обусловленной несанкционированной сенсификацией вследствие подсоса воздуха в эмульсионную матрицу в процессе эмульгирования [1].

Принципиальным отличием миксера закрытого типа, обуславливающим высокий уровень технической безопасности процесса изготовления эмульсии, является наличие избыточного давления ($P = 3,5$ атм) смешиваемых жидких компонентов внутри миксера, что исключает попадание воздуха в эмульсию даже при разгерметизации. Внутренний объем миксера составляет всего 8-12 л, что тоже повышает безопасность. Конструкция этого миксера разработана специалистами фирмы «Нитро Нобель» Швеция [2]. Она обеспечивает возможность изменения режимов эмульгирования за счет выбора скорости вращения ротора и регулирования величины давления внутри миксера. При этом возможно добиться требуемых параметров эмульсии (вязкости, дисперсности), несмотря на значительные отклонения физико-химических свойств исходного сырья. При промышленном производстве эмульсионных взрывчатых веществ важными контролируемыми параметрами являются плотность эмульсии, характеризующая степень безопасности ее производства и вязкость, определяющая способность к перекачиванию и потери в трещиноватых породах. Плотность эмульсии зависит от плотности раствора окислителя, плотности масляной фазы и соотношения содержания этих фаз в эмульсии. Вязкость эмульсии регулируют режимом эмульгирования – числом оборотов миксера и времени обработки эмульсии. Предполагается, что чем меньше размер глобул, тем больше вязкость эмульсии. Лучшей при изготовлении считается та эмульсия, которая имеет однородную структуру. Однородность структуры эмульсии предопределяет ее физическую стабильность и достигается при высокой степени диспергирования.

Уникальные свойства высокодисперсных матричных эмульсий, а именно: водостойчивость, высокая плотность и вязкость, равномерность распределения тонкодисперсной фазы окислителя в горючей среде и близость контакта между ними, позволяют создать на их основе целую гамму различных составов ЭВВ.

Высокдисперсные матричные эмульсии могут изготавливаться методом ультразвукового диспергирования в аппаратах, где в качестве источника ультразвука используются либо гидродинамические излучатели, либо излучатели на основе электромеханически активных материалов (например, магнитострикционные преобразователи).

При ультразвуковом диспергировании дисперсность эмульсии увеличивается на несколько порядков по сравнению с дисперсностью без применения ультразвука [3] (механические миксеры).

Для протекания ультразвукового диспергирования необходима кавитация. При кавитации измельчение частиц окислителя (аммиачной селитры) будет происходить под действием ударных волн, возникающих при захлопывании кавитационных полостей.

Диспергирование начинается при интенсивности I ультразвука, превышающей некоторое пороговое значение I_n . Величина I_n составляет обычно несколько Вт/см² и зависит от кавитационной прочности жидкости, состояния поверхности твердой фазы, а также от характера и величины сил взаимодействия между отдельными частицами твердой фазы. С ростом скорость диспергирования, т.е. количество измельченного в единицу времени вещества $\Delta m/\Delta t$, возрастает. Диспергирование значительно интенсифицируется, если наряду со знакопеременным звуковым давлением с амплитудой $P_{зв}$ на жидкость наложить постоянное (статическое) давление P_0 . В этих условиях существенно возрастают пиковые значения давления в ударной волне и кавитационное разрушение твердой фазы ускоряется в десятки, сотни и даже тысячи раз при равных затратах акустической энергии [3]. Ультразвуковое диспергирование позволяет получать высокодисперсные, практически однородные и химически чистые эмульсии.

В качестве критериев качества эмульсии могут приниматься средний диаметр частиц и стандартное отклонение их размеров от среднего диаметра. С тем чтобы определить оптимальное значение какого-либо параметра, все другие параметры выбираются так, что их действием можно пренебречь. Тогда

$$A = (A_0 - A_\infty)e^{-kx} + A_\infty$$

где A - характеристика распределения капель (глобул) по размерам; x - исследуемый параметр; A_0 - значение характеристики при $x = 0$ или минимально возможное значение параметра; A_∞ - значение характеристики при $x \rightarrow \infty$; k - константа.

Далее принимаем, что

$$P = A_{\text{опт}} - A_\infty / A_0 - A_\infty$$

где $A_{\text{опт}}$ - оптимальное значение характеристики.

Оптимальное значение параметра $X_{\text{опт}}$ равно:

$$X_{\text{опт}} = -\ln P / K$$

Оптимальное значение времени $T_{\text{опт}}$:

$$T_{\text{опт}} = 1/K * (T - 1) A_\infty / \ln(A_0 - A_\infty)$$

При выборе технологии и параметров изготовления эмульсионных взрывчатых веществ следует ориентироваться на изготовление эмульсии определенного качества. Если необходимо иметь эмульсию высокой дисперсности, однородности и чистоты, то целесообразно применять аппараты ультразвукового диспергирования.

Образование эмульсии при ультразвуковом диспергировании связано с кавитацией, при этом эффективность диспергирования может быть выражена через эмульсионно-акустический КПД [4]:

$$\eta_{эм} = X \varepsilon_{эм} = E_K / E^* \varepsilon_{эм} / E_K = \varepsilon_{эм} / E$$

где $\varepsilon_{эм}$ – коэффициент активности кавитации в процессе эмульгирования; $E_{эм}$ – энергия, затрачиваемая на образование эмульсии.

Скорость эмульгирования в общем случае можно определить, как и для процесса диспергирования:

$$W_{эм} = \partial_2 \Delta G_{эм} / \partial V \partial t$$

где $\Delta G_{эм}$ – общая масса частиц эмульсии.

Энергия, затрачиваемая на образование эмульсии, равна

$$\varepsilon_{эм} = \iint (G_1 - G_2) dS$$

где S – поверхность раздела двух несмешивающихся жидкостей; σ_1 и σ_2 – поверхностные натяжения этих жидкостей на границе их с воздухом.

Если экспериментально определить распределение капель в эмульсии по размерам (методом оптической микроскопии), то можно рассчитать $E_{эм}$:

$$\varepsilon_{эм} = \sum_{i=1}^{n_{ж}} 4\pi \bar{a}_i^2 (G_1 - G_2) = 4\pi \bar{a}^2 n_{ж} (G_1 - G_2)$$

где $n_{ж}$ – число капель в эмульсии; $\bar{a}$ – средний радиус капель.

Так как

$$\Delta G_{эм} = \rho_{ж} n_{ж} 4/3 \pi \bar{a}^3 \quad \text{и} \quad S \gg S_0$$

$$\Delta S = 4\pi n_{ж} \bar{a}^2 = 3 \Delta G_{эм} / (\rho_{ж} \bar{a})$$

где $\rho_{ж}$ – плотность жидкости (эмульсии)

В неоднородной кавитационной области

$$X \varepsilon_{эм} = \frac{3(G_1 - G_2)}{\rho_{ж} \bar{a}} \frac{\partial \Delta G_{эм}}{\partial V \partial t} \frac{\partial^2 E}{\partial V \partial t}$$

Скорость эмульгирования

$$W_{\text{эм}} = \frac{\rho_{\text{ж}} \bar{a}}{2(c_1 - c_2)} \quad xE_{\text{эм}} = \frac{\partial E}{\partial v \partial t}$$

Как отмечалось выше, получение эмульсии ультразвуковым диспергированием может быть осуществлено с использованием гидродинамических излучателей, либо магнитострикционных преобразователей. В данной работе рассматриваются возможности использования магнитострикционных преобразователей типа ПМС.

Магнитострикционные преобразователи просты по конструкции, неприхотливы в эксплуатации, относительно дешевы, доступны и поэтому широко используются в промышленном производстве.

Магнитострикционные преобразователи могут быть изготовлены на любую частоту в диапазоне 8-300кГц. Чаще всего на практике применяют преобразователи, работающие на частотах 18-22 и 40-45кГц, вполне достаточных для развития в обрабатываемых средах кавитации.

В промышленной практике для интенсификации многих массообменных процессов требуется озвучивание больших объемов жидкостей. В этих случаях применяют преобразователи, имеющие развитую излучающую поверхность двигателя. Диафрагмы таких излучателей обычно работают не в резонансе и имеют сложную характеристику излучения.

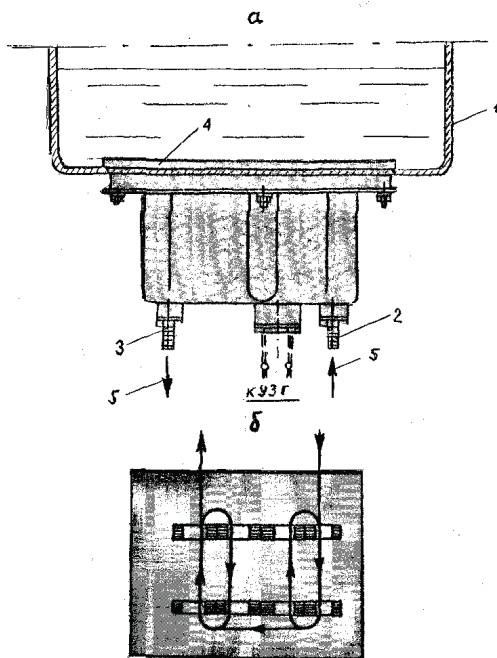
Для работы с жидкостями наиболее широкое распространение в промышленной практике получили магнитострикционные преобразователи типа ПМС-6, ПМС-2,5-18. На их основе промышленность выпускает ультразвуковые ванны для различных технологических целей.

Для изготовления матричных эмульсий типа «вода в масле» для ЭВВ может быть использован преобразователь магнитострикционный ПМС-2,5-18. Преобразователь рассчитан для работы с ультразвуковыми генераторами УЗГ2-4М, УЗГ3-10 и др. Необходимый режим работы эмульгирования преобразователя приведен в таблице 1.

Таблица 1 - Необходимый режим работы эмульгирования преобразователя

Параметр	Ед. изм.	Величина	
		номинальное значение	предельное отклонение
Мощность потребления	кВт	2,5	± 0,9
Мощность акустическая	кВт	0,9	не менее
Ток подмагничивания	А	26	± 3
Ток возбуждения	А	20	не более
Частота колебаний	кГц	18	± 1,35

Напряжение питания	В	360	± 80
Коэффициент полезного действия	%	40	не менее
Расход воды для охлаждения	л/мин	3	$\pm 0,5$
Габаритные размеры	Мм	320×304×203	
Масса	кг	15	не более



Схематически преобразователь ПМС-2,5-18 изображен на рисунке 1.

а – общий вид;

б – обмотка преобразователя.

1 – корпус ванны;

2 – входной штуцер: $d_{вн} = 6\text{мм}$, $d_{нар} = 18\text{мм}$;

3 – выходной штуцер: $d_{вн} = 9\text{мм}$, $d_{нар} = 18\text{мм}$;

4 – диафрагма;

5 – направление протекания воды охлаждения.

Рисунок 1- Схема преобразователя ПМС-2,5-18

Преобразователь состоит из следующих основных элементов:

- активный элемент (двигателя), выполненного в виде восьми пакетов, расположенных в два ряда. Пакеты набраны из штампованных О-образных пластин железокобальтового сплава 49К2Ф (пермендора), имеющих габаритные размеры $131 \times 60 \times 0,2$ мм, ширина набора каждого пакета 8 мм. На каждый пакет намотана обмотка проводом ПТГ-660 сечением $2,5 \text{ мм}^2$ по 20 витков;
- согласующий элемент, выполненный в виде диафрагмы (пластины) из нержавеющей стали $12 \times 18\text{Н9Т}$ размером 320×304 мм;
- емкости для водяного охлаждения активного элемента, выполненной из сплава АЛ2. В дне емкости имеются два штуцера: с меньшим внутренним диаметром – для входа воды, с большим – для выхода воды.

Крепление преобразователя к ванне производится с помощью рамки из рамки из сплава АЛ2 через прокладку из резины ТМКЩ-М.

От ультразвукового генератора (УЗГ) к обмотке возбуждения преобразователя подводятся два напряжения: постоянное напряжение, переменное напряжение. Под воздействием постоянного напряжения через обмотки 8-ми пакетов протекает постоянный ток поляризации. Переменное напряжение создает ток возбуждения. В двигателе, таким образом, возникают продольные механические колебания. Эти колебания передаются согласующему элементу - диафрагме и далее диспергируемой жидкости. Возникающая кавитация создает условия для перехода смеси в высокодисперсное состояние с образованием однородной и химически чистой эмульсии. В процессе эмульгирования, при выборе оптимального значения интенсивности ультразвука следует иметь в виду, что при слишком малых интенсивностях кавитационные процессы не развиваются, а чрезмерное повышение интенсивности для данной частоты приводит к значительному вырастанию в полупериод растяжения максимального радиуса кавитационной полости, что приводит к ослаблению кавитационных процессов.

Порог кавитации зависит от физико-химических свойств жидкости и, в особенности от частоты ультразвука.

Так, для возбуждения кавитации в воде при 20 кГц требуется интенсивность звука около 1 Вт/см^2 , при 200 кГц – 10 Вт/см^2 , при 500 кГц - 200 Вт/см^2 , а при 3 МГц – 50 кВт/см^2 [5]. Ультразвуковое эмульгирование для систем «вода-масло» протекает на частоте 25 кГц при интенсивности звука в пределах от долей Вт/см^2 до нескольких Вт/см^2 . Величина порогового значения интенсивности снижается, если эмульгирование протекает вблизи поверхности твердой фазы. С увеличением времени обработки смеси ультразвуком концентрация эмульсии возрастает, достигая некоторого предельного значения [3].

Параметры ультразвукового эмульгирования при производстве эмульсии для эмульсионных взрывчатых веществ рекомендуется определять экспериментально.

Литература

1 Натаров О.В., Тимофеев М.В. опыт производства и применения эмульсионного ВВ «Порэммит» в ОАО «Апатит» Горный журнал №2, 2000.

2 Андреев А.С., Дресвянников А.П. Опыт изготовления и применения простейших гранулированных и эмульсионных ВВ в ОАО «Ураласбест». Взрывное дело – 99: мат. межд. конф. – М.: МГГУ, 1999.

3 Новицкий Б.Г., Анисимова В.А. Выбор оптимальных условий для ультразвукового диспергирования суспензий. «Ультразвуковая техника», в.1, 1965.

4 Маргулис М.А. Основы звукохимии. М.: Высшая школа, 1984.

5 Кнэпп Р., Дейли Дж., Хэммит Ф., Кавитация, пер. с англ., М.: 1974.

**Амирсеилов Р.Б., Куртмоллаев Р.Э., Пальцев С.А.,
Бажанов Б.Б.**

О ДИНАМИКЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ И ВЗРЫВНОМ ДРОБЛЕНИИ РУД ЭМУЛЬСИОННЫМИ ВВ

Мақалада ерітінділеу динамикасы мен кенді эмульсиялық жарылғыш заттарды жару арқылы кейбір мәселелері қарастырылған.

В статье рассматриваются отдельные вопросы динамики выщелачивания и взрывном дроблении руд эмульсионными ВВ.

The paper considers some issues of dynamics of leaching and explosive ore crushing using the emulsion explosives.

Горнодобывающая промышленность Казахстана характеризуется в последние годы увеличением глубины разрабатываемых месторождений руд цветных, редких и радиоактивных металлов, усложнением их геоморфологического строения, снижением содержания металлов в рудах – все это создает трудности в эффективном освоении недр традиционными способами добычи полезных ископаемых. В связи с этим важнейшей задачей горнодобывающего производства является расширение области применения геотехнологических методов добычи полезных ископаемых (ПВ – подземное, КВ – кучное выщелачивание).

В Казахстане впервые кучное и подземное выщелачивание были применены для добычи урана. В последующем они нашли применение для добычи золота и меди. Подземное (шахтное) выщелачивание металлов сдерживается отсутствием дешевых, нетоксичных растворителей, способных извлекать металлы из сульфидных руд, сложностью получения мелкофракционного дробления руды при скважинной ее отбойке в подземных условиях.

Основное условие выщелачивания – подвод к поверхности растворяющего твердого тела химического реагента и отвод прореагировавшего вещества от места реакции. Важнейшим фактором, определяющим успех выщелачивания из скальных руд, является характер рудной минерализации. Минерализация может быть прожилковая, когда металл сосредоточен на поверхности твердого тела или открытых трещин, либо вкрапленная, когда металл рассеян в объеме горной породы. К наиболее благоприятным рудам для выщелачивания относятся руды с прожилковой минерализацией.

При выщелачивании полезного компонента из подготовленных (дробленных взрывом) руд массоперенос осуществляется путем диффузии растворенных веществ (растворителя, растворенного металла) в поровом пространстве горных пород, при этом система уравнений динамики выщелачивания записывается в виде:

- уравнение баланса массы металла (Me)

$$\frac{\partial g}{\partial t} + \frac{\partial c}{\partial t} = D_c \frac{\partial^2 c}{\partial x^2}; \quad (1)$$

- уравнение кинетики выщелачивания Me

$$\frac{\partial g}{\partial t} = \beta [c - c_H(a)]; \quad (2)$$

- уравнение равновесия, определяющего зависимость растворимости C_H рудного минерала от концентрации раствора:

$$C_H = aa^n, \quad a = \text{const}, \quad (\text{обычно } n=1,2,3); \quad (3)$$

- уравнение баланса массы растворителя

$$\frac{\partial a}{\partial t} + W = D_a \frac{\partial^2 a}{\partial x^2}; \quad (4)$$

- уравнение кинетики выщелачивания

$$W = -\frac{\partial m}{\partial t} = \begin{matrix} Ka, (m \leq m_0) \\ o, (m > m_0) \end{matrix}; \quad (5)$$

где m и m_0 – соответственно, текущая и исходная концентрации металла;

D_c, D_a – соответственно, константы скорости реакции выщелачивания металла и породообразующих минералов;

a – исходная концентрация растворителя;

∂ – концентрация металла в твердом и C – в жидком состоянии.

Показатель интенсивности выщелачивания [1]

$$K_v = \frac{d\sqrt{\xi d}}{3h\sqrt{d-h}}, \quad (6)$$

где d – диаметр куска руды;

h – толщина слоя минерального вещества;

ξ – исходное содержание растворимого металла.

Выражение (6) показывает, что интенсивность выщелачивания зависит как от величины содержания металла в выщелачиваемой руде, так и от степени ее дробления.

В соответствии с теорией проф. В. Л. Кирпичева [2] энергоемкость разрушения горных пород, подготовленных к выщелачиванию:

$$A_{\partial p} = -C_{\partial p} \int_{D_{cp}}^{\partial p} \frac{d_x}{x} = C_{\partial p} \ell n \frac{D_{cp}}{d_{cp}}, \quad (7)$$

$$\text{где } C_{\partial p} = \frac{\sigma^2 V}{2E \ell n \frac{D_{cp}}{d_{cp}}};$$

D_{cp} – средний размер куска до разрушения (дробления);

d_{cp} – средний размер куска руды после дробления;

σ – прочностная характеристика руды (горной породы);

E – модуль Юнга;

V – разрушаемый объем;

$C_{др}$ – коэффициент пропорциональности.

Факторами, обуславливающими степень дробления отбиваемой для выщелачивания руды, являются объем дробления, удельный расход ВВ и физико-механические свойства массива.

Задаваясь необходимой степенью дробления руды, можно определить требуемый расход ВВ

$$g = g_0 + \frac{3U_{y\partial}}{\eta} \ln \frac{D_{cp}}{d_{cp}}, \quad (8)$$

где $U_{y\partial}$ – удельная энергоемкость дробления руды; η – к.п.д. энергии взрыва.

$$d_{cp} = \frac{100}{\sum \frac{V_i}{x_i}}, \quad (9)$$

где V_i – весовой выход требуемого класса крупности, %;

x_i – средний диаметр требуемого класса

Обычно значение v выражается уравнением Розина-Раммлера

$$v = 1 - \exp(-\epsilon x^n), \quad (10)$$

где v – суммарный выход кусков по минусу, %; x – размеры куска; ϵ и n – параметры, зависящие от свойств горной породы и размерности величины x .

Подставляя уравнение (10) в (9) получим

$$d_{cp} = \frac{1}{n\epsilon \int_{x_{\min}}^{x_{\max}} x^{n-1} e^{-\epsilon x^n} dx}$$

Значение коэффициентов n и ϵ определяются из решения системы уравнений

$$\left. \begin{aligned} N_1 &= 100 \exp(-\epsilon x_{\max}^n); \\ N_2 &= 100 \exp(-\epsilon x_{\min}^n); \end{aligned} \right\}$$

где N_1 – выход негабарита для процесса выщелачивания, %;

$x_{\max}$ – размер негабаритного куска руды;

N_2 – выход мелочи (зона бризантного действия взрыва);

$x_{\min}$ – минимальный размер куска

Таким образом, задаваясь размером и процентом выхода негабарита, минимальным размером частиц и их процентным выходом, можно оценивать обратный средний размер куска, а следовательно, и задаваться необходимой для выщелачивания степенью дробления горного массива.

При ведении взрывных работ существует предельная энергоемкость разрушения, являющаяся параметрической характеристикой среды, определяющей максимальные энергетические затраты на дробление горной массы. В трещиноватом массиве, подготавливаемом к выщелачиванию, определяющее влияние на степень его дробления энергией взрыва могут оказывать системы структурных ослаблений.

В таблице 1 приведены расчетные значения удельного расхода ВВ, рекомендуемые для дробления горной массы различной категории крепости при подготовке руды к выщелачиванию.

Таблица 1 - Расчетные значения удельного расхода ВВ, рекомендуемые для дробления горной массы различной категории крепости при подготовке руды к выщелачиванию

Показатели	Категория крепости пород по М. М. Протодьяконову					
Потенциальная энергия ВВ, Кдж/кг•10 ³	0.5-1	1-3	3-5	5-9	9-14	14-20
	3.0-3.4	3.4-4.0	4.0-4.4	4.4-4.7	4.7-5.0	5.0-5.5
Удельный расход ВВ, кг/м ³ , для дробления руды до: d=10см d=15см d=20см	0.9	1.1	1.4	1.7	2.0	2.7
	0.8	1.0	1.2	1.5	1.8	2.3
	0.75	0.85	0.95	1.25	1.5	1.9

Для подготовки руды к выполнению, в зависимости от конкретных условий производства работ, могут использоваться различные типы взрывчатых веществ. Главное, чтобы их энергетические характеристики и физические свойства (водоустойчивость, кислотостойкость и т.п.) удовлетворяли требуемым условиям выщелачивания.

В современных условиях функционирования горнодобывающего производства, для целей выщелачивания металлов наиболее целесообразно использовать ВВ, изготавливаемые из невзрывчатых компонентов на мини-заводах горных предприятий. К числу таких ВВ следует отнести водосодержащие (эмульсионные) взрывчатые вещества такие как: поэрмиты, гранэммиты, сибириты, интериты. Мощность этих ВВ обусловлена высокой объемной концентрацией энергии и большой скоростью ее выделения. Энергия взрыва этих ВВ находится в пределах 3,2-3,7 Кдж/кг•10³—5,3-6,1 Кдж/кг•10³, что вполне удовлетворяет условиям таблицы 1.

Сравнительные характеристики ВВ, рекомендуемых для использования при подготовке руды к выщелачиванию, приведены в таблице 2.

Таблица 2 - Сравнительные характеристики ВВ, рекомендуемых для использования при подготовке руды к выщелачиванию

Наименование ВВ	Теплота взрыва, Кдж/кг	Плотность заряжения, кг/м ³	Скорость детонации, км/с	Газовыделение, л/кг	Чувствительность к удару, %
Поэрмиты	2881	1250	4,9-5,2	12,2	0
Гранэммиты	3345-3638	1350-1400	4,9—5,2	34-38	0
Сибириды	2588-2703	800-1250	4,89-5,1		0
Интерит20	3307	1120	5,39	27,7	0
Интерит40	3500	1350	5,42	28,0	0

Высокая плотность заряжения ВВ позволяет повышать концентрацию энергии в скважине в 1,5-3 раза по сравнению с обычными гранулированными ВВ типа граммонит 79/21, гранулит АС-8 и другими и сокращать удельный расход ВВ. Большая скорость выделения энергии обуславливает в зоне разрушения давление детонации $(6-7) \cdot 10^3$ МПа – при взрывании неметаллизированных и $(14-17) \cdot 10^3$ МПа при взрывании металлизированных ВВ. По мощностным характеристикам и плотности данные ВВ не уступают высокопроцентным динамитам, а по стоимости в 2-3 раза дешевле.

Таким образом, при решении задач подготовки горной массы взрывом к выщелачиванию постановка цели заключается в достижении заданной степени дробления руды взрывчатым веществом с определенными свойствами и энергетическими характеристиками, позволяющими оптимально расходовать ВВ, а в качестве критерия оценки степени дробления должен приниматься средний линейный размер куска взорванной массы.

Литература

- 1 Строительство и эксплуатация рудников подземного выщелачивания/Под редакцией В. Н. Мосинца. М., Недра, 1987
- 2 С. Е. Андреев. О законах дробления. Горный журнал, №4, 1962

Бердинов Б. А., Франк А.Э., Жубаниязов А., Перцев Н.

**К ВОПРОСУ УПРАВЛЕНИЯ ЭНЕРГИЕЙ ВЗРЫВА ПРИ
ДРОБЛЕНИИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ
ЭМУЛЬСИОННЫХ ВВ**

Тау жыныстары массивін эмульсиялық жарылғыш заттар күшімен уату барысында жарылыс энергиясын басқару мәселелері қарастырылады.

Рассматривают вопросы управления энергии взрыва при дроблении массива горных пород с использованием эмульсионных взрывчатых веществ.

The paper touches upon the issues of explosion energy control at the crushing of rock massifs using the emulsion explosives.

В горнорудной практике накоплен значительный опыт по отбойке крепких руд различным типом взрывчатых веществ. В последнее время наибольшее применение на подземных и открытых горных работах находят эмульсионные ВВ на основе аммиачной селитры (россыпные и патронированные).

Буровзрывные работы должны обеспечивать эффективную добычу полезных ископаемых, гарантировать дробление массива с заданной кусковатостью. Решение этой проблемы связано с повышением к.п.д. использования энергии взрыва при одновременном получении больших объемов горной массы с такой степенью дробления, которая бы обеспечивала максимальную производительность горношахтного и транспортного оборудования, высокие технико-экономические показатели предприятия в целом.

По современным представлениям, разрушение пород взрывом – это процесс, протекающий под совокупным влиянием газообразных продуктов детонации, ударных и упругих волн. Масса заряда ВВ при взрыве мгновенно превращается в газы, находящиеся под огромным давлением и это давление передается в массив в виде ударной волны. В зоне действия ударных волн напряжение на фронте волны может превышать модуль объемного сжатия среды и в пределах 3-5 радиусов заряда образуется зона пластических деформаций. Дальнейшее разрушение среды, при прохождении прямой волны сжатия до границы раздела сред и отражения от нее, происходит за счет растягивающих напряжений.

Энергоемкость разрушения горных пород массива определяется на основе гипотез В. Л. Кирпичева, П. Риттимгера и Ф. Бонда, общее дифференциальное уравнение которых имеет вид [1]:

$$dA = -a \frac{dx}{x^n}, \quad (1)$$

где A – энергия взрыва; x – размер дробления горной породы (линейный); n – показатель степени.

Задаваясь значениями n можно получить уравнения для определения затрат энергии на разрушение горных пород.

$$\text{при } n=1 \text{ (гипотеза В. П. Кирпичева): } A = -a \int_{D_{cp}}^{\frac{dx}{x}} = -a \ln \frac{D_{cp}}{d_{cp}}, \quad (2)$$

$$\text{при } n=2 \text{ (гипотеза П. Риттимгера): } A = -a \int_{D_{cp}}^{\frac{dx}{x}} = a \left(\frac{1}{d_{cp}} - \frac{1}{D_{cp}} \right), \quad (3)$$

$$\text{при } n=1,5 \text{ (гипотеза Ф. Бонда): } A = -a \int_{D_{cp}}^{\frac{dx}{x}} = 2a \left(\frac{1}{\sqrt{d_{cp}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{cp}}} \right), \quad (4)$$

где D_{cp} – средний размер кусков до дробления; d_{cp} – средний размер кусков после дробления; a – коэффициент пропорциональности, характеризующий удельную работу разрушения $a''' = 10(2 - \mu)f$

(где μ – коэффициент Пуассона; f – коэффициент крепости пород по шкале М. М. Протодяконова).

Если обозначить объем разрушаемой взрывом горной массы через V , а показатель степени дробления через $C_{др} = \sum_{i=1}^m \ln \frac{D_{cp}}{d_{cp1} \dots m}$ и учесть характер энергоемкости разрушения в зависимости от скорости взрывного нагружения массива горных пород v , то удельные затраты энергии на дробление горных пород могут быть выражены:

$$W_{gp} = a_{\Sigma}''' \sum_{i=1}^m \ln \frac{D_{cp}}{d_{cp1} \dots m} \left(1 + \frac{0.06}{\sqrt{f}} \ln v_n \right), \quad (5)$$

где w_{gp} – удельные затраты энергии; v_n – скорость нагружения породы; a_{Σ}''' – удельная объемная энергия разрушения.

Суммарные затраты энергии на дробление и перемещение горных пород взрывом составят:

$$W_{\Sigma} = V \left[a_{\Sigma}''' \sum_{i=1}^m \ln \frac{D_{cp}}{d_{cpm}} \left(1 + \frac{0.06}{\sqrt{f}} \ln v_n \right) + W_n \right], \quad (6)$$

где $W_n = \frac{V_{\rho} \ln K_{\rho}}{2g} C_0^2 \cdot 10^{-3}$ – энергия, затрачиваемая на перемещение взрывом отбитой горной массы; V_{ρ} – перемещенная масса; C_0 – начальная скорость движения массы; K_{ρ} – коэффициент разрыхления.

Удельный расход ВВ:

$$q = \frac{W_{\Sigma}}{Q\eta}, \quad (7)$$

где Q – масса заряда; η – к.п.д. взрыва

Если рассматривать существующие способы, управления энергией взрыва, то следует отметить, что доминирующей идеей, лежащей в основе различных способов, является идея перераспределения энергии ВВ между бризантной и фугасной формами ее проявления. Увеличение доли энергии, идущей на полезную работу, за счет уменьшения затрат энергии на переизмельчение горной породы у зарядной полости обеспечивает более равномерное дробление взрываеваемой части массива и повышение к.п.д. взрыва, т.е. задача управления энергией взрыва в скальных породах сводится к уменьшению затрат энергии на инерционное поле скоростей и увеличение затрат энергии на передачу волновому полю.

Доля энергии взрывного импульса, переданной в массив в виде волн напряжения, может быть оценена как [2]:

$$W = 1 - (a_1')^2 = 1 - \left(\frac{Z_i - F\rho_{BB}D}{Z_i + F\rho_{BB}D} \right)^2, \quad (8)$$

где Z_i – сопротивление зарядной полости;

$$Z_i = R_i + jY_i = F\rho_{BB}D(R_i + jY_i), \quad (9)$$

где F – поверхность зарядной полости; ρ_{BB} – плотность заряжания ВВ; D – скорость детонации ВВ.

При взрыве заряда в скважине скорость смещения полости скважины (частиц горной массы – v_m) и давление p не совпадают по фазе. Сопротивление смещению будет состоять из активного сопротивления массива R_1 и граничной среды R_2 .

Скорость смещения частиц горной породы и напряжение в волновом поле (по ЛНС) можно найти, в этом случае, из выражений

$$\begin{aligned} v &= v_m e^{-nt} + a_{1v} v_m e^{-n(t-t_{AKT})}; \\ a_{1v} &= -\frac{R_2 - R_1}{R_1 + R_2}; \\ G &= G_m e^{-nt} + a_{1p} G_m e^{-n(t-t_{AKT})}; \\ a_{1p} &= \frac{R_2 - R_1}{R_1 + R_2}, \end{aligned}$$

где v_m – скорость смещения частиц; G – напряжение; a_{1v} – коэффициент отражения волны по амплитуде скорости; a_{1p} – коэффициент отражения волны по амплитуде давления; t_{AKT} – время действия положи-

тельной фазы давления в данной точке от момента вступления импульса до прихода отраженной волны.

Установлено, если взрывные работы ведутся в условиях зажима, то зажимающая среда ускоряет процесс развития различных трещин, идущих от заряда, за счет более равномерного распределения взрывного импульса в среде [3].

При оценке эффективности дробления горных пород взрывом за основные критерии, определяющие эффективность, принимают выход негабарита и степень дробления горных пород. Использование приведенного аппарата теории взрыва позволяет управлять протеканием взрывных процессов, подбором соответствующего состава ВВ.

В настоящее время на подземных и открытых горных работах тротильные ВВ вытесняются эмульсионными. Эмульсионные ВВ отличаются от других видов ВВ свойством изменять плотность, следовательно, энергию взрыва. Изменяя плотность во всем заряде, можно, не уменьшая проектной высоты заряда в последнем ряду скважин, уменьшить бризантный эффект взрыва на приграничный массив. Сохранение недозаряда на уровне остальных скважин будет способствовать увеличению зоны дробления взрывом по высоте колонки заряда [4]. Плотность эмульсионного ВВ при зарядании скважин регулируют числом оборотов винтового насоса дозатора на смесительно-зарядной машине и расходом газогенерирующей добавки. Снижение плотности ВВ достигается увеличением расхода газогенерирующей добавки при зарядании. Регулирование объемной концентрации энергии взрыва путем изменения плотности заряда по рядам скважин, позволяет уменьшать зону нерегулируемого дробления при отбойке уступа на карьере, и снизить удельный расход ВВ.

Эффективность взрывной отбойки горной массы эмульсионными ВВ с регулируемой степенью дробления, за счет изменения плотности зарядов, подтверждается опытными данными. Так, например, на Восточном руднике ОАО «Апатит» была проведена серия экспериментов по управлению энергией взрыва за счет изменения плотности эмульсионных ВВ. [4]

Экспериментами установлено – оптимальный диапазон исходной плотности зарядания, обеспечивающий высокую скорость детонации, составляет от 970 до 1160 кг/м³. Лучшее качество дробления получено – 970 кг/м³ для последнего ряда скважин, 1110 кг/м³ для предпоследнего ряда и 1160 кг/м³ – для остальных отбойных скважин.

Таким образом, можно утверждать, что применение эмульсионных ВВ, за счет возможности регулирования их плотности, позволяет корректировать энергию взрыва и получать требуемую степень дробления горных пород.

Нарастающий опыт применения ЭВВ в мировой горнорудной промышленности, в том числе в казахстанской, свидетельствует о существенных преимуществах этих ВВ над ВВ других классов.

Эмульсионные ВВ позволяют:

- находиться в обводненных скважинах (например, ЭВВ «Интерит-40») довольно длительное время без потери энергетических свойств;
- регулировать в широких пределах энергетическое воздействие на разрушаемый массив горных пород, за счет большого диапазона изменения плотности ВВ (от 650 до 1400 ккал/дм³) или введения в состав энергетических добавок;
- безопасно воспринимать механические и тепловые нагрузки, следовательно, безопасно с ними работать;
- механизировать зарядку скважин и при взрыве минимизировать газовую вредность;
- иметь доступную и сравнительно дешевую сырьевую базу для изготовления.

Внедрение инженерных методов управления энергией взрыва, направленных на достижение заданной степени дробления, должно, в конечном итоге, обеспечивать повышение общей экономической эффективности применения той или иной технологии добычи руд.

Литература

- 1 С. Е. Андреев. О законах дробления. Горный журнал, №4, 1962.
- 2 Е. Скучик. Основы акустики, т. I. Ил., М., 1958.
- 3 Строительство и эксплуатация рудников подземного выщелачивания/ Под общей редакцией проф., д.т.н. В. Н. Мосинца. М., Недра, 1987.
- 4 Мосинец В. Н., Абрамов А. В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. – М., Недра, 1982.

Нурлыбаев Р.О., Тамбиев П.Г., Попов В.Н.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ НОВОГО ЭФФЕКТИВНОГО ВРУБА ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВЫРАБОТОК И ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКЕ В ПОДЗЕМНЫХ УСЛОВИЯХ

Мақалада қатты тау жыныстарын қазымдауда үңгі пайда болу технологиясы мәселелері және тура үңгінің көлбеу үңгіден артықшылығы мен өзгешілігі қарастырылған. Тура призмалықүңгілеу жұмысын талдау негізінде оны саңылау қуыспен қоса пайдалану тиімді екені анықталды, ол үшін забой массивінде жарыспа ілеспе шпурлар бұрғылауға арнайы құрылғы жасалды.

В статье освещаются вопросы, связанные с технологией врубо-образования при проведении горных выработок в крепких породах. Рассматриваются особенности и преимущества прямого вруба перед наклонным. На основе анализа работы прямых призматических врубов доказываемся эффективность применения прямого вруба с использованием щелевой полости, для чего специально разработано устройство по бурению параллельно – сопряженных шпуров в призабойном массиве выработки и способ образования вруба в нем.

The paper covers the issues related to the technology of cut-formation at the construction of mine workings in hard rocks. Considers the particularities and advantages of bum cuts over angledone. On the basis of analysis of operation of bum box cuts, the efficiency of application of a bum cut using fissure cavity is proven; for this, a device for the drilling of parallel connected blast-holes in the bottom-hole massive of a working and the method of kerf-formation in it were specially developed.

В современных условиях горного производства, главной задачей взрывной отбойки, безусловно, является использование энергии взрыва соразмерно прочностным характеристикам разрушаемых сред. Однако на практике зачастую бывает так, что при значительных энергозатратах достигаются лишь невысокие показатели взрывного разрушения (отбойки). При этом основными причинами и источниками потери недешевой энергии взрыва, следует считать, прежде всего, слабое использование знаний о теоретических положениях взрывного дела, как например, о характере и механизме взрывного разрушения крепких скальных горных пород зарядами взрывчатого вещества (ВВ).

Основополагающими в процессе и технологии взрывной отбойки являются принцип и метод управления энергией взрыва, обуславливающие то, или иное действие взрыва на объект (горный массив). На современной стадии изученности явлений детонации и закономерностей разрушения горных пород взрывом, может быть намечен целый ряд методов управления энер-

гией взрыва, одним из которых является повышение качества и работоспособности врубов за счет совершенствования их конструкций. Исходя из этого, следует считать, что среди множества факторов, влияющих на показатели шпуровой отбойки, ключевым является качество вруба, обеспечивающее полное разрушение породы на всю глубину пробуренных шпуров и выброс раздробленной породы из места взрыва при прочих равных условиях.

Практика показывает, что один из основных показателей взрывной отбойки - коэффициент использования шпура (КИШ) главным образом зависит от качества вруба. Увеличение зарядов ВВ в отбойных шпурах практически мало влияет на величину подвигания забоя горной выработки. Как известно шпуровые заряды по характеру расположения и взрывания находятся не в одинаковых условиях и при взрыве оказывают влияние друг на друга. Неравенство условий работы шпуровых зарядов ВВ может быть объяснено следующими факторами:

- линия наименьшего сопротивления (ЛНС) неодинакова для всех шпуров, даже в условиях одного и того же забоя;
- конфигурация обнажения внутри вруба после взрыва каждого из первых шпуровых зарядов, непрерывно изменяется;
- соотношение числа врубовых и отбойных шпуров непостоянно и зависит от категорий крепости и взрываемости пород, обусловленных их напряженно-деформированным состоянием (НДС), площади поперечного сечения и условий оконтуривания выработки.

Существующие представления о разрушении горных пород в проходческом забое исходят из того, что массив находится под воздействием значительного зажима со стороны боковых пород, вследствие всестороннего объемного их сжатия. Влияние этого зажима тем больше, чем меньше площадь поперечного сечения выработки и больше глубина шпуров. В целях обеспечения наилучших условий разрушения и достижения максимальной полноты отрыва необходимо создать условия нагружения, способствующие образованию наибольшей врубовой полости как по площади, так и по глубине. Это обеспечивает благоприятные условия для разрушения остальной основной части объема массива в пределах величины заходки соответствующими группами шпуров (вспомогательными, отбойными и оконтуривающими).

Известно, что врубовые шпуры предназначены в основном для образования дополнительной свободной поверхности и работают в условиях наличия максимального зажима; отбойные - для разрушения и отрыва массива от забоя, работают в условиях отсутствия зажима. Следовательно, чтобы добиться полноты отрыва необходимо выбрать такую конструкцию вруба, которая могла бы обеспечить максимальную разгрузку забоя от действия зажима. Практикой ведения буровзрывных работ (БВР) доказано, что этим требованиям или условиям в наибольшей степени отвечают прямые призматические типы врубов в силу своих специфических конструктивных особенностей, характеризующих их универсальность в применении и высо-

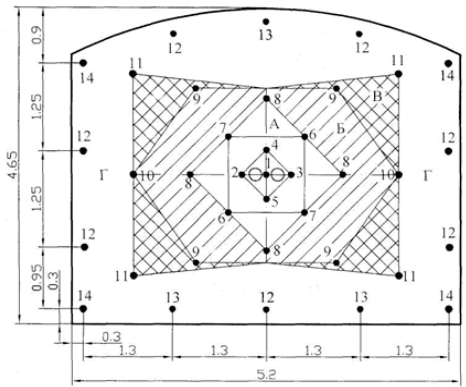
кую работоспособность со стабильными показателями и повышенной глубиной заходки, по сравнению с наклонными клиновыми типами врубов, при условии обеспечения взаимной параллельности комплекта шпуров между собой в призабойном массиве. Правильный выбор параметров прямого вруба позволяет значительно увеличить уходку забоя за взрыв по сравнению с врубами наклонного типа, что и предопределяет эффективность использования прямых врубов в выработках среднего и большого сечения.

Особенностью конструкций прямого вруба, используемых в настоящее время, является наличие одного или нескольких «холостых» шпуров (скважин), которые выполняют роль дополнительного обнажения и являются компенсационной полостью для разрушаемого взрывом междушпурового пространства. Большинство исследователей считают, что в комплекте прямого вруба незаряжаемые шпуры того же диаметра, что и заряжаемые, ожидаемого эффекта не дают, так как из-за малого сечения этих шпуров приращение объема разрушаемого массива ограничивается очень малыми расстояниями между ними, равными 2-3 диаметрам этих шпуров. Считается, что при таких расстояниях даже самое незначительное их отклонение от заданного направления существенно влияет на эффективность взрыва. В подобных случаях имеет место разрушение врубового целика не на всю глубину, разрушаемый материал частично запрессовывается и не позволяет добиться полной очистки врубовой полости. Результатом является очень низкий КИШ. Надо отметить, что подобное явление отмечается наиболее часто для выработок малого сечения, для которых характерен высокий коэффициент зажима.

При расчете параметров прямого вруба основным является определение пробивного расстояния между заряжаемыми шпурами и компенсационной полостью. Рациональным пробивным расстоянием считается предельное расстояние между центрами, обеспечивающее эффективность отбойки не ниже нормативной для данных конкретных условий. Это расстояние подбирается таким образом, чтобы, несмотря на неизбежные технологические отклонения шпуров вруба и компенсационной скважины от заданного направления, заряд ВВ мог гарантированно разрушить междушпуровый целик и удалить разрушенный материал из образованной полости без запрессовки.

Несмотря на большое количество исследований, полный механизм работы взрывной энергии в шпурах прямых врубов изучен еще недостаточно. В практике ведения взрывных работ имеется большое число примеров, когда в одних и тех же условиях выброс раздробленного материала из полости вруба не осуществлялся. В связи с этим ряд авторов предлагает в центральный (холостой) шпур или скважину помещать небольшой заряд выброса, взрыв которого осуществляется одновременно со взрывом второй или третьей серии вруба или в интервале между сериями. Исследованиями по определению параметров такого вруба и области его рационального применения занимались многие ученые и специалисты. Исследования, посвященные конструкциям прямых врубов и характеру их работы в породах

При проведении выработок в крепких породах в последние годы, особенно при проходке выработок с применением самоходных бурильных установок, нашел широкое применение прямой вруб. На рисунке 1 показана схема расположения шпуров при проходке выработок сечением 22,8 м², на рудниках Жезказгана, а параметры паспорта БВР приведены в таблице 1.



Как условно отмечено на рисунке 1 взрывание шпуров производят последовательно. Шпуры разделены на четыре группы: А, Б, В, Г.

Таблица 1 - Параметры буровзрывных работ при проходке выработок площадью 22,8м² прямым врубом с двумя компенсационными скважинами

Параметры/технические показатели паспорта БВР	
Сечение забоя, м ²	22,8
Количество шпуров, шт.	37
Диаметр шпуров, мм	51
Количество скважин (d-89 мм), шт.	2
Недозаряд, м	0,68

Глубина заходки, м	3,8
Объем бурения, м	148,2
Заряд гран. ВВ на шпур, вруб, кг	7,8
Заряд гран. ВВ на шпур, остальные, кг	5,2
Всего ВВ на цикл, кг	233,6
гранулированное ВВ, кг	226,2
патронированные ВВ (аммонал), кг	7,4
Площадь забоя на один шпур, м ²	0,62

В таблице 2 приведены расчеты удельного расхода ВВ в каждой группе шпуров.

Таблица 2 - Удельный расход ВВ

Группа шпуров	Номера шпуров	Кол-во шпуров	Масса заряда в шпуре, кг	Расход ВВ в группе		Объем отбитой породы, м ³	Удельный расход ВВ, / м ³
				кг	%		
1	1-8	13	8,0	104,0	44,5	4,9	21,2
2	9-10	6	5,4	32,4	13,9	11,9	2,7
3	11	4	5,4	21,6	9,2	7,3	3,0
4	12-14	14	5,4	75,6	32,4	45,3	1,7
	ИТОГО	37	-	233,6	100,0	69,4	среднее 3,4

Ниже по результатам расчетов удельного расхода ВВ построена диаграмма их распределения по четырем группам шпуров : А, Б, В, Г.

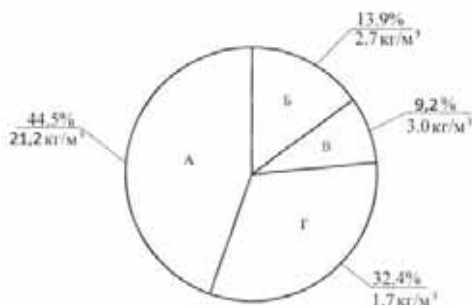


Рисунок 2 - Диаграмма распределения энергии по группам шпуров.

Как видно из данной диаграммы, при среднем удельном расходе В.В. на весь комплект $3,4 \text{ кг/м}^3$ удельный расход в каждой группе изменяется от 1,7 до $21,2 \text{ кг/м}^3$.

Первую группу А составляют 13 врубовых шпуров, которые и формируют врубовую полость. Несмотря на весьма значительный удельный расход ВВ ($21,2 \text{ кг/м}^3$) в данном комплекте шпуров и относительно большой площади поперечного сечения выработки, даже при использовании во врубе двух компенсационных скважин диаметром 89 мм КИШ не превышает 0,80, установленного по результатам 200 циклов взрывания на Анненском руднике ПО «Жезказганцветмет» «Корпорации Казахмыс» (таблица 3).

Таблица 3. – Определение коэффициента использования шпуров при проходке выработок сечением $22,8 \text{ м}^2$ на Анненском руднике (ноябрь 2010 г.)

№ п.п.	Рудник, бригада	Проходка за месяц, $\ell_{\phi}, \text{п.м.}$	Кол-во циклов, n	Глубина шпуров по паспорту БВР $\ell_{\pi}, \text{п.м.}$	Расчетная проходка за месяц - $\ell_p = \ell_{\pi} \cdot n$	КИШ – $\eta = \frac{\ell_{\phi}}{\ell_p}$
1	Тлегенов	182	55	3,7	203,5	0,89
2	Ахитов	143	46	3,7	170,2	0,84
3	Бажибаев	140	52	3,7	192,4	0,73
4	Кожахметов	127	47	3,7	173,9	0,73
			Σ 200	Средний КИШ		0,80

Как показано на диаграмме распределения энергии взрывов по группам шпуров (рисунок 2) для взрывания врубовых шпуровых зарядов неоправ-

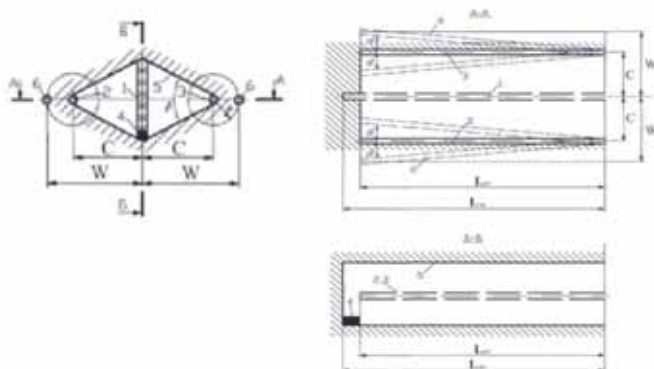
данно расходуется значительное количество ВВ при относительно небольшом значении КИШ, равного 0,80. Причем, как установлено из практики с увеличением глубины шпуров, особенно во врубе и вблизи него, КИШ устойчиво снижается. Это обусловлено известным положением, что некоторая часть в конце шпурового заряда ВВ находится на большом удалении от забойной поверхности в области объемного сжатия и повышенной концентрации напряжений, и поэтому взрывается в условиях большего зажима, чем заряды других групп шпуров.

Следует отметить, что все возрастающие требования к БВР в нынешних условиях, когда происходит интенсивное оснащение горно-проходческого комплекса современным оборудованием и техническими средствами, возможности прямого призматического вруба для достижения желаемых результатов взрывной отбойки становятся недостаточными и исчерпываются самой физической природой вруба, т.е. происходит некоторое несоответствие параметров вруба к потенциальным техническим возможностям горно-проходческого оборудования, которое требует значительного фронта работ, что не может обеспечить прямой вруб со своим ограниченным компенсационным пространством для последующей отбойки пород в призабойном массиве. Таким образом, в результате недостаточности объема обнажения и свободных поверхностей, образуемых при прямом врубе, не обеспечивается эффективное использование дорогостоящей техники для обуривания забоя, следовательно, снижается производительность труда и скорость проходки выработки.

В таких случаях, как показывают результаты исследований, что наиболее технически целесообразным и экономически выгодным является использование прямого вруба со щелевой полостью, обеспечивающего значительные обнажения и компенсационное пространство для последующей отбойки пород. Такой вруб позволяет создать достаточный объем компенсационного пространства за счет обуривания во врубе ряда параллельно-сближенных, т.е. сопряженных шпуров или скважин, число и диаметр которых зависят от крепости, напряженно-деформированного состояния пород и поперечного сечения выработки.

В результате выполненных исследований разработан новый способ образования вруба с использованием щелевой полости и устройство для ее образования (Предпатент РК № 3805 «Устройство для бурения прилегающих шпуров»). Схема образования призматического вруба с использованием щелевой полости показана на рисунке 3.

Физическая сущность образования вруба со щелевой полостью (ЩП) заключается в том, что ЩП образует в призабойном массиве выработки вторую обнаженную поверхность и поэтому заряды ВВ отбойных шпуров вруба 2 и 3 взрываются не в зажиме, а на свободную поверхность ЩП, при этом пробивное расстояние «С» между отбойными шпурами вруба 2 и 3 и щелевой полостью принимается меньше, чем линия наименьшего сопротивления W на величину возможного линейного отклонения донной части шпура.



1-щелевая полость, 2 и 3 – отбойные шпуров вруба, 4 – заряд в щелевой полости, 5 – поверхность вруба, 6- возможные максимальные отклонения шпуров 2 и 3

Рисунок 3 – Схема образования вруба со щелевой полостью

Этим самым исключается человеческий фактор - влияние возможного отклонения в направлении бурения отбойных шпуров вруба 2 и 3 относительно ЩП на результаты взрыва и обеспечивается разрушение породного слоя толщиной «С» на всю длину отбойных шпуров вруба L_{om} , которые равны также длине отбойных шпуров всего комплекта, за счет чего и достигается КИШ $\eta = 1,0$.

Щелевая полость в призабойном массиве выработки создается путем бурения ряда параллельно-сопряженных шпуров (ПСШ) с использованием устройства для их бурения. Устройство «ПСШ» просто по конструкции, и может быть изготовлено в мастерских рудника (рисунок 4).

Устройство ПСШ испытано в Жезказгане – выбурено несколько щелей глубиной 1,0-1,5 м в серых песчаниках, аргиллитах и алевролитах. Выбуренная щелевая полость показана на рисунке 5.

При выбуривании щелевой полости было установлено, что скорость бурения сопряженного шпура в зависимости от крепости пород в 1,5-2,0 раза выше по сравнению со скоростью бурения пионерного шпура.



Рисунок 4— Устройство для бурения параллельно-сопряженных шпуров
(Предпатент РК №3805)

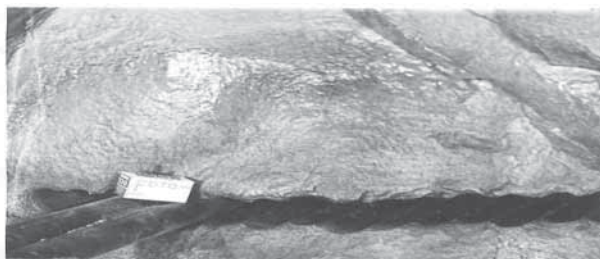


Рисунок 5— Щелевая полость, выбуренная в песчаниках Жезказгана
коронкой диаметром 42 мм

Предварительный оценочный расчет показал относительно высокую технико-экономическую эффективность применения предлагаемого нового вруба со щелевой полостью в производственных условиях на проходческих и очистных работах.

Таким образом, внедрение вруба со щелевой полостью в сочетании с современной буровой техникой позволит, прежде всего, повысить производительность горнопроходческого комплекса, скорость и темп проведения выработок, чего требует очистная выемка в нынешних рыночных современных условиях ведения горных работ на вновь разрабатываемых месторождениях, особенно со сложными горно-геологическими условиями, аналогичными Жезказганскому месторождению. Продолжением данной статьи будет расчет и обоснование технико-экономической эффективности предложенных разработок и рекомендаций для условий рудников Жезказгана.

Нурлыбаев Р.О., Тамбиев П.Г., Попов В.Н.

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ РАЗРУШЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД ШПУРОВЫМИ ЗАРЯДАМИ

Бұл мақалада жаңа тура жарықша қуысты бұрғыжарылыс үңгілеу жұмыстары негізінде жасалған төлқұжат көрсетілген, ол қазір Жезқазған кеніштерінде қазбаның үңгілеу аудандық қимасы 22,8 м² болған жағдайда қолданылып жүр. Ұсынылып отырған әзірленімдер мен ұсыныстардың техника-экономикалық тиімділігінің есебі мен негіздемесі берілген.

В статье на основе нового прямого вруба со щелевой полостью показана разработка паспорта буровзрывных работ, (БВР), адаптированного к штатному паспорту БВР, применяемому в настоящее время на рудниках Жезказгана при проходке выработок сечением 22,8 м³. Даются расчеты и обоснование технико – экономической эффективности применения предложенных разработок и рекомендаций в производственных условиях для последующего внедрения.

On the basis of a new burn cut with fissured cavity the paper shows the development of the certificate of drilling and blasting operations, adapted to the standard certificate of drilling and blasting operations currently applied at the ore mines of Zhezkazgan at the drifting of workings with the section of 22.8 m³. Calculations and feasibility study of the efficiency of application of the proposed developments and recommendations in production conditions are given for the consequent implementation.

На рудниках и шахтах в Казахстане ежегодно проходят более 600 км горных выработок различного назначения. На рудниках ПО «Жезказганцветмет» в настоящее время ежегодно проходят около 60 км горизонтальных выработок, а всего в «Корпорации «Казахмыс» - более 100 км. На долю буровзрывных работ приходится 40-45% от общих затрат, как при проведении выработок, так и на очистных работах. Отбойку пород и руд на проходческих и очистных работах ведут шпуровыми зарядами.

Одним из основных показателей при оценке эффективности отбойки горных пород шпуровым способом, как ранее уже отмечалось, является коэффициент использования шпуров (КИШ), а основным элементом в комплекте шпуров является группа шпуров, образующая при взрыве вруб, который и предопределяет КИШ.

Мировой опыт показывает, что наиболее высокие показатели при отбойке шпуровыми зарядами достигаются при использовании в призматическом врубе незаряжаемых (компенсационных) шпуров или скважин увеличенного диаметра, по отношению к диаметру шпуров основного комплекта, поэтому на рудниках ПО «Жезказганцветмет» с 2010 г. при проведении выработок стали использовать призматический вруб с двумя компенсационными скважинами



б – расположение шпуров в прямом врубе:

Многочисленными исследованиями установлено, что взрывание шпуровых зарядов при расстоянии между шпурами и скважиной больше двух-трех диаметров шпура не дает положительного результата. Даже небольшие отклонения шпуров от заданного направления приводят к увеличению толщины породной перемычки между шпуrom и скважиной более двух-трехкратного диаметра шпура.

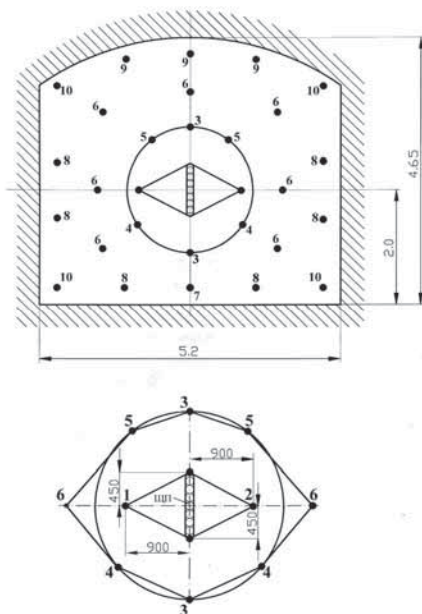
В связи с этим необходимо отметить, что используемые в настоящее время на подземных горных работах буровые установки не снабжены устройствами для бурения параллельных шпуров, поэтому пробуренные шпуры в донной части могут иметь линейные отклонения в сторону увеличения больше, чем двух-трехкратный диаметр шпура, и мощность заряда ВВ оказывается недостаточной для полного разрушения породной перемычки между шпу-

ром и скважиной, в результате чего КИШ при длине шпуров 3,5-4,0 м не превышает $\eta = 0,8$.

Из-за низкого КИШ только на рудниках Жезказгана ежегодно «недопроходят» (теряют) около 12 км горных выработок, что приводит к значительному экономическому ущербу и повышает себестоимость проведения выработок, а на очистных работах - себестоимость добытой руды.

Одним из путей снижения себестоимости проведения выработок и добычи руды на очистных работах с применением шпуровых зарядов - это совершенствование буровзрывных работ, в основном, за счет усовершенствования конструкции и улучшения качества вруба, а также технологии образования врубовой полости, чему была посвящена предыдущая статья в данном томе сборника.

На основе имитационного моделирования разработана схема расположения шпуров с прямым врубом, в котором используется щелевая полость (рисунок 2). Паспорт буровзрывных работ (БВР) адаптирован к штатному паспорту БВР, применяемому в настоящее время на рудниках Жезказгана при проходке выработок сечением $22,8 \text{ м}^2$.



а – расположение отбойных шпуров

б – расположение отбойных шпуров вруба 1 и 2 и щели и первой секции отбойных шпуров комплекта 3, 4, 5 и 6

Рисунок 2 – Схема расположения шпуров при проведении выработок сечением $22,8 \text{ м}^3$ с использованием во врубе щелевой полости

Параметры буровзрывных работ при проходке выработок сечением 22,8 м² с различным типом вруба приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Параметры буровзрывных работ при проходке выработок сечением 22,8 м² с различным типом вруба

№ п.п.	Технические показатели	Ед.изм.	Вруб	
			с двумя скважинами	со щелевой полостью
1	Площадь сечения выработки	м ²	22,8	22,8
2	Количество шпуров: в том числе: врубовые отбойные скважины шпур в щели	шт	37	29
		шт	13	2
		шт	24	27
		шт	2	-
		шт	-	18**
3	Диаметр шпура	мм	51	51
4	Диаметр скважины	мм	89	-
5	Глубина шпура	м	3,8	3,8
6	Глубина скважины	м	3,8	-
7	Глубина шпура в щели	м	-	4,2
8	Объем бурения: шпуров скважин шпуров в щели	м	148,2	173,6
		м	140,6	106,4
		м	7,6	-
		м	-	67,2
9	Заряд гранулированного ВВ на : врубовые (6 порций) отбойные (4 порции) патронированные	кг	7,8	7,8
		кг	5,2	5,2
		кг	0,2	0,2
		кг	-	-
10	Расход ВВ, в том числе: врубовые отбойные патронированные заряд в щели	кг	233,6	179,0
		кг	101,4	15,6
		кг	124,8	156,0
		кг	7,4	6,4
		кг	-	1,0
11	Расход СИНВ-Ш	шт	37	32
12	Расход ДШ	м	15	10
13	Уход выработки за цикл при КИШ: 1,0 0,9 0,8	п.м	-	3,8
			3,4	-
			3,0	-
			-	-

*- скорость бурения скважин диаметром 89 мм в 3-3,5 раз ниже по сравнению с бурением шпуров диаметром 51 мм;

** - скорость бурения сопряженного шпура в 1,5-2 раза выше по сравнению с бурением (первого) пионерного шпура.

Расчет затрат времени на бурение при различных врубах

Эксплуатационная скорость бурения:

- шпур диаметром 51 мм, глубиной 3,8 м – 3,5 мин.;
- скважина диаметром 89 мм, глубиной 3,8 м – 12,3 мин.;
- сопряженный шпур диаметром 51 мм, глубиной 4,2 м – 1,9 мин.

Таблица 2 – Затраты времени на бурение

Наименование	С двумя скважинами			Со щелью		
	количество, шт	скорость бурения шпура, мин.	время бурения, мин.	количество,шт	скорость бурения шпура, мин.	время бурения, мин.
Шпур диаметром 51 мм	37	3,5	130	92	3,5	102
Скважина диаметром 89мм	2	12,3	25	-	-	-
Сопряженный шпур диаметром 51 мм	-	-	-	18	1,9	34
Итого			155			136

Как видно из данных расчета (таблица 2) затраты времени на бурение всего комплекта шпуров с разной конструкцией вруба практически одинаковы.

Также необходимо отметить, что дополнительно сократится общее время на зарядание шпуров, так как при врубе со скважинами заряжается 13 шпуров, а со щелевой полостью только два.

Далее произведем оценку технико-экономической эффективности применения прямого вруба со щелевой полостью при проходке выработок и на очистных работах.

Основные положения оценки технико-экономической эффективности

Применение предлагаемого прямого вруба со щелевой полостью позволяет проходить выработки с КИШ, близким к предельному значению $\eta = 0,95-1,0$, следовательно, при тех же затратах можно дополнительно увеличить объем проходки до 20%, а на очистных работах объем отбитой руды за одну уходку не менее чем на 15-20% и получить при этом значительный экономический эффект.

Кроме экономического эффекта, получаемого за счет увеличения объема проходки и добываемой руды при использовании прямого вруба со щелевой полостью, снижается расход взрывчатых материалов, а также исключаются затраты на приобретение коронок диаметром 89 мм.

Таким образом, общий экономический эффект при использовании прямого вруба со щелевой полостью, включает три показателя: дополнительное увеличение объема проходки, снижение затрат на приобретение взрывчатых

материалов (ВМ) и снижение расходов на приобретение коронок диаметром 89 мм. В общем, экономическая эффективность рассчитывается по формуле

$$\Sigma \Xi = \Xi_{\text{пр}} + \Xi_{\text{ВМ}} + \Xi_{\text{к}}$$

где $\Sigma \Xi$ – экономический эффект от применения прямого вруба со щелевой полостью;

$\Xi_{\text{пр}}$ – экономический эффект за счет увеличения объемов проходки;

$\Xi_{\text{ВМ}}$ – экономический эффект от снижения затрат на приобретение ВМ;

$\Xi_{\text{к}}$ – экономический эффект от снижения расходов на приобретение коронок диаметром 89 мм.

Расчет экономического эффекта при проведении горизонтальных выработок сечением 22,8 м² с использованием вруба со щелевой полостью

В настоящее время на рудниках ПО «Жезказганцветмет» (ЖЦМ) проходят в год около 60 км горизонтальных горных выработок. При проведении выработок применяют прямой вруб с двумя незаражаемыми скважинами диаметром 89 мм.

Фактический коэффициент использования комплекта шпуров изменяется от 0,77 до 0,85, а среднее значение находится в пределах $\eta = 0,8 - 0,82$.

При $\eta = 0,8$ ежегодно на рудниках ПО «ЖЦМ» не допроходится 20 % выработок, что составляет $60 \times 0,2 = 12$ км.

1. Объем – V проходки 1 п. м выработки площадью поперечного сечения $S = 22,8 \text{ м}^2$ равен:

$$V = S \cdot 1,0 = 22,8 \cdot 1,0 = 22,8 \text{ м}^3$$

2. Стоимость отбойки 1 куб. м горной породы $C_{\text{от}}$ при проведении горной выработки по данным Головного проектного института и Жезказганского шахтно-проходческого треста составляет 6000 – 7000 тенге. В расчетах принимаем $C_{\text{от}} = 6500 \text{ тг/м}^3$. Таким образом, стоимость проходки $C_{\text{пр}}$ одного п. м. выработки будет равна:

$$C_{\text{пр}} = C_{\text{от}} \cdot V = 6500 \times 22,8 = 148200 \text{ тенге},$$

$$\text{или при } \$1 = 147 \text{ тенге} \quad C_{\text{пр}} = 1008 \text{ долл. США.}$$

Годовой экономический эффект, за счет дополнительно пройденных выработок $L_{\text{доп}} = 12$ км составит:

$$\Xi_{\text{пр}} = C_{\text{пр}} \cdot L_{\text{доп}} = 1008 \times 12000 = 12096000 \text{ долл. США}$$

Расчет экономического эффекта от снижения затрат на приобретение взрывчатых материалов (ВМ)

При использовании в прямом врубе щелевой полости количество заряжаемых шпуров уменьшается на 11, а общий расход взрывчатых веществ

снизится (таблица 2, п.10) на $Q_{\text{ВВ}} = 233,6 - 179,0 = 54,6$ кг, что в расчете на 1 п. м проходки выработки с глубиной заходки 3,8 м составит :

$$Q_{\text{ВВ}} = 54,6 : 3,8 = 14,4 \text{ кг.}$$

Средневзвешенная цена ВМ (гранулированные ВВ, патрон-боевик и средства взрывания) не превысит $C_{\text{ВМ}} = 90$ тенге/кг.

Экономический эффект $\mathcal{E}'_{\text{ВМ}}$ от снижения расходов на приобретение ВМ при проходке 1 п.м. выработки составит:

$$\mathcal{E}'_{\text{ВМ}} = C_{\text{ВМ}} \times Q_{\text{ВВ}} = 90 \times 14,4 = 1\,296 \text{ тенге/п.м} \approx 9 \text{ долл/п.м}$$

Годовой экономический эффект от снижения расходов на приобретение ВМ при проходке $L = 60$ км равен:

$$\mathcal{E}_{\text{ВМ}} = \mathcal{E}'_{\text{ВВ}} \times L = 9 \times 60\,000 = 540\,000 \text{ долл. США}$$

Расчет экономии за счет неиспользования во врубе скважин диаметром 89 мм

Объем бурения скважин диаметром 89 мм на одну уходку длиной 3,8 м составит $l_{\text{СКВ}} = 3,8 \times 2 = 7,6$ м. Следовательно, на проходку 1 п.м выработки объем бурения скважин $l'_{\text{СКВ}}$ будет равен:

$$l'_{\text{СКВ}} = 7,6 : 3,8 = 2,0 \text{ м.}$$

Общий объем бурения скважин диаметром 89 мм при проходке 60 км выработок будет равен $\Sigma l_{\text{СКВ}} = l'_{\text{СКВ}} \times L = 2,0 \times 60\,000 = 120\,000$ м.

Износостойкость коронки диаметром 89 мм равна 800 м.

Необходимое количество $N_{\text{К}}$ коронок для бурения 120000 п.м. скважин равно:

$$N_{\text{К}} = 120\,000 : 800 = 150 \text{ шт.}$$

Стоимость коронки диаметром 89 мм $C_{\text{кор}} = 249$ долл. США

Экономия за год за счет неиспользования коронок диаметром 89 мм составит:

$$\mathcal{E}_{\text{К}} = C_{\text{кор}} \times N_{\text{К}} = 249 \times 150 = 37\,350 \text{ долл. США.}$$

Общая экономия за год при проходке 60 км выработок с использованием вруба со щелевой полостью составит

$$\Sigma \mathcal{E} = 12\,096\,000 + 540\,000 + 37\,350 = 12\,577\,350 = 12,7 \text{ млн. долл. США.}$$

На рудниках «Корпорации «Казахмыс» за год проходят более 100 км горизонтальных горных выработок, таким образом годовой экономический эф-

фekt при внедрении предлагаемого вруба со щелевой полостью увеличится в 100: 60 = 1,7 раз и составит $12,7 \times 1,7 = 21,6$ млн. долл. США.

Оценка технико-экономической эффективности при использовании вруба со щелевой полостью на очистных работах

На рудниках ПО «Жезказганцветмет» в год добывают 21-22 млн. тонн руды. Отбойку руды ведут шпуровым методом, поэтому и на очистных работах также можно использовать вруб со щелевой полостью, обеспечивающий КИШ $\eta = 0,95 - 1,0$, в результате чего добыча руды дополнительно увеличится не менее, чем на 15 %, что соответственно составит $21 \times 0,15 = 3,15$ млн. тонн.

При содержании меди 1 % дополнительно после металлургического передела будет получено $3\,150\,000 \times 0,01 = 31\,500$ т меди. При стоимости 1 т меди 9000 долл. США дополнительный доход составит:

$$9\,000 \times 31\,500 = 283\,500\,000 \text{ долл.} = 283,5 \text{ млн. долл. США}$$

С учетом извлечения других компонентов (серебро, золото, цинк и другие) доход увеличится в несколько раз.

Снижение себестоимости добычи руды за счет увеличения глубины заходки до 5-6 м

Одним из путей снижения себестоимости добычи руды является повышение производительности комплексов самоходных машин, за счет увеличения объема отбитой руды за один цикл, что можно достичь увеличением глубины заходки до 5-6 м за цикл.

В свое время, бывшим Министерством цветной металлургии СССР, ВНИИцветмету, (г. Усть-Каменогорск), который был головным институтом по проблеме подземной разработки руд цветных металлов, в связи с высокой стоимостью самоходных машин, было дано задание разработать технологию проведения горизонтальных выработок с глубиной заходки 5 и более метров.

Эту работу ВНИИцветмет выполнял в течение пяти лет. Были исследованы различные типы врубов и технология их образования при проведении выработок в крепких породах.

В результате проведенных исследований было установлено, что приемлемые технико-экономические показатели с КИШ $\eta = 0,9$ можно получить только лишь при длине шпуров до 2,5 м, а при глубине шпуров 3,5 – 3,8 м КИШ не превышает $\eta = 0,8$.

Эти показатели КИШ $\eta = 0,9$ для глубины шпуров до 2,5 м и $\eta = 0,8$ для глубины шпуров 3,5 – 3,8 м и были приняты за нормативные при проведении горных выработок на рудниках Министерства цветной металлургии СССР.

Использование вруба со щелевой полостью при отбойке руды на очистных работах при длине шпуров 5,0 и более метров скважин обеспечит КИШ, близкий к предельному $\eta = 0,95 - 1,0$, а, следовательно, увеличится объем отбитой за один цикл руды, что повысит производительность погрузочно-доставочных комплексов и снизит себестоимость добычи руды.

Оценочные расчеты показали, что при средней себестоимости 1 т добычи руды на рудниках Жезказгана 16 долл., с увеличением глубины заходки до 5 м себестоимость может снизиться на 3-4 долл./т.

Таким образом, в результате выполненных НИР:

1 Показана техническая возможность выбуривания в призабойном массиве выработки щелевой полости.

2 Разработаны принципиально новая конструкция вруба со щелевой полостью и устройство для ее выбуривания.

3 Разработана оптимальная схема расположения комплекта шпуров с врубом новой конструкции, которая адаптирована к паспорту буровзрывных работ, применяемому в настоящее время на рудниках Жезказгана для проходки выработок сечением 22,8 м².

4 Обоснована экономическая целесообразность использования при взрывных работах нового способа образования вруба со щелевой полостью

Выполненные НИР позволяют приступить к опытно-промышленным работам по внедрению высокоэффективной технологии взрывных работ при разрушении горных пород шпуровыми зарядами, на основе новой конструкции вруба со щелевой полостью.

Гуменников Е.С., Жалгасулы Н.

НЕКОТОРЫЕ АСПЕКТЫ ПРОЦЕССА ГИДРОИМПУЛЬСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРУШЕНИЯ КРЕПКИХ ПОРОД

Мақалада қатты және абразивтік тау жыныстарын гидроимпульсті бұзудың басқа қолданыстағы бұрғы-жарылыс технологиясына, сондай-ақ дыбыстан жылдам болат және кумулятивтік снарядтармен бұзуға қарағанда тиімділігіне салыстырмалы талдау жасалған. Массивке енгізілмекші дыбыстан жылдам снарядтардың салыстырмалы процестеріне қисынды түсініктемелер берілген. Қопарылатын массивпен дыбыстан жылдам өзара әрекеттестік режиміндегі гидроимпульсті технологияның техникалық әлеуметтік, экономикалық тиімділік белгілері көрсетілген.

В статье дается сравнительный анализ эффективности гидроимпульсного разрушения крепких и абразивных пород в рудной промышленности относительно существующей буровзрывной технологии, а также опытных процессов разрушения сверхзвуковыми стальными и кумулятивными снарядами. Даны логические пояснения сравниваемых процессов внедрения сверхзвуковых снарядов в массив и характера объемного отрыва. Перечислены признаки технической, социальной и экономической эффективности гидроимпульсной технологии в режиме сверхзвукового взаимодействия с разрушаемым массивом.

The paper contains comparative review of efficiency of hydroimpulsive destruction of hard and abrasive rocks in mineral industry and existing drilling and blasting technology as well as pilot processes of destruction using ultrasonic steel and hollow-charge shells. It includes logical explanations of the compared processes of implantation of ultrasonic shells into the rock mass and description of volumetric breakaway. Features of technical, social and economic efficiency of hydroimpulsive technology in the mode of ultrasonic interaction with the destroyed rock mass are listed.

Новая поточная технология разрушения крепких, в том числе и особо крепких и абразивных пород направлена на существенное увеличение производительности и экологической безопасности на подземных горных работах. Особенно актуальна гидроимпульсная технология для отработки небольших или средних золоторудных и редкометальных месторождений, где из-за сравнительно малых объемов годовой выемки наблюдается существенное отставание технического обеспечения горных работ от уровня крупного производства.

Современные горнорудные предприятия, работающие на крепких и абразивных породах и рудах, имеют в своей основе циклическую буровзрывную технологию производства.

Эта технология предопределяет проблемы практически всей технологической цепи горных предприятий, а именно:

- необходимость буровых работ, занимающих в цикле большую часть рабочего времени, затрат энергии, эксплуатацию сложного и дорогостоящего оборудования;

- цикличность всех основных процессов и связанные с этим громоздкость транспортного оборудования, задающих соответствующие сечения транспортных выработок на рудниках;

- высокая энергоёмкость и затрат на строительство общешахтных сооружений, а именно: комплексы подземного дробления, вентиляционно-калориферные сооружения для проветривания рудников по условиям массовых взрывов, котельные, компрессорные станции;

- строительство и содержание дорогостоящего комплекса капитальных вентиляционных выработок, рассчитанного по максимальному расходу взрывчатых веществ (ВВ);

- высокая разнофракционность взорванной массы от пыли до негабаритов и связанные с этим затраты на вторичное дробление и транспортировку;

- значительные переборы относительно проектных сечений проходимых буровзрывным способом выработок, нарушенность законтурного массива мощными взрывами с активизацией процессов заколообразования и вывалов;

- потери сырья и разубоживание в системах разработки с массовыми взрывами;

- организационно-технические проблемы, связанные со снабжением рудников ВВ и средствами взрывания (СВ), с их хранением, с учётом за расходом, с испытаниями ВВ и СВ, с уничтожением остатков, с особыми требованиями к обслуживающему персоналу по безопасности работ с ВВ и СВ;

- высокий травматизм на буровзрывных работах с наиболее тяжёлыми последствиями на всех подземных рудниках.

Процессы сверхзвукового ударного разрушения горных пород достаточно хорошо изучены и апробированы. Одним из практических примеров является опытная проходка расстрелом забоя из зенитного орудия стальными болванками. Скорость соударения болванки с забоем порядка 1000 м/с. Получены удовлетворительные данные по производительности, но имеются существенные недостатки в части загазованности выработки при постоянном управлении процессом людьми в проходимой выработке, в части необходимости извлечения болванок из отбитой породы и в высокой стоимости боевых снарядов.

Другим примером является способ разрушения кумулятивными зарядами ВВ. Также получены удовлетворительные данные по производи-

тельности, но имеет место такая же загазованность в зоне управления метательной установки кумулятивных зарядов.

Гидроимпульсный способ имеет определённые технические сходства с вышеуказанными средствами, но при этом имеет существенные положительные отличия и преимущества.

Сходство в первую очередь заключается в кумулятивности процесса, т.е. также является остро направленным в сторону ударного заглубления, только выполняется не стальной приострѐнной болванкой и не газовой струей, имеющей скорость до 15 км/с, а водяным снарядом, имеющим скорость 1000 м/с и более.

Решающим фактором всех сравниваемых способов является расходуемое количество энергии на объѐм разрушения. Абсолютным критерием энергоёмкости разрушения является время ударного взаимодействия с разрушаемым объектом. Время взаимодействия от 0,003 до 0,008 с характеризует взрывные процессы, которые являются самыми экономичными по удельным затратам энергии (7-8 Дж/см³). Для сравнения разрушение буровыми шарошками удельные затраты энергии составляют 200-250 Дж/см³. При разрушении стальными болванками и гидроснарядами время взаимодействия с забоем при погружении в массив, например на глубину 500 мм, составит всего 0,001 с, что характеризует действие высокобризантных ВВ.

Однако здесь имеются существенные отличия в пробивной способности двух сравниваемых вариантов и объѐме отрыва породы.

Стальная болванка заглубляется с высоким уплотнением породы перед собой в пробиваемом сечении. Поэтому большая часть кинетической энергии снаряда расходуется на преодоление сопротивления опережающего ядра уплотнения, пылевого разрушения породы и разрушения собственной высокопрочной формы. Воронкообразный отрыв породы ограничивается действием конусной поверхности самой болванки, а это явно недостаточно в сравнении с затраченной мощностью выстрела, особенно на слабых податливых породах.

Водяной снаряд в процессе погружения лобной частью в породный массив имеет избирательную возможность разноскоростного пробоя толщи путѐм проникновения в естественные или образуемые ударом трещины, а также в разрушаемые слабые породные пропластки. При этом жидкое поперечное сечение водяного снаряда в пробиваемом канале расширяется с мощным гидростатическим давлением, характеризующимся величиной своего торможения. Это распорное давление является главным фактором, осуществляющим воронкообразный отрыв породы от массива.

Процесс имеет некоторое сходство с взрывом в зажатой среде с весьма эффективной забойкой устья шпура, роль которой здесь выполняет кумулятивная инертность водяного снаряда. Здесь нет потерь от обратных утечек энергии из устья пробиваемого сечения, а также излишнего метания кусков из зоны малого сопротивления породы отрыву,

поскольку каждому уровню сопротивления чётко соответствует уровень гидростатического распора.

Остальные составляющие положительные признаки очевидны. Процесс в полной мере экологически чистый, поскольку привод гидропушки электрический. Водяной снаряд имеет наименьшую стоимость из всех сравниваемых.

Расчётный объём разрушения монолитной породы килограммовым снарядом со скоростью соударения с забоем 1000 м/с составляет порядка 50 дм³. В естественной природе абсолютно монолитных пород не существует, поэтому практический объём разрушения будет выше и будет существенно отличаться на отбойке разных пород.

Относительно кумулятивных зарядов ВВ показатели производительности будут примерно одинаковыми. Сверхвысокая скорость газовой кумулятивной струи, которая превышает скорость водяного снаряда в 15 раз, компенсируется плотностью водяного снаряда, который превосходит газовую плотность примерно в 200 раз.

Гидроимпульсное разрушение горных пород отличается от буро-взрывного тем, что в буровзрывном процессе производится неуправляемое разрушение законтурной части проектного сечения. И чем сильнее взрыв, тем больше законтурное разрушение массива. Нарушение его структуры всегда создаёт большие проблемы для технологической безопасности горных работ.

В гидроимпульсном способе разрушения процесс протекает управляемо с малой единичной мощностью микровзрывов, не представляющих опасности для переборов и раскрытия трещин в законтурном массиве.

Результатами использования новой технологии являются:

- полное исключение из цикла разрушения горных пород буро-взрывных работ и соответствующего объёма проветривания выработок от продуктов взрывания,

- увеличение среднегодовой производительности по разработке горной массы за счёт непрерывности процесса отбойки,

- обеспечение выхода однородной мелкокусковой фракции, что позволит на 100% конвейеризировать отгрузку отбитой горной массы,

- обеспечение безопасности людей на проходке и эксплуатации выработок, в том числе и на эксплуатации высокообъёмных очистных камер посредством дистанционных расстрелов навесов и заколов при дальности полёта снаряда до 20 и более метров,

- обеспечение технологии проходки горных выработок гладкостенным способом без всяких дополнительных мероприятий и затрат,

- обеспечение проходки протяжённых подземных выработок или транспортных тоннелей без промежуточных вентиляционных выработок (вентиляционных восстающих, вентстволов),

- снижение объёмов проветривания на подземном предприятии в 5–8 раз и соответствующее снижение затрат энергии на подогрев возду-

ха в зимнее время. Возможно полное исключение специальной вентиляционной системы подземных выработок проветриванием по транспортным выработкам.

Указанные преимущества для вновь строящегося рудника создадут весьма значительную экономию капитальных и эксплуатационных затрат.

Литература

1 Импульсные водометы для разрушения горных пород: обзор. информ. Серия: Горное дело.— М.: ЦНИИцветмет экономики и информации, 1978.

2 Отчет по теме № 4506322000-013 / Ин-т «Донгипроуглемаш». - Донецк, 1984.

3 Малюшевский П.П. Основы разрядно-импульсной технологии.- Киев: Наук. думка, 1983.-272с.

4 Жалгасулы Н., Гуменников Е.С. Новая безвзрывная горная технология. В сб. трудов Междун. научно-практ. конф. «Проблемы комплексного освоения минерального сырья Дальнего Востока», Хабаровск, 2005

Кабетенов Т., Бахмагамбетова Г.Б.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ДЛИНЫ, ДИАМЕТРА СКВАЖИН И МОЩНОСТИ РУДНЫХ ТЕЛ НА ЛНС ВЕЕРНЫХ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

Мақалада «Ачполиметалл» АҚ жағдайында бұрғыаттыру жұмыстарының параметрлерін есептеуге жүргізілген ғылыми-зерттеу жұмыстарының нәтижелері келтірілген. Кен денесінің қуаты кеміген жағдайда ҚҚС сызықсыз байланыспен төмендейді, сонымен қатар кен денесінің қуатына және проф. М. М. Протодьяконовтың шкаласы бойынша тау жыныстарының беріктігінің өсуіне байланысты ұңғымалардың ұзындығы мен диаметрі арасындағы өзара қатынас кемиді.

Приводятся результаты НИР по расчету параметров буровзрывных работ в условиях АО «Ачполиметалл». При изменении мощности рудных тел линии наименьшего сопротивления уменьшаются нелинейно, а также в зависимости от мощности рудных тел и с увеличением крепости горных пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова, уменьшается соотношение между длиной и диаметром скважин.

The scientific researches results on drilling and blasting parameters design in JSC Achpolimetall conditions are presented. With core intersection decreasing the Least Resistance Line reduce about nonlinear dependence, and depending on core intersection and rocks hardness increasing on a prof. M.M. Protodkonov scale the ratio between the hole length and diameter decreases.

Известно, что с изменением мощности рудных тел соответственно изменяется средняя длина скважин в веере. В то же время известно, что с изменением длины скважин изменяется величина заряда взрывчатого вещества (ВВ) в скважине.

Очевидность увеличения импульса взрыва ВВ с увеличением заряда в скважине не вызывает никаких сомнений.

Как правило, в технической литературе, посвященной определению линии наименьшего сопротивления (ЛНС) веерных комплектов скважин [1-14], влияние мощности рудных тел на ЛНС не учитывается.

Вместе с тем, следует отметить утверждение [15] о том, что в одном ряду, т. е. в веере должно быть не менее четырех скважин при заданной мощности рудных тел.

Производственные опыты показали, что с уменьшением мощности рудных тел, например до 3,0 м (маломощное рудное тело), отбойка горных пород скважинами длиной 18-20м становится чрезвычайно сложной даже при выполнении условий расположения требуемого количества

скважин. Примером может служить отбойка руды из маломощных рудных тел на бывшем Миргалимсайском руднике из подэтажных выработок с наклонной высотой подэтажа 16-20м.

При мощности рудных тел 3,0 м, высоте подэтажа 16-18 м, углах падения рудного тела 52-60°, ЛНС равной 1,4-1,5 м, обеспечение полноты отбойки руды стало возможным при следующих условиях:

- в пределах мощности рудных тел располагались 4 скважины;
- расстояние между концами скважин 1,0 м;
- часть скважин сбивалась выше лежащим горизонтом;
- диаметр скважин 0,55м;
- тип ВВ - гранулит АС-8;
- производилась корректировка траекторий скважин;
- тип бурового станка БСМ-1.

Необходимо также отметить, что в данной ситуации при наклонной высоте 16-18 м и мощности рудных тел 3,0 м с учетом отклонения скважин от заданного направления коэффициент сближения скважин составил 0,67.

Кроме этого, нами было установлено, что полнота отбойки руды обеспечивается при мощности рудных тел 8-10 м и диаметре скважин 0,055м, когда ЛНС равна 1,5-1,7 м, а при мощности равной 3,0м ЛНС уменьшалась до 1,1-1,2 м, коэффициент сближения скважин при этих условиях оказался приблизительно равным 1.

Из вышеизложенного следует, что ЛНС является параметром БВР, имеющим непосредственную связь с мощностью рудных тел, длиной и диаметром веерных скважин.

Анализ ведения буровзрывных работ в различных горно-геологических и горнотехнических условиях позволил определить рациональную величину ЛНС веерных комплектов скважин с учетом мощности рудных тел, длины и диаметра скважин, из следующего выражения:

$$W = \sqrt{\rho} \cdot C \cdot d \cdot \left[1 - e^{-0,035 \left(\frac{l_c}{d} \right)} \right] \cdot \left[1 - e^{-0,025 \left(\frac{m}{d} \right)} \right], \text{ м}, \quad (1)$$

где ρ – плотность заряда, г/см³;

d – диаметр скважин, м;

l_c – средняя длина скважин в веере, м;

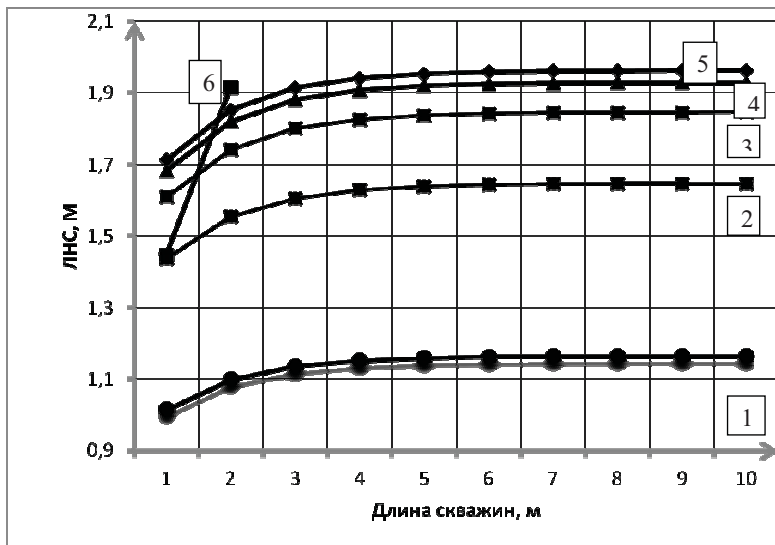
m – мощность рудных тел, м;

$C = \frac{W}{d}$ – относительная ЛНС.

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

где f – коэффициент крепости горных пород по шкале Протоdjяконова М.М., $8 \leq f \leq 18$;

Линия наименьшего сопротивления веерных комплектов скважин, вычисленная по формуле (1), показана на рисунке 1.



1 - $m=3\text{м}$; 2 - $m=6\text{м}$; 3 - $m=9\text{м}$; 4 - $m=12\text{м}$; 5 - $m=15\text{м}$; 6 – Зависимость ЛНС от скорости детонации ВВ (V_{bb}), скорости волн напряжения во взрываеом массиве (C_p) и длины скважин (L_z)

Рисунок 1 – Зависимость ЛНС от длины скважин и мощности рудных тел

(диаметр скважин $d=0,085\text{м}$, $f=16$, $\rho = \frac{1,1\text{г}}{\text{см}^3}$, $C=22,28$)

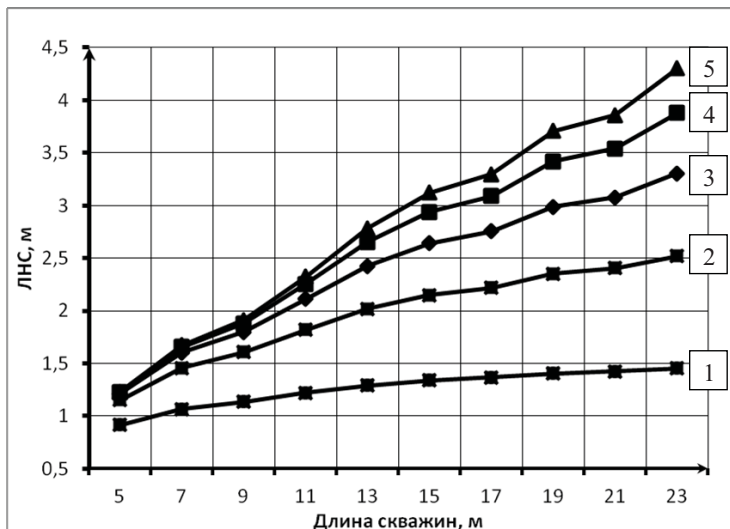
При расчете ЛНС плотность заряда принята равной 1100 кг/м^3 и скорость детонации ВВ - 3300м/с .

Из рисунка следует, что с уменьшением мощности рудных тел, несмотря на увеличение длины скважин, уменьшается ЛНС. Таким образом, когда диаметр скважин равен $0,085\text{м}$, ЛНС при мощности рудных тел в $3,0\text{м}$ равна $1-1,15\text{м}$.

Опыт работы на АО «Ачполиметалл» показал, что при неизменной ЛНС скважинной отбойки и с уменьшением мощности рудного тела с 8 до $3,0\text{м}$ до $30-37\%$ руды остается неотбитой. Причиной такого положения явилось сокращение количества одновременно взрываеомого ВВ в одном веере, сужение краевых зон разрушения контура очи-

стной камеры, что требует значительного повышения затрат энергии взрыва. Очевидно, что ранее установленные параметры скважинной отбойки с ЛНС вееров скважины равной 1,7м, диаметром 0,055м и $C=26,6$ не обеспечивают полноту отбойки, следовательно, зависимость ЛНС от мощности рудных тел не вызывает никаких сомнений.

На рисунке 2 показана зависимость ЛНС от длины скважин и мощности рудных тел, когда эффективная длина скважин соответствует эффективному диаметру ($f=16$, $\rho = \frac{1,1\gamma}{\text{см}^3}$, $C=22,28$).



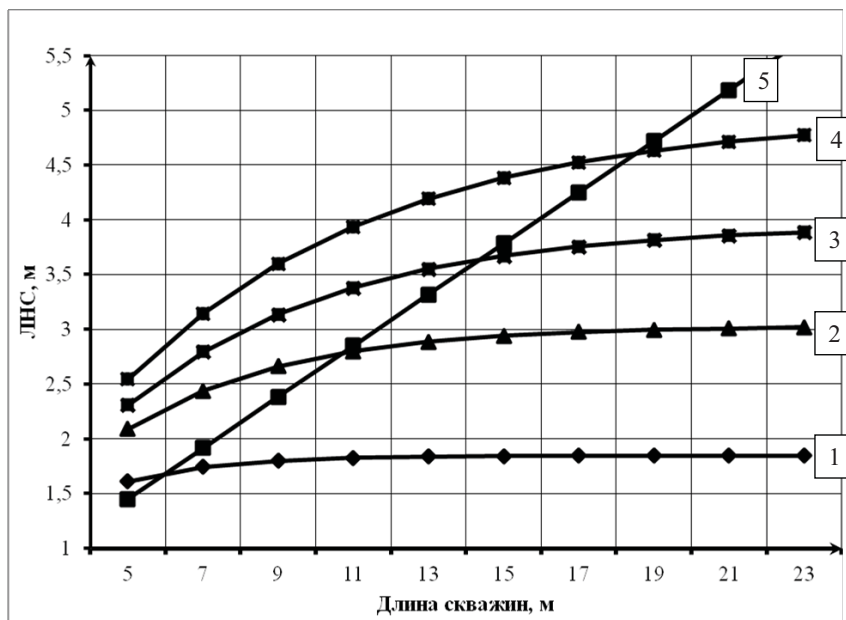
1 - $m=3\text{м}$; 2 - $m=6\text{м}$; 3 - $m=9\text{м}$; 4 - $m=12\text{м}$; 5 - $m=15\text{м}$;

Рисунок 2 – Зависимость ЛНС от длины скважин и мощности рудных тел, когда длине скважин соответствует стандартный диаметр ($f=16$,

$$\rho = \frac{1,1\gamma}{\text{см}^3}, C=22,28)$$

Далее показана зависимость ЛНС от длины и диаметра скважин и мощности рудных тел ($f=16$, $\rho = \frac{1,1\gamma}{\text{см}^3}$, $C=22,28$), рассчитанная по формулам (1), (2), а также ЛНС, рассчитанная по формуле

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



1 - $m=9\text{м}$, $d=0,085\text{м}$; 2 - $m=12\text{м}$, $d=0,15\text{м}$; 3 - $m=15\text{м}$, $d=0,15\text{м}$; 4 - $m=20\text{м}$, $d=0,243\text{м}$; 5 - Зависимость ЛНС от скорости детонации ВВ ($V_{\text{ВВ}}$), скорости волн напряжения во взрываеом массиве (C_p), диаметра (d) и длины скважин (L_c).

Рисунок 3 – Зависимость ЛНС от длины и диаметра скважин и мощности рудных тел ($f=16$, $\rho = \frac{1,1\text{г}}{\text{см}^3}$, $C=22,28$)

На графике видно, что линия 1 и линия 5 пересекаются при длине скважин 6,0 м, линия 5 и 2 - при длине скважин 10 м, линия 5 и 3 - 14,0 м и линия 5 и 4 при длине скважин 18 м. Соотношения между длиной и диаметром скважин соответственно составили: $6/0,085=70,6$; $10/0,15=66,7$; $14/0,15=93,3$ и $18/0,243=74$. Таким образом, при уменьшении мощности рудных тел ЛНС уменьшается нелинейной зависимостью, а также в зависимости от мощности рудных тел и увеличением крепости горных пород по шкале проф. М. М. Протоdjяконова, уменьшается соотношение между длиной и диаметром скважин.

Литература

1 Ерофеев И.Е. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. – Москва, 1983. - С. 46-270.

2 Ибраев Ш. И. //Горный журнал (Известия в высших учебных заведениях), 1962, № 5. - С. 74-75.

3 Легостаев Е.Г., Соколов Б.А., Брыгин Ю.П. О расчете параметров БВР при применении веерных скважин. В кн.: Совершенствование взрывных работ. Взрывное дело, 1977, 78/35, - С. 56-58.

4 Бейсебаев А.М., Долгов А.С. и др. Определение параметров буровзрывных работ, обеспечивающих повышенный выход горной массы на подземных рудниках при скважинной отбойке. - Алма-Ата, 1983, КАЗНИИТИ.

5 Легостаев Е.Г. Исследование влияния объемной концентрации энергии заряда ВВ на эффективность прямых врубов в крепких породах. Автореф. дисс. канд. техн. наук, М., 1967.

6 Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. Москва, 1976. - С. 93-270.

7 Стиг Олофссон. Прикладная технология взрывной отбойки для строительства и горной промышленности. - Под редакцией докт. техн. наук. Р. Б. Юна. Жезказган, 2003. 56 с.

8 Казаков Н.Н. Взрывная отбойка руд скважинными зарядами. Москва, 1975. - С. 85-177.

9 Кабетенов Т. Рациональные параметры скважинной отбойки при отработке маломощных рудных залежей Миргалимсайского месторождения, Алма-Ата, //Комплексное использование минерального сырья, 1990, № 3, С. 5-8.

10 23 Раскильдинов Б.У., Альзамарова Э.И. Методика расчета параметров скважинной отбойки при очистной выемке рудных залежей. Комплексное использование минерального сырья. - Алматы: Гылым, 1995, № 2. - С. 16-23.

11 Правила технической эксплуатации рудников, приисков, и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов. М., Недра 1981. С. 14.

12 Гурин А.А. и др. Ударные воздушные волны в горных выработках. - Москва: Недра, 1983. - С. 39–74.

13 Методическое руководство по составлению паспортов буровзрывных работ при проведении горных выработок с применением самоходного оборудования на рудниках цветной металлургии. Усть-Каменогорск. 1987.

14 Тереньтев В.И. Управление кусковатостью при поточной технологии добычи руды подземным способом. - Москва: Наука, 1972, - С. 23-106.

15 Дубынин Н.Г., Рябенко Е.П. Отбойка руды зарядами скважин различного диаметра. - Новосибирск: Наука, 1972. – 85 с.

Бекбергенов Д.К., Аймышов Б.Ш.

О ПЕРСПЕКТИВНОЙ ПОВТОРНОЙ ДОРАБОТКЕ ОСТАВШИХСЯ ЗАПАСОВ В ОБРУШЕННЫХ РАЙОНАХ ЖЕЗКАЗГАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЕЙ С САМООБРУШЕНИЕМ РУДЫ

Бұл мақалада Жезқазған кенорнындағы Анненск ауданындағы кеніштегі опырылып қалған кен қорын түбегейлі қайталап қазып алу үшін кенді еzdігінен қопарып алатын шығыны төмен технологияны пайдалану идеясы ұсынылып отыр. Өйткені бұл технология осы жағдайда кенді толықтай және сапалы қазып алуды қамтамасыз ететін келешекті және қолайлы жүйе.

С целью дальнейшей эффективной повторной подземной доработки оставленных запасов в обрушенном Анненском горном районе Жезказганского месторождения, предлагается идея применения самой низкзатратной технологии с самообрушением руды, обеспечивающей высокую полноту извлечения и являющейся перспективной и благоприятствующей системой.

With the view of further effective repeated underground development of remained reserves in the collapsed Annenskiy mining area of the Zhazkazgan field, it is proposed to apply the most low cost technology with ore self-collapse ensuring high volume of extraction in such conditions which is a prospective and favorable system.

В горной практике главным и приоритетным направлением горно-рудной отрасли является комплексное освоение минерально-сырьевых ресурсов из недр и высокая полнота извлечения их запасов. При истощении запасов руды и возрастании спроса на металл применяется повторная подземная разработка ранее оставленных целиков, а также доработка оставленных запасов руды в обрушенных районах, отработываемых с применением камерно-столбовой системы.

Наглядным примером этого в Казахстане является Жезказганское месторождение, где как наиболее производительная и экономичная из всех применяемых систем разработки нашла широкое применение камерно-столбовая система. Наряду с достоинствами данная система характеризуется одним весьма существенным недостатком, это сравнительно высокий уровень эксплуатационных потерь руды в конструктивных элементах. Многолетняя интенсивная эксплуатация Жезказганского месторождения привела к истощению балансовых запасов на действующих рудниках, в отработанных блоках, панелях, в которых оставалось значительное количество богатой руды, сосредоточенное в целиках различного назначения.

Кроме этого, на подземных рудниках Жезказгана, участвовавшие случаи разрушения целиков привели к негативному последствию на этом месторождении. В 2004 и 2006 годах имела место ситуация с круп-

ным обрушением в Анненском горном районе, где в результате разрушения междукламерных целиков (МКЦ) и провалов междупластий между отработанными перекрывающимися наклонными залежами произошли обрушения с выходом на дневную поверхность. Эти обрушения на месторождении создали сложную геомеханическую обстановку с продолжающимися процессами разрушения целиков и сдвижением массива с налегающей толщи.

На сегодня по всему контуру обрушения образована зона объединенной мульды сдвижения, охваченная площадью по простиранию ~ 2 км и 0,5-0,6 км вкрест простирания [1]. Расположенными в мульде сдвижения Анненского района 2006 г. оказались оставшиеся балансовые запасы руды объемом около 25 млн. тонн медной руды. Эти запасы, в связи с некоторым достигнутым положительным опытом по добыче руды в контуре мульды сдвижения на подземных рудниках, могут быть частично отработаны [2].

Отработка рудных запасов в зоне со сдвигающимися обрушенными и ослабленными массивами является весьма технологически сложной и опасной, но вовлечение в повторную доработку этих запасов позволит продлить срок существования рудников и получить дополнительную прибыль за счет добытой руды.

К настоящему времени на подземных рудниках Жезказгана в зоне плавного сдвижения в районе обрушения Анненского рудника отработаны некоторые запасы блоков и за 2005-2006 гг. ими добыто 813 тыс. тонн медной руды со средним содержанием 0,66%. Имеющийся на сегодня положительный опыт на ВЖР и АЖР при повторной доработке запасов в зонах обрушения со сдвижением массива горных пород в специфических условиях Анненского горного района Жезказганского месторождения привел к ряду особенностей [2]:

- при доработке запасов необходимо соблюдать только нисходящий порядок отработки балансовых запасов, погашение открытых выработанных пространств повторной разработкой с обрушением и повторной разработки уже обрушенных блоков с полевой подготовкой (при этом повторная разработка инициирует возобновление процесса сдвижения, в том числе и в виде сдвига по падению налегающей толщи);

- первичную и повторную добычу в пределах даже одной залежи необходимо начинать с верхних отметок и развивать их только по падению залежей, т.е. тоже в нисходящем порядке;

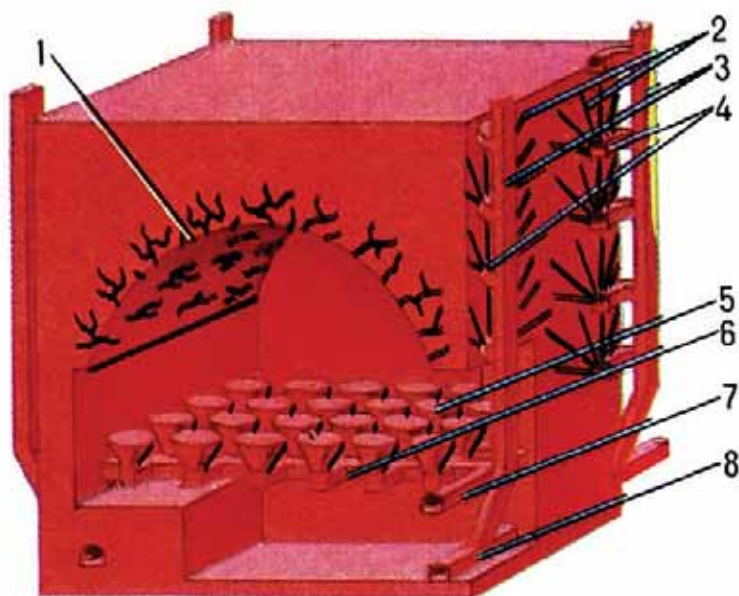
- ведение горных работ (горно-подготовительные работы (ГПР), и добыча) допускается только после завершения процесса сдвижения и стабилизации геомеханической обстановки визуальными наблюдениями за состоянием горных выработок, наблюдениями за развитием проявления горного давления по простейшим маячкам, меткам, сторожкам, а также по затуханию сейсмической активности массива и сдвижением земной поверхности.

Выполнение этих требований при эксплуатации месторождения со сложными геотехнологическими условиями на подземных рудниках приводит к обоснованному технологическому решению по разработке технологической схемы, позволяющей осуществлять повторную доработку с обеспечением полноты извлечения запасов в обрушенных и ослабленных горных районах, а также безопасному ведению подземных горных работ, что является актуальным вопросом в горной практике по Жезказганскому месторождению и научно-прикладной проблемой.

Создаваемая технологическая схема с эффективной технологией повторной подземной разработки рудных залежей для таких специфических геотехнологических условий должна обеспечивать: безопасность рабочих мест и охрану труда горнорабочих; экологическую и промышленную безопасность для горнодобывающего предприятия; полноту извлечения запасов месторождения.

Решение этих задач не столь однозначно, как это видится с первого взгляда. Создаваемая технологическая схема отработки, исходя из сложившейся реальной практики отработки месторождений полезных ископаемых на период доработки, в лучшем случае, сможет обеспечить ведение повторной подземной добычи по простираанию и вкрест простираания, а также сверху вниз по падению залежей расположенных запасов по краям флангов нескольких верхних горизонтов, не доходя центральной части мульды сдвижения шахты ВЖР, а также запасов нескольких нижних горизонтов шахты «Анненский». Это означает, что по технологической схеме доработки оставшихся запасов в обрушенном районе возможна отработка только на тех участках геологического блока, позволяющих ведение подземных горных работ. В итоге, по технологической схеме повторной подземной технологии из общего объема запасов обеспечение полноты извлекаемых запасов достигает от 25 до 30-35%. Оставшийся объем запасов, расположенный в нескольких верхних центральных частях мульды сдвижения, а также полностью срединная часть объема по падению залежи (примерно от горизонта 270 м и почти до нижнего уровня горизонтов Анненской шахты) остается в данной зоне обрушения неизвлекаемым рудным запасом.

В связи со складывающимися условиями и из анализа эффективной отработки рудных залежей системой с самообрушением руды и вмещающих пород, а также разрабатываемой технологической схемой для повторной доработки запасов в мульде сдвижения нами предлагается идея применения технологии по отработке оставшихся частей запасов обрушенного Анненского горного района Жезказганского месторождения. Образовавшаяся ситуация и возможности от самого произошедшего эффекта обрушения массива горных пород, в котором имеются готовые соответствующие технологические процессы самообрушения массива благоприятствуют широкому применению систем разработки с самообрушением руды. Система этажного самообрушения руды в классическом варианте иллюстрируется рисунком 1.



1 – свод зоны самообрушения; 2 – отрезные скважины; 3 – боковые восстающие; 4 – буровые заходки; 5 – воронки выпуска; 6 – скреперный штрек; 7 – соединительный орт; 8 – откаточный орт.

Рисунок 1 - Система этажного самообрушения руды

Самообрушение руды [3,4] — это процесс отделения кусков руды от массива в кровле подсечного пространства определенной площади. Обрушение руды происходит под действием собственного веса отдельных частей рудного массива и веса налегающих пород. Выпуск руды производится из воронок подготовленных выработок в днищах блока. В отличие от классического варианта конструкция днища, создаваемая в горизонте выпуска и доставки руды, позволяет использовать имеющееся на Жезказганских подземных рудниках высокопроизводительное самоходное ПДМ и автосамосвалы. Условиями применения системы разработки с самообрушением руды являются: отработка мощных залежей, угол падения рудных тел – наклонное или крутое, в различных типах руд, обладающих развитой трещиноватостью.

На современном этапе, для акционеров Корпорации «Казахмыс» главным критерием является максимальный доход от вложенных собст-

венных средств в технологию. Сложившаяся в настоящее время кризисная экономическая ситуация, а также ситуация, образовавшаяся по Анненскому горному району Жезказгана с повторной доработкой оставшихся запасов в обрушенных и ослабленных зонах, позволит применять технологии с самообрушением при подземной добыче руд с низкой себестоимостью, высокой производственной мощностью. На сегодня перспективной является повторная подземная доработка рудных залежей с применением низкозатратной технологии с самообрушением руды, обеспечивающей высокую полноту извлечения оставшихся запасов в обрушенных районах Жезказганского месторождения.

Исходя из вышеизложенного, по предлагаемой идее использования технологии самообрушения руды для извлечения оставшихся запасов руд в обрушенных и ослабленных районах Жезказганского месторождения в ИГД им. Д. А. Кунаева имеются определенные научные разработки по созданию конструкции днища блока системой с самообрушением руды с использованием высокопроизводительного самоходного оборудования.

Литература

1 Герасименко В.И., Альжанов Е.К., Мальшакова Н.И. К вопросу перспективы развития горных работ Анненского района. Общее состояние района мульды сдвижения 2004, 2006 гг. и 150 метровой зоны вокруг нее. ТОО «Копорация Казахмыс», Жезказган. Горно-геомеханическое управление за № 08-23-21-618 от 12 .08. 2011 г.

2 Мансуров В.А., Ким А.А., Мальшакова Н.И., Макаров А.Б. Заключение о геомеханическом состоянии массива в Анненском горном районе, возможности и необходимости порядке доработки запасов. ТОО «Копорация Казахмыс», Жезказган. Горнотехническое управление от 16.12.2011 г.

3 Кузьмин Е.В., Узбекова А.Р. Технология с самообрушением. Развитие и новые возможности. Журнал «Горная промышленность». №3, 2005, С.36-38.

4 Баранов А.В. Обоснование режимов стадийной отработки очистных блоков системами с самообрушением руды. Диссертация на соискание ученого звания канд. техн. наук. М., МГГУ, 2010, 128 с.

Бекбергенов Д.К., Басибеков Б.С.

ВОЗМОЖНОСТИ И ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЫ ПРИ ДОРАБОТКЕ ЗАПАСОВ НАКЛОННЫХ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ ЖЕЗКАЗГАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Анненск кенішіндегі камерааралық кентіректердің бұзылу сипатын бақылауға қарағанда бұл жағдай кен қабаттарының көлбеу жатысына және камерааралық кентіректерге түсетін кернеулікке байланысты. Көлбеу қыртыстың босаңсыған бет бойымен 12^0 үйкеліс бұрышымен жылжуы кеннің құлама бұрышы 20^0 -тан асқанда болатынын есеп көрсетті. Мұндай жағдайда камералық діңгектей қазу жүйесін қолдануға болады.

Наблюдаемый на практике характер разрушения МКЦ на Анненском руднике связан с наклонным залеганием рудных слоев и напряженным состоянием МКЦ. Расчеты показали, что сдвиг налегающей толщи по поверхностям ослабления с углом трения 12° происходит при углах падения залежи больше 20° . В данных условиях возможность применения камерно-столбовой системы является допустимой с оставлением ленточных МКЦ по падению залежей.

The nature of destruction of rib pillars observed in practice at the Annenskiy ore mine is connected with the inclined occurrence of ore layers and stressed condition of rib pillars. Estimates revealed that the shift of straining strata on the weakening surfaces with the 12° angle of friction takes place at the angle of dip of the deposit over 20° . In these conditions, there is an opportunity to apply the room and pillar system with the abandonment of chain rib pillars for deposit dip.

Анализ опыта отработки фланговой части месторождения камерно-столбовой системой показал невозможность механического переноса варианта системы с открытым очистным пространством на отработку наклонных залежей. Возник ряд вопросов геомеханического порядка о перераспределении горного давления в элементах горных выработок, нагруженности кровли опорных целиков (МКЦ) для обоснования оптимальных размеров очистной панели, камер, определения формы МКЦ и схем их пространственного размещения в пределах обрабатываемых залежей.

В процессе отработки залежей Анненского района обнаружилась общая проблема устойчивости столбчатых МКЦ, связанная с наклонным залеганием слоев, характером трещиноватости массива и напряженного состояния МКЦ.

Из-за проблем с устойчивостью МКЦ при проектировании шли на увеличение размеров целиков, за счет увеличения их длины по прости-

ранию (по направлению отработки камер). Однако и это решение не обеспечивало их устойчивость. Процесс постепенного разрушения МКЦ продолжался и наблюдался практически во всех панелях и блоках Анненского рудника. Причем интенсивность разрушения МКЦ усиливается с увеличением угла падения залежей [1].

Это означает, что устойчивость и несущая способность МКЦ в реальных условиях отработки наклонных залежей, зависит не столько от размеров площади целика, сколько от соотношения длины и ширины целика и пространственного его размещения.

При наклонном залегании рудных залежей на контактах МКЦ с кровлей и почвой камеры, кроме нормальных (σ) действуют еще и сдвигающие касательные (τ) напряжения эквивалентно действию главных напряжений σ_1 и σ_3 (рисунок 1 - схема нагружения МКЦ на наклонных залежах заимствована из анализа [4]). При этом величины σ

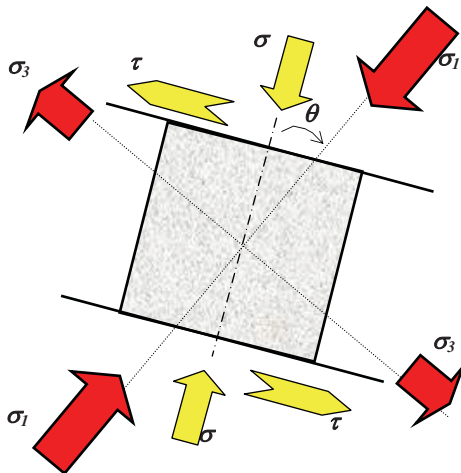


Рисунок 1 - Схема нагружения МКЦ на наклонных залежах

и τ определяются глубиной горных работ – H , соотношением площадей поддерживаемой кровли и целика S/F , угла падения залежи – α и коэффициента бокового давления λ , по формулам которые выводятся по методике Н. Н. Куваева [2]:

$$\sigma = K_n \cdot \gamma \cdot H \cdot S/F \cdot (\cos^2 \alpha + \lambda \cdot \sin^2 \alpha) \quad (1)$$

$$\tau = K_n \cdot \gamma \cdot H \cdot S/F \cdot (1 - \lambda) \cdot \sin 2\alpha / 2 \quad (2)$$

Наличие сдвигающих нагрузок позволяет объяснить наблюдаемый на практике характер разрушения МКЦ на Анненском руднике.

Определим предельные условия применения камерно-столбовой системы разработки со столбчатыми целиками по углу падения залежей.

Опыт обрушения, произошедших на Анненском руднике в 2004-2006 г.г. показал, что при отработке свиты наклонных залежей процесс сдвига происходит по наклонным поверхностям ослабления массива [1].

Наблюдаемые сдвиги есть яркое проявление разрушения массива по наклонным поверхностям ослабления, на которых реализуется условие специального предельного равновесия:

$$\tau_{\text{пр}} = c' + \sigma \operatorname{tg} \varphi' \quad (3)$$

где: $\tau_{\text{пр}}$, σ - предельные касательные и нормальные напряжения на поверхности ослабления;

c' , φ' - сцепление и угол трения на поверхностях ослабления.

На наклонных поверхностях ослабления с углом падения α , действующие нормальные σ и касательные τ напряжения определяются по формулам:

$$\sigma = \gamma H (\cos^2 \alpha + \lambda \cdot \sin^2 \alpha) \quad (4)$$

$$\tau = 1/2(1-\lambda)\gamma H \cdot \sin 2\alpha \quad (5)$$

Сдвиг по поверхностям ослабления будет происходить в тех случаях, когда действующие касательные напряжения превышают, предельные.

По результатам испытаний ВНИМИ для поверхности ослабления рекомендовано использовать: сцепление $c' = 0,05$ МПа, угол трения $\varphi' = 12^\circ$. Для сравнения угол внутреннего трения в массиве – 35° , сцепление в слоистом трещиноватом массиве – порядка 14-20 МПа.

Сцепление по поверхностям ослабления составляет всего 0,3% от сцепления в массиве, которым можно пренебречь. Тогда условие предельного равновесия после подстановки примет вид:

$$\sin 2\alpha \geq 2(\cos^2 \alpha + \lambda \cdot \sin^2 \alpha) \cdot \operatorname{tg} \varphi' / (1-\lambda) \quad (6)$$

Из расчета по (6) можно сделать вывод, что сдвиг налегающей толщи по поверхностям ослабления с углом трения 12° происходит при углах падения больше 20° .

Таблица 1 - Углы падения залежей на ослабленных участках Анненского рудника [1]

Ослабленные участки	Залежь	Угол падения залежи, град
панель 54	3-II-I	30-35°
панель 5	3-Iв	12-15°
панель 5	2-IV	10-15°
панель 2-5	2-IV	20-25°
панель 89 бис	7-I-III	15°
блоки 32, 32 сев.	2-I-II	15°
панель 92	3-1 в/н	16-25°
блок 32 вост.	2-I-II	30°
блок 25 бис.	3-1н	25-30°
бл. 12 бис, 1	3-1 в/н, 2-IV	20-22°
бл. 31	2- I-II	30-35°
бл. 7	2-IV	15-20°
бл. 3-3 бис	2- I-II	30-35°
бл. 8-8 бис	2-I-II, 2-IV	30-35°

Из таблицы 1 видно, что на большинстве ослабленных участков угол падения залежей, а, следовательно, и поверхностей ослабления близок или превышает 20°. Тем самым, при углах падения залежей больше 20°:

- резко снижается несущая способность МКЦ, устойчивость «мостов», кровли штреков и очистных камер за счет проскальзывания по наклонным слабым контактам;

- процесс сдвигения налегающей толщи после разрушения или извлечения МКЦ осложняется сдвиговыми подвижками по поверхностям ослабления.

Это означает, что при разработке залежей с углами падения более 20° практически невозможно обеспечить устойчивость столбчатых и ленточных МКЦ, вытянутых по простиранию залежей. В данных условиях единственно возможным вариантом камерно-столбовой системы является вариант с оставлением ленточных МКЦ по падению залежей.

Аналогичная ситуация неустойчивых МКЦ наблюдалась на руднике Denison Mine (Канада) при отработке залежей мощностью 12 м с углом падения 20° [1]. В этой работе в плане горных работ показана зона сейсмической активности массива, вызванная разрушениями столбчатых и ленточных целиков, вытянутых по простиранию залежи. На плане хорошо видно, что район неустойчивых МКЦ с севера и запада ограничен участками, на которых оставлены ленточные целики по падению залежи.

Таким образом, основной причиной неустойчивости МКЦ на Анненском руднике следует считать принятую форму и его пространственное размещение, то есть ориентированное длинной стороной по простиранию (по направлению отработки камер) по критерию максимальной производительности при использовании самоходного оборудования.

Одним из условий применения камерно-столбовой системы разработки на перекрывающихся залежах является соосное расположение целиков. Отработка свиты наклонных перекрывающихся залежей с оставлением столбчатых МКЦ вызывает серьезный вопрос, по какому принципу соблюдать соосность целиков на сближенных залежах? По вертикали или по нормали к падению? Данный вопрос не имеет однозначного ответа. На разрезе вкрест простирания направление линии, по которой необходимо выдерживать соосность целиков, зависит от угла падения залежи и от соотношения горизонтального и вертикального напряжений в массиве. На разных участках, это соотношение может быть разным, кроме того, по мере развития горных работ оно может меняться. Вопрос перераспределения горного давления при отработке наклонных перекрывающихся залежей изучен недостаточно.

Кроме того, всегда существуют погрешности при определении точных координат расположения целиков на перекрывающихся наклонных залежах, связанные со сложностью маркшейдерского обеспечения горных работ в этих условиях.

Из анализа опыта отработки наклонных залежей камерно-столбовой системой на рудниках СНГ и дальнего зарубежья оптимальным технологическим решением с точки зрения управления горным давлением является отработка наклонных (изолированных и перекрывающихся) залежей с оставлением ленточных целиков, ориентированных длинной стороной по падению залежей [3]. Только в этом случае, вопрос соосности МКЦ решается однозначно при любых углах падения залежей и при любом исходном напряженном состоянии массива.

Литература

1 Заключение о причинах обрушений и рекомендации по мерам безопасности для продолжения работ на Анненском руднике. Горно-геомеханическое управление ТОО «Корпорация Казахмыс», ПО «Жезказганцветмет», Жезказган 2007 г.

2 Ильштейн И.М., Ю.М. Либерман, Е.А Мельников, Р. Рахимов, В.М. Рыжик // Методы расчета целиков и потолочин камер рудных месторождений М.:Наука, 1964. – 143 с.

3 Методические рекомендации по подземной отработке запасов полных и наклонных рудных залежей Жезказганского месторождения, в том числе в районах, примыкающих к ослабленным и обрушенным участкам. ИГД им. Д.А. Кунаева, Филиал ТОО «Корпорация Казахмыс»-ПО «Жезказганцветмет, Алматы-Жезказган, 2010, 122 с.

4 Герасименко Г.И., Макаров Б.А., Зотеев О.В. Анализ геомеханического состояния выработанных пространств Жезказганского месторождения. ТОО «Корпорация Казахмыс» Горно-геомеханическое управление. Караганда-Жезказган 2010, - С.54.

**Бектыбаев А.Д., Орынгожин Е.С., Бекбергенов Д.К.,
Каработаев Д.Т.**

МЕТОДЫ ОЦЕНКИ ПОЛНОТЫ ВЫЕМКИ РУД

Бұл мақалада Шығыс Қазақстан аймағындағы Кенді Алтай кен орындарында пайдалы қазбаларды қабаттардан толық және сапалы өндірудің инновациялық технологиясын енгізу мақсатында кендерді толық алуды жоғарлату тәсілдерінің анализдері берілген.

В этой статье проанализированы методы оценки полноты выемки руд для реализации инновационной технологии повышения полноты и качества извлечения перерабатываемого сырья из недр на месторождениях Рудного Алтая Восточного Казахстана.

This paper analyzes the methods of assessment to improve the completeness of extraction of ores to implement innovative technology to improve the completeness and quality of the feedstock extraction of mineral resources in the fields of Ore Altai East Kazakhstan.

По мере ухудшения горно-геологических условий и снижения содержания полезных компонентов в балансовых запасах с глубиной разработки рудных месторождений особое значение приобретает совершенствование принятой почти на всех горнорудных предприятиях традиционной технологической схемы добычи руды.

По своей сущности новая технологическая схема добычи руды должна предусмотреть особенности горного производства, связанные с постоянным увеличением доли руд с относительно малым содержанием полезных компонентов и частичным вовлечением в добычу забалансовых запасов без снижения объемов заданной готовой к реализации конечной продукции и общей прибыли, получаемой при традиционной схеме добычи.

Если технологическая схема добычи руды на горнорудных предприятиях не соответствует тому оптимальному соотношению полноты, качества и эффективности извлечения полезных ископаемых из недр, которое определено с учетом последних достижений науки и техники, то оно приводит к повышению уровня потерь и снижению эффективности разработки месторождений.

Существующая традиционная технологическая схема добычи уже находится в противоречии с постоянным ростом масштабов добычи и переработки бедных и стремлением попутного использования забалансовых руд, так как влияние повышения полноты и рационального использования разведанных запасов недр, с одной стороны, высокий уровень разубоживания и ограниченная пропускная способность горных выработок по выдаче руды, с другой, противоположно направлены на ре-

зультаты добычи и переработки руды. Известно, что снижение потерь полезных ископаемых, сознательное увеличение разубоживания связано с неоправданными затратами средств на добычу и переработку излишнего объема пустых пород, и, наоборот, чрезмерное сокращение объема разубоживания с целью повышения полноты извлечения полезных ископаемых из недр влечет за собой потери ценностей в виде минерального сырья, недоиспользование вложенных средств, недополучение прибыли и т.д. Тот или другой показатель в условиях бывшего Союза строго устанавливался вышестоящей организацией иногда без учета реальных условий разрабатываемых участков месторождений на основе статистических данных прошлых лет [1].

С течением времени такая конфликтная ситуация становится еще острее. Поэтому, естественно, нахождение рационального решения с учетом одновременного улучшения показателей взаимоисключающих факторов путем применения новой технологической схемы добычи, предусматривающей предварительное удаление на местах пород и вредных примесей из крупнодробленой руды имеет огромное практическое значение.

В настоящее время имеется реальная возможность создания такой новой технологической схемы на некоторых горнорудных предприятиях Казахстана, которая могла бы решить в определенной степени ряд проблем, связанных с расширением сырьевой базы горных предприятий, применением высокопроизводительных систем разработки и горного оборудования, повышением полноты извлечения полезных ископаемых при добыче, снижением себестоимости конечной продукции с ростом производительности труда, повышением выпуска продукции в единицу времени, улучшением показателей извлечения полезных компонентов и режима работы последующих технологических процессов (обогащения) и, в конечном счете, повышением эффективности разработки месторождений.

Известно, что полезные компоненты в балансовых рудах полиметаллических месторождений в переводе на один основной металл исчисляются всего лишь несколькими процентами. Если учесть, что примешивание пустых пород (забалансовых руд) при добыче в зависимости от применяемых систем разработки доходит до 40-60 процентов, то доля полезных компонентов в добытой рудной массе еще уменьшится. Соответственно объему примешивания пустых пород растут затраты средств и труда на выпуск, транспортирование до обогатительной фабрики, обогащение. При определенных проектных мощностях горных выработок и обогатительной фабрики объем готовой к реализации конечной продукции может быть снижен. Так, например, каждая тонна примешивания пустых пород для условий Зырянского комбината наносит экономический ущерб в 4,3; Лениногорского рудника – 5,9, Рудника 40 лет ВЛКСМ - 6,0; Березовского и Иртышского рудника – 11,0 рублей [2].

Также следует отметить, значительная часть экономического ущерба от разубоживания приходится на долю затрат на обогащение руды. Так, в условиях Белоусовского рудника удельный вес затрат на обогащение в общем размере экономического ущерба от разубоживания равен – 88, Березовского и Иртышского рудников - 81, рудников Зырянского комбината – 60, Ленигорского рудника – 75, Рудника 40 лет ВЛКСМ- 75%.

Как видно, при предварительном удалении пустых пород или руд с содержанием, равным содержанию хвостов обогатительной фабрики, в технологической цепи добычи руды, существенно можно сократить размер ущерба от разубоживания.

Приведем конкретный пример. На Зырянском свинцовом комбинате освоен на полную мощность крупнейший в мировой практике цех тяжелых суспензий для предварительного удаления отвальных хвостов из дробленой руды в труднейших для комбината сложных условиях неудовлетворительного состояния сырьевой базы. Внедрение технологической схемы предварительного удаления легкой фракции в тяжелых суспензиях из дробленой руды позволило вовлекать в добычу огромное количество бедных и забалансовых руд. Уже в первые годы освоения цеха тяжелых суспензий на обогатительную фабрику было подано 4 млн.т забалансовых руд с подземных рудников и с рудника открытых работ. Рост переработки руды с 1972г по сравнению с 1967г составил 44%, в том числе за счет обогащения тяжелых суспензий -29%. Суммарный экономический эффект от их переработки составил 2,9 млн.руб.

В настоящее время вся добытая Зырянским свинцовым комбинатом руда подвергается предварительному удалению отвальных хвостов из нее [2].

Благодаря этому предварительно выделяются отвальные хвосты свыше 30% от добываемой руды с содержанием, равным содержанию хвостов обогатительной фабрики. Отвальные хвосты предварительно удаленные этим методом в дальнейшем не подвергаются обогащению. Тем самым затраты средств снижаются на стоимость предварительно удаленного объема отвальных хвостов. В результате применения такой технологической схемы комбинат получил огромную экономию объема удаленных хвостов. Затраты средств на отбойку (выпуск), транспортировку, предварительное удаление отвальных хвостов в результате сверхнормативного примешивания бедных и забалансовых руд в расчет не включены, так как эти затраты в большей степени компенсируются снижением себестоимости добычи за счет применения при этом высокопроизводительных систем разработки. Кроме того, в период промышленного освоения технологии обогащения в тяжелых суспензиях смешанных руд конечные технологические показатели по комбинированной системе повысились по извлечению свинца на 5,5% и цинка 4,5%, а при обогащении сульфидных руд по меди на 1,4% и цинку – на 1,5% при повышении качества концентрата. Перечень организаций, заинтересован-

ных в приобретении отвальных хвостов, с каждым годом увеличивается, и запросы их в настоящее время составляют примерно 1,1-1,2 млн. т в год.

Результаты исследований в период промышленных освоений данной схемы показали, что снижены удельные затраты на измельчение и флотацию благодаря выделению из крупнодробленной руды до 50 % породы, отделены такие вредные примеси, как бетон и углистые сланцы, обладающие высокой поглотительной способностью по отношению к реагентам и флотируемостью, приводящей к загрязнению концентратов, удалено со сливом сгустителей в цикле промывки крупнодробленной руды значительное количество солей тяжелых металлов и тонких шламов, существенно затрудняющих селективную флотацию минералов.

Установлено, что суспензионное обогащение – относительно дешевый и эффективный способ определения вредных примесей, позволяющий применять при подземной добыче высокопроизводительные системы разработки с предельно возможным (по экономическим критериям) уровнем разубоживания и включать в отработку многомиллионные запасы забалансовых руд, которые в настоящее время не извлекаются.

В настоящее время данный метод имеет промышленное внедрение на четырех месторождениях цветной металлургии Казахстана. Это Зыряновское и Тишинское полиметаллические, Текелийское и Каскайгыр Акжальское свинцово-цинковое месторождение. Применение цеха тяжелых суспензий имеет место и за рубежом.

Существуют и другие методы предварительного удаления отвальных хвостов из дробленной руды, такие как радиометрический, фотометрический, а также магнитная и гравитационная сепарация и другие.

Другим наиболее распространенным и перспективным с точки зрения мобильности гравитационным методом по предварительному выделению отвальных хвостов из дробленной руды является отсадка в водной среде.

Несмотря на ряд преимуществ отсадки в водной среде, по сравнению с обогащением в тяжелых средах, она имеет несколько меньшую точность разделения по отношению к последним.

В свое время были проведены ВНИИцветметом исследования в лабораториях и полупромышленных условиях по определению возможности предварительного выделения отвальных хвостов крупнокусковой дробленной руды различных месторождений гравитационным методом [2].

Таблица 1 - Предварительное выделение отвальных хвостов дробленой руды гравитационным методом

Месторождение	Руда	Выход отвальных хвостов
1	2	3
Белоусовское	Сульфидная	24,8 (34,5)
Иртышское	смешанная	20,2
Риддер-Сокольское	медноцинковая	34,1
Каскайгыр-Акжалское	свинцово-цинковая	34,40
Лениногорское	забалансовая	93,0
Тишинское	сульфидная	27,0
Тишинское	забалансовая	32,0
Березовское	сульфидная	19,0
Канское	свинцовая	56,0
Ингичкинское	Шеелитовая	28,0
Саякское	смешанная	16,0
Греховское	смешанная	30,0
Караобинская	смешанная	38,0
Зыряновское	свинцовая	32,0
Баижанское	свинцовая	24,8
Аралтауское	свинцовая	30,0
Аксуранское	свинцово-цинковая	55-60
Маднеульское	барит-полиметаллическая	31,5
Маднеульское	монобаритная	33,9
Шеребатское	шелестинская	27,5
Пыркаайское	оловянная	43,5
Тырны-Аузское	скарновых мраморов	46,1
Текелийское	Свинцово-цинковая	21,0
Салафоссо(Италия)	Свинцово-цинковая	50,0
Туюкское	свинцово-цинковая	30,0
Тырны-Аузское	смешанная	46,11

Как видно из данных таблицы, предварительное удаление части отвальных хвостов до предела имеет большие перспективы и огромное народно-хозяйственное значение с точки зрения полноты и эффективности разработки месторождений.

Краткий обзор геолого-минералогических характеристик основных типов месторождений показывает, что руд, неблагоприятных для предварительного удаления части отвальных хвостов, в Казахстане мало.

Также следует сказать, что по мере эксплуатации месторождения значительная часть забалансовых запасов в зависимости от простран-

ственного их расположения относительно выемочного участка теряется безвозвратно, попадая впоследствии в зону обрушения. Поэтому своевременное вовлечение их в добычу повышает полноту извлечения разведанных запасов недр и эффективность разработки месторождения.

Методические основы целесообразности попутной добычи забалансовых запасов на действующих горнорудных предприятиях разработаны довольно подробно в работе. При этом обосновывается изменение технико-экономических показателей добычи на предприятии в зависимости от наличия или отсутствия свободных производственных мощностей. Так, например, доказано, что при отсутствии свободных производственных мощностей основные технико-экономические показатели работы предприятия ухудшаются: снижается среднее содержание полезных компонентов в добываемой руде, сокращается объем конечной продукции, увеличивается себестоимость, снижается прибыль на единицу конечной продукции и особенно сокращается общая прибыль предприятия.

Однако не всегда и не на всех предприятиях предоставляется возможность вовлечения забалансовых запасов в добычу из-за отсутствия на руднике и обогатительной фабрике свободных производственных мощностей и низкого содержания полезных компонентов в руде. В этих условиях для полного использования разведанных запасов месторождений с экономическим эффектом необходимо внедрение новой технологической схемы там, где она технически осуществима. Это обеспечивает получение заданного объема конечной реализуемой предприятием продукции за счет вовлечения значительной части забалансовых запасов в добычу с сохранением при этом предусмотренного проектом порядка отработки месторождения.

Литература

1 Ракишев Б.Р. Системы и технологии открытой разработки. Алматы, НИЦ «Ғылым». 2003, 329 с.

2 Нұршайықова Г.Т. Кен қазу пәнін оқытудың сапасын жетілдіруге қосымша түсініктеме. Горный журнал Казахстана. Алматы. № 4. 2008. с.27-29.

К ТЕОРИИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГОДОВОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ РУДНИКА ПО ДОБЫЧЕ УРАНА СПОСОБОМ ПОДЗЕМНОГО СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИ

Мақалада металдарды жерасты сілтілеумен өндіруде туындайтын кең жоспарлы мәселелерді шешу үшін кеніштердің жылдық өнімділігін анықтаудың бастапқы негіздері берілген.

В статье даны начальные основы для решения многоплановой проблемы определения годовой производительности рудников по ПСВ металлов.

The paper contains initial basis for the solution of multipronged problem of determination of annual capacity of mines for underground borehole metal leaching.

Введение

Годовая производительность рудника по металлу или любому другому виду полезному ископаемому является основополагающим параметром, от которого зависят капитальные и эксплуатационные затраты. В классических работах российских ученых [1, 2, 3] и современных работах [4, 5] основательно проработаны существующие подходы и решения по обоснованию оптимального значения производительности рудников и шахт от множества технологических и природных параметров и характеристик месторождений.

Однако до сих пор нет работ по этому важному направлению для геотехнологий подземного скважинного выщелачивания металлов и, прежде всего, урана. В этой связи в настоящей статье дано одно из возможных решений этой проблемы для урана.

Теория проблемы

Отсутствие каких-либо решений этой важной проблемы можно объяснить только молодостью геотехнологии подземного скважинного выщелачивания урана из весьма бедных по содержанию гидрогенных пластовых месторождений, характеристики которых приведены в наших работах [6, 7].

Годовая производительность рудника ПСВ урана зависит прежде всего от параметров продуктивных пластов, их площади, запасов и т.д.

Можно утверждать, что капитальные затраты нелинейно связаны с годовой производительностью рудника и она тем больше, чем выше

годовой объем добычи. С другой стороны эксплуатационные затраты на единицу добытого урана, в кг будут снижаться от суточной и годовой добычи.

Рассмотрим простейшую оптимизационную модель по критерию суммарные затраты, отнесенные на единицу продукции рудника ПСВ урана – желтого кека или закиси – окиси урана.

Пусть капитальные затраты по руднику будут описаны экспоненциальной зависимостью:

$$K(t) = \alpha(t) \cdot e^{\beta(t) \cdot y}, \text{ \$/кг}, \quad (1)$$

где $\alpha(t)$; $\beta(t)$ – статистические коэффициенты, зависящие от времени t , y – суточная или годовая производительность, кг.

Эксплуатационные затраты будут описаны линейной функцией:

$$\Xi(t) = \alpha_1(t) - \beta_1(t) \cdot y, \text{ \$/кг}, \quad (2)$$

где $\alpha_1(t)$ и $\beta_1(t)$ – статистические коэффициенты, зависящие от времени.

При этом функция цели запишется в виде:

$$J = \alpha(t) \cdot e^{\beta(t) \cdot y} + \alpha_1(t) - \beta_1(t) \cdot y + C \rightarrow \min, \quad (3)$$

при ограничении:

$$y \leq y \leq \hat{y}, \quad (4)$$

где C – некоторая постоянная, y , $\hat{y}$ – нижнее и верхнее значение годовой или суточной производительности рудника.

Находим минимум (3) из известного условия:

$$\frac{\partial J}{\partial y} = \alpha(t) \cdot \beta(t) \cdot e^{\beta(t) \cdot y} - \beta_1(t) = 0 \quad (5)$$

или

$$e^{\beta y} = \frac{\beta_1(t)}{\alpha(t) \cdot \beta(t)}, \quad (6)$$

$$\beta y = \ln \frac{\beta_1(t)}{\alpha(t) \cdot \beta(t)}$$

и получаем решение:

$$y_o = \frac{1}{\beta(t)} \ln \frac{\beta_1(t)}{\alpha(t) \cdot \beta(t)}. \quad (7)$$

Если $y_0 < \underset{\vee}{y}$, то за оптимум принимаем $\underset{\vee}{y}$, и если $y_0 > \hat{y}$, то за оптимум принимаем решение $\hat{y}$.

Рассмотрим более общий вариант, когда

$$K(t) = \alpha(t) + \beta(t) \cdot y^n \quad (8)$$

$$J(t) = \alpha_1(t) + \beta_1(t) \cdot y^m, \text{ \$/кг.} \quad (9)$$

Функция цели:

$$J(t) = \alpha(t) + \beta(t) \cdot y^n + \alpha_1(t) + \beta_1(t) \cdot y^m + C \rightarrow \min, \quad (10)$$

при ограничениях (4).

Математический минимум будет получен, исходя из уравнения:

$$\frac{\partial J}{\partial y} = n \cdot \beta(t) \cdot y^{n-1} - m \cdot \beta_1(t) \cdot y^{m-1} = 0. \quad (11)$$

где n и m – степени в целых или дробных числах.

Разделив переменные, получим:

$$n \cdot \beta(t) = m \cdot \beta_1(t) \cdot y^{(m-1-n-1)} = 0. \quad (12)$$

или

$$y^{(m-n)} = \frac{n \cdot \beta(t)}{m \cdot \beta_1(t)} \quad (13)$$

при $m > n$

и равно:

$$\text{при } n > m \quad y^{(n-m)} = \frac{m \cdot \beta_1(t)}{n \cdot \beta(t)}. \quad (14)$$

Математический минимум будет в точке:

$$y_o = \left[\frac{m \cdot \beta_1(t)}{n \cdot \beta(t)} \right]^{\frac{1}{(n-m)}} \quad (15)$$

в отрезке $y \leq y_o \leq \hat{y}$.

В противном случае принимается одна из границ поля y .

Статистические зависимости $\alpha(t)$; $\alpha_1(t)$; $\beta(t)$ и $\beta_1(t)$ рекомендуется определять из проектов или фактических статистических данных. Для этого необходимо иметь для двух достаточно значений y по капитальным и эксплуатационным затратам. Тогда решением соответствующий систем из двух уравнений можно отыскать α и β , α_1 и β_1 .

Для случая (1) имеем:

$$\left. \begin{aligned} K_1 &= \alpha \cdot e^{\beta y_1} \\ K_2 &= \alpha \cdot e^{\beta y_2} \end{aligned} \right\} \quad (16)$$

Пусть $y_2 > y_1$, тогда делим второе уравнение на первое и получим:

$$\frac{K_2}{K_1} = e^{\beta(y_2 - y_1)} \quad (17)$$

Из (16) будем иметь β :

$$\beta = \frac{1}{y_2 - y_1} \ln \frac{K_2}{K_1} \quad (18)$$

Соответственно α определится из (15):

$$\alpha = \frac{K_1}{\exp\left(\frac{1}{y_2 - y_1} \ln \frac{K_2}{K_1}\right)} \quad (19)$$

или

$$\alpha = \frac{K_2}{\exp\left(\frac{1}{y_2 - y_1} \ln \frac{K_2}{K_1}\right)} \quad (20)$$

Для эксплуатационных затрат (2) имеем:

$$\left. \begin{aligned} \mathcal{Q}_1 &= \alpha_1 - \beta_1 \cdot y_1, \\ \mathcal{Q}_2 &= \alpha_1 - \beta_1 \cdot y_2. \end{aligned} \right\} \quad (21)$$

При $y_2 > y_1$, вычитая из второго уравнения первое, получаем β_1 :

$$\beta_1 = \frac{\vartheta_2 - \vartheta_1}{y_2 - y_1}, \quad (22)$$

тогда:

$$\left. \begin{aligned} \alpha_1 &= \vartheta_1 + \frac{\vartheta_2 - \vartheta_1}{y_2 - y_1} \cdot y_1, \\ \alpha_1 &= \vartheta_2 + \frac{\vartheta_2 - \vartheta_1}{y_2 - y_1} \cdot y_2. \end{aligned} \right\} \quad (23)$$

Ясно, что два значения α_1 должны быть равными.

Заключение

В статье даны начальные основы для решения многоплановой проблемы определения годовой производительности рудников по ПСВ металлов, которая позволяет переходить к более глубокому изучению этой проблемы с позиции надежности ГДП.

Литература

- 1 Бурчаков А.С., Малкин А.С., Устинов М.И. Проектирование шахт. М. – Недра, 1978 – 407 с.
- 2 Агошков М.И., Малахов Г.М. Подземная разработка рудных месторождений. – М.: Недра, 1966. – 644с.
- 3 Поломолзин В.И. Определение мощности и сроков службы шахт горнорудной промышленности. М.: Недра, 1972. – 270 с.
- 4 Цой С. Основы проектирования рудника будущего. Алматы – 2011, 516 с.
- 5 Цой С. Основы проектирования рудников. Алматы. 2001, 368 с.
- 6 Язиков В.Г., Забазнов В.Л., Петров Н.Н., Рогов Е.И., Рогов А.Е. Геотехнология урана. Алматы, 2001, 442 с.
- 7 Язиков В.Г., Рогов Е.И., Забазнов В.Л., Рогов А.Е. Геотехнология м таллов. Алматы, FORTRESS, 2005,393 с.

К ТЕОРИИ КАТАСТРОФИЧЕСКИХ ОТКАЗОВ НА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Біз көтеріп отырған кен технологияларының тау жыныстары массивімен және сыртқы ортамен өзара әрекеттестігі теориясы негізінде жерасты кен жұмыстары барысында апатты оталмаудың пайда болуы және оны есептеп шығару негіздері берілген. Келтірілген алгоритмге сүйеніп қалған кен технологияларына арналған апатты оталмаудың болу мүмкіндігін есептеу формулаларын алуға болады.

На базе развитой нами теории взаимодействия горных технологий с породным массивом и внешней средой даны основы возникновения и вычисления вероятности катастрофических отказов при подземных горных работах. Следуя аналогичным образом приведенному алгоритму, можно получить расчетные формулы для вычисления вероятности катастрофических отказов для остальных горных технологий.

Developed on the basis of our theory of the interaction of mining technology with rock mass and the outside world, and are the bases of calculating the probability of catastrophic failure in underground mining. Following the same way of the algorithm, we can obtain formulas for calculating the probability of catastrophic failure for the rest of mining technologies.

1 Введение

К настоящему времени известны и действуют всего пять принципиально различных геотехнологий в горном деле [1÷4]. Расположим их в ряд по времени их появления [4]:

- открытые горные работы (ОГР);
- подземные горные работы (ПГР);
- подземная скважинная гидродобыча (ПСГД);
- подземное скважинное выщелачивание металлов (ПСВ);
- различные комбинации перечисленных геотехнологий, например, ОГР и РГР, ОГР и ПСГД; ПГР и подземное кучное выщелачивание полезных ископаемых и т.д.

Главнейшим критерием для оценки горных геотехнологий является вероятность проявления катастрофических отказов, связанных с полной или частичной остановкой ГДП и массовой гибелью людей.

Исходя из известных и наших работ по теории взаимодействия агрегатов (ГДП), среды и людей (человек), можно сделать первичную экспертную оценку перечисленных геотехнологий.

Здесь сразу следует указать, прежде всего, на две геотехнологии ПСВ и ПСГД, которые исключают присутствие людей в горных выработках, особенно в подземных. Эти две геотехнологии обеспечивают практически близкую к нулю вероятность катастроф на ГДП.

На основании ранее приведенных нами исследований установлено, исходя из теории взаимодействия агрегата, среды и человека, что перечисленные геотехнологии по степени вероятности – P катастроф располагаются в следующий ряд:

$$P(\text{ПГР}) > P(\text{ОГР}) > P(\text{комбинированные}) > P(\text{ПСВ}) > P(\text{ПСГД}).$$

В этой связи переходим к вероятностным оценкам проявления катастрофических отказов на примере ПГР.

2. Технологические системы (ТС) ГДП для ПГР катастрофические отказы в них

В соответствии с теоретическими положениями декомпозиции БС-ГДП на подсистемы [1] с некоторыми поправками к реальной шахте и руднику приходим к выводу, что наиболее предпочтительной оказывается структура, приведенная на рисунке 1.

Здесь ГДП рассматривается как БС, состоящая из 10 локально обособленных подсистем, имеющих вполне определенные связи (параметры) [1, 4].

Все $\Pi_1 \div \Pi_{10}$ взаимодействуют при любых режимах работы ГДП и нуждаются в оптимальном управлении для достижения поставленных целей. В этом разделе книги мы рассмотрим указанные подсистемы с позиции вероятности проявления катастрофических отказов (КО).

Повышение интенсивности ведения подземных горных работ с одновременным углублением их от поверхности земли ведет к увеличению вероятности проявления катастрофических отказов на горнодобывающих предприятиях. К катастрофическим отказам относятся горные удары, внезапные выбросы пород и газа, эндогенные пожары, крупные обрушения, внезапное разрушение подземных конструкций, прорывы флюидов в горные выработки и др.

Нами разработана следующая классификация КО и условий их проявления.

Таблица 1 - Условия проявления катастрофических отказов в подсистемах ГДП

№ п.п.	Условные обозначения катастрофических отказов (КО)	Условия проявления катастрофических отказов (КО)
1.	ГУ	$W_{\text{п}} \geq W_{\text{к}}; F_{\text{А}} \geq F_{\text{п}}$
2.	ВВПиГ	$W_{\text{п}} \geq W_{\text{к}}; F_{\text{А}} \geq F_{\text{п}}$
3.	ЭП	$\mathcal{E}_{\text{ф}} \geq \mathcal{E}_{\text{к}}$
4.	РНК	$\sigma_{\text{ф}} \geq [\sigma]; \tau_{\text{ф}} \geq [\tau]$
5.	ОПК	$F_{\text{А}} \geq F_{\text{п}}$
6.	ВПГВС	$K_{\text{ф}} \geq K_{\text{д}}; T_{\text{ф}} \geq T_{\text{к}}$
7.	ВЗВ	$k_{\text{ф}} > k_{\text{д}}; t_{\text{ф}} > t_{\text{д}}$
8.	ВЗ	$Q_{\text{ф}} > Q_{\text{д}}; t_{\text{ф}} > t_{\text{д}}$

Условные обозначения КО, принятые в таблице 1.

ГУ – горные удары;

ВВПиГ – внезапные выбросы пород и газа;

ЭП – эндогенные пожары;

РНК – разрушения несущих конструкций (подземных, наземных);

ОПК – обвалы пород кровли;

ПФ – прорывы флюидов;

ВПГВС – взрывы пылегазовоздушных смесей;

ВЗВ – внезапное загазование выработки;

ВЗ – внезапное затопление выработки;

$W_{\text{п}}$ – потенциальная энергия, содержащаяся в единичном объеме породного массива;

$W_{\text{к}}$ – энергия разрушения отброса измельченной горной массы с учетом диссипативной энергии;

$F_{\text{А}}, F_{\text{п}}$ – активные и пассивные силы;

$\mathcal{E}_{\text{ф}}$ и $\mathcal{E}_{\text{к}}$ – фактическое и критическое значение критерия возгорания измельченной самовозгорающейся массы;

$\sigma_{\text{ф}}$ и $[\sigma]$ – фактические и допустимые напряжения сжатия пород в приконтурном массиве;

$\tau_{\text{ф}}$ и $[\tau]$ – фактические и допустимые напряжения растяжения пород в приконтурном массиве;

$K_{\text{ф}}$ и $K_{\text{д}}$ – фактическая и допустимая концентрация взрывоопасных пылегазовоздушных смесей;

$k_{\text{ф}}$ и $k_{\text{д}}$ – фактическая и допустимая концентрация вредных газов в атмосфере выработки;

$t_{\text{ф}}$ и $t_{\text{д}}$ – фактическое и допустимое время разгазирования и понижения водопритока выработки;

Q_f и Q_d – фактическое и допустимое значения объемов притока воды в выработку.

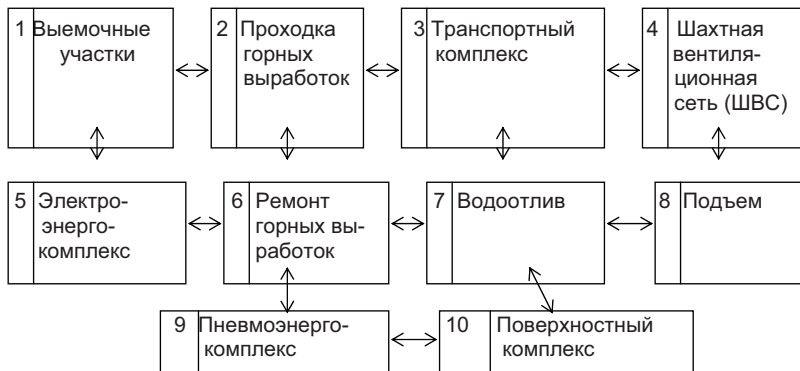


Рисунок 1 - Типовая схема деления ГДП на подсистемы

Несмотря на перечисленное разнообразие КО, все они имеют общее свойство их вероятностного проявления. Это означает, что невозможно в принципе абсолютно точно указать (прогнозировать) место, время и мощность проявления КО.

Значительная часть КО может быть описана энергетическим потенциалом, то есть

$$W_n(\bar{S}, \bar{R}) \geq W_k(\bar{S}, \bar{R}), \quad (1)$$

где $W_n(\bar{S}, \bar{R})$ - потенциальная энергия КО в зависимости от параметров $\bar{S} \in H^K \times H^m$ конкретного объекта $\bar{R} \in H^K \times H^m$ управляемых параметров подсистем ГДП;

$W_k(\bar{S}, \bar{R})$ - критическая величина энергии, после накопления которой произойдет КО.

Ясно, что для любых подсистем (1-10) ГДП правая и левая части неравенства (1) являются либо случайными величинами на некотором интервале времени (0-T), либо даже случайными функциями. Поэтому существует вероятность соблюдения условия (1), т.е.

$$J_{\text{ко}} = P_{\text{ко}} \{W_n(\bar{S}, \bar{R}) \geq W_k(\bar{S}, \bar{R})\}, \quad (2)$$

которая и определяет возможность КО при

$$0 \leq J_{\text{ко}} \leq 1. \quad (3)$$

Ясно, что при $J_{\text{ко}} = 0$, КО не возникает, а при $J_{\text{ко}} = 1$ конкретный КО обязательно произойдет.

Проблема прогноза КО и управления, т.е. сведения до минимума проявления КО, состоит в изучении закономерностей формирования величин $W_{\text{п}}(\bar{S}, \bar{R})$ и $W_{\text{к}}(\bar{S}, \bar{R})$ для конкретных КО и условиях $\bar{S}$ при управляющих воздействиях $\bar{R}$ на подсистемы ГДП.

Для ряда КО необходимо выполнение силовых условий, т.е.

$$F_{\text{А}}(\bar{S}, \bar{R}) \geq F_{\text{п}}(\bar{S}, \bar{R}), \quad (4)$$

где $F_{\text{А}}(\bar{S}, \bar{R})$ - активные силы, развивающие процесс КО;

$F_{\text{п}}(\bar{S}, \bar{R})$ - пассивные силы, тормозящие процессу начала катастрофического отказа;

$\bar{S}$ и $\bar{R}$ - имеют тот же смысл, что и выше в (1).

Здесь также уместно говорить о вероятности проявления КО в виде

$$J_{\text{ко}} = P_{\text{ко}} \{ F_{\text{А}}(\bar{S}, \bar{R}) \geq F_{\text{п}}(\bar{S}, \bar{R}) \}, \quad (5)$$

где $0 \leq J_{\text{ко}} \leq 1$.

Указанные КО носят стохастический характер, и поэтому очень важно иметь систему прогнозов, позволяющих вычислять вероятность их наступления в конкретных условиях разработки. Такие методы нами разработаны. Доказано также, что при взрывном способе отделения горной массы от массива вероятность проявления указанных КО велика, в основном за счет высокой скорости V_m отделения единичной массы пород от массива и сейсмического действия взрыва на подземные сооружения, кровлю, целики и другие элементы выработок.

Теоретические расчеты, сделанные нами, показали, что при безвзрывном способе отделения пород от массива указанная скорость V_m на порядки ниже, чем при взрывном. Это обстоятельство существенно меняет физику проявления КО и снижает вероятность их проявления почти до нуля. Также полностью ликвидируются сейсмические нагрузки на подземные сооружения и приконтурный массив.

В таблице 2 приведены конечные, полученные нами, расчетные формулы для вычисления вероятности разрушения целиков и проявления горных ударов.

По аналогичным выражениям вычисляются вероятности проявления всех КО за исключением ЭП, ВЗВ и ВЗ, где расчетные формулы значительно проще и имеют вид:

$$J_j = \int_{S^*}^{\hat{S}} \varphi(S_j) dS_j, \quad (6)$$

где S_j^* - критическое значение параметра S_j и $\hat{S}_j$ - его верхнее значение.

Так как в формировании и проявлении КО участвуют гравитационные, тектонические и техногенные сейсмические силы, при исключении взрывных работ сейсмические силы отсутствуют, а гравитационные проявляются менее агрессивно, так как параметры зон опорного давления в приконтурном массиве становятся стационарными при малых мгновенных скоростях и отделения горных пород от массива.

3 Влияние энергетического потенциала породного массива на возникновение катастрофических отказов

3.1 Энергетический потенциал породного массива, его составляющие и связь с катастрофическими отказами

Состояние породного массива в любой момент времени $t = 0$ и на любой глубине H характеризуется энергетическим потенциалом

$$\Phi(H) = \sum_{j=1}^5 \Phi_j(H), \quad (7)$$

где $\Phi_1(H, \gamma)$ – гравитационный потенциал, зависящий от глубины залегания

пород H и средней величины γ их плотности;

$\Phi_2(H)$ – потенциал упругой энергии сжатия единичного объема горных пород;

$\Phi_3(H)$ – потенциал давления флюидов (вода, газ);

$\Phi_4(H)$ – химический потенциал, способный реализоваться при разгрузке породного массива;

$\Phi_5(H)$ – тепловой потенциал, увеличивающийся по определенному закону с глубиной H .

Из физических соображений ясно, что компоненты $\Phi_j(H)$, $j = \overline{1, 5}$ с глубиной H имеют явную тенденцию к увеличению. Это обстоятельство безусловно приводит к уменьшению "жизнеспособности" конкретной технологической системы ТС в определенных условиях, характеризующейся величиной критерия адаптивности $J_a(H)$. Для повышения $J_a(H)$ необходимо поглощать избыточность энергетического потенциала. Ясно также, что с уменьшением $J_a(H)$ возрастает вероятность проявления КО по составляющим 1-8 (таблица 3).

Таблица 2 - Обобщенное представление вероятности возникновения горных ударов и разрушения циклов (Р_ю)

№ п.п.	Условия пересечения	Расчетные формулы для вычисления
1.	$\sigma_{X^0} < \sigma_P$	$P_{ю0} = 0$
2.	$\hat{\sigma}_p < \sigma_{X^0}$	$P_{ю0} = 1$
3.	$\sigma_p < \hat{\sigma}_{X^0}$	$P_{ю0} = \int_{\sigma_p}^{\hat{\sigma}_{X^0}} \left[\psi(\sigma_{X^0}) \cdot \int_{\sigma}^{\hat{\sigma}_p} \varphi(\sigma_p) d\sigma_p \right] d\sigma_{X^0} + \int_{\sigma_p}^{\hat{\sigma}_{X^0}} \varphi(\sigma_p) d\sigma$
4.	$\hat{\sigma}_p < \sigma_{X^0}$ $\sigma_{X^0} < \hat{\sigma}_p$	$P_{ю0} = \int_{\sigma_p}^{\hat{\sigma}_p} \left[\psi(\sigma_{X^0}) \cdot \int_{\sigma}^{\hat{\sigma}_p} \varphi(\sigma_p) d\sigma_p \right] d\sigma_{X^0} + \int_{\sigma_p}^{\hat{\sigma}_{X^0}} \varphi(\sigma_p) d\sigma + \int_{\sigma_p}^{\hat{\sigma}_{X^0}} \psi(\sigma_{X^0}) d\sigma_{X^0}$
5.	$\sigma_p < \hat{\sigma}_{X^0}$ $\hat{\sigma}_p < \sigma_{X^0}$	$P_{ю0} = \int_{\sigma_p}^{\hat{\sigma}_p} \left[\psi(\sigma_{X^0}) \cdot \int_{\sigma}^{\hat{\sigma}_p} \varphi(\sigma_p) d\sigma_p \right] d\sigma_{X^0} + \int_{\sigma_p}^{\hat{\sigma}_{X^0}} \varphi(\sigma_p) d\sigma + \int_{\sigma_p}^{\hat{\sigma}_{X^0}} \psi(\sigma_{X^0}) d\sigma_{X^0}$
6.	$\sigma_p < \hat{\sigma}_{X^0}$ $\hat{\sigma}_p < \sigma_{X^0}$	$P_{ю0} = \int_{\sigma_p}^{\hat{\sigma}_{X^0}} \left[\psi(\sigma_{X^0}) \cdot \int_{\sigma}^{\hat{\sigma}_p} \varphi(\sigma_p) d\sigma_p \right] d\sigma_{X^0} + \int_{\sigma_p}^{\hat{\sigma}_{X^0}} \varphi(\sigma_p) d\sigma$

Таблица 3 - Вероятность проявления КО по составляющим 1-8

№ п.п.	Условное обозначение	Зависимость от Φ
1.	ГУ	Φ_1, Φ_2
2.	ВВПУГ	$\Phi_1, \Phi_2, \Phi_3, \Phi_4,$
3.	ЭП	Φ_4, Φ_5
4.	РНК	Φ_1, Φ_2
5.	ОПК	Φ_1, Φ_2, Φ_3
6.	ВПГВС	Φ_4, Φ_5
7.	ВЗВ	Φ_3
8.	ВЗ	Φ_3

Природа КО носит энергетический характер и во многом определяется составляющими $\Phi_j, j = \overline{1,5}$ энергетического потенциала.

Из таблицы 3 следует, что КО зависят практически от всех составляющих энергетического потенциала $\Phi(H)$.

Причем ясно, что чем выше значение $\Phi_j(H)$ с глубиной горных работ, тем выше вероятность проявления КО.

Наиболее существенными составляющими энергетического потенциала являются для рудных шахт Φ_1 и Φ_2 . По существу их значения однозначно определяют горные удары и разрушение несущих конструкций.

Следовательно, освобождение породного массива хотя бы частичное (разгрузка) от составляющих Φ_1 и Φ_2 позволяют свести к минимуму вероятность проявления этих тяжелых КО.

Как известно, гравитационный потенциал Φ_1 определяется в массиве

$$\Phi_1 = \gamma H \quad (8)$$

и в зоне опорного давления

$$\Phi_1 = k\gamma H, \quad (9)$$

где $k > 1$ – коэффициент концентрации напряжения в зоне проявления опорного давления в приконтурном массиве.

Потенциал Φ_2 упругой энергии складывается из напряжений

$$\sigma(\Phi_2) = \sigma_{сж} + \sigma_{\tau} + \sigma_{с}, \quad (10)$$

$$\tau(\Phi_2) = \tau_{сж} + \tau_{\tau} + \tau_{с}, \quad (11)$$

где $\sigma_{сж}, \tau_{сж}$ – упругие нормальные и касательные напряжения сжатия массива;

σ_T, τ_T – упругие нормальные и касательные тектонические напряжения;

σ_c, τ_c – упругие нормальные и касательные сейсмические напряжения.

Для вычисления σ и T /по (10) и (11) существует исключительное множество гипотез, основные из которых изложены в нашей монографии [2] и других известных работах.

3.2 Подземные конструкции и определение их устойчивости

При разработке твердых полезных ископаемых подземным способом создается сложная система подземных сооружений, представленная протяженными горными выработками, различно ориентируемыми в пространстве. Сеть горных выработок любого рудника или шахты вместе с выемочными участками (ВУ) представляет сложное инженерное сооружение, которое естественно нуждается в оценке уровня его надежности на интервале времени его функционирования для добычи полезного ископаемого. Ясно, что весьма высокий уровень надежности подземных сооружений, обеспечивающий нормальное их состояние даже за пределами сроков отработки месторождения T не нужен и обходится очень дорого. С другой стороны, недостаточный уровень надежности тех же сооружений на период отработки месторождения приводит к понижению уровня безопасности горных работ, авариям и травматизму рабочих.

При разработке рудных месторождений подземным способом оформляется большое количество подземных горных выработок, целиков различной формы и назначения, охранных целиков под застроенными территориями и т.д.

Не останавливаясь на деталях описания подземных сооружений, отметим одно их общее свойство – они должны быть устойчивыми (не разрушаемыми) на некотором вполне определенном времени T .

Следовательно, основной характеристикой их устойчивости следует принять величину вероятности их неразрушения на T , т.е.

$$P_H = 1 - P_B, \quad (12)$$

где P_B – вероятность разрушения подземной конструкции.

Условие потери устойчивости различных целиков может быть представлено пересечением двух случайных величин

$$P_B = \{ \psi(\sigma_H) > \varphi(\sigma_{Tp}) \}, \quad (13)$$

где $\psi(\sigma_H)$ - функция распределения нормальных к сечению целика напряжений в наименьшем его диаметре или ширине, МПа;

$\varphi(\sigma_{\text{пр}})$ - функция распределения прочности пород целика на сжатие, МПа.

Математические ожидания $\bar{\sigma}_n$ и дисперсия σ_n^2 определяются по известным аналитическим зависимостям для различных гипотез формирования нагрузки на целики. Эти гипотезы здесь не обсуждаются. $\bar{\sigma}_{\text{пр}}$ и $\sigma_{\text{пр}}^2$ определяются на основании экспериментальных данных по образцам с учетом реальной среды.

Помимо катастрофических отказов при разработке месторождения подземным способом возникают отказы, к числу которых мы относим наиболее часто проявляющиеся:

- разрушение одиночных столбчатых или ленточных целиков;
- потеря устойчивости приконтурного массива на груди забоя и с боков выработок;
- обрушение кровли выработок.

Вероятность разрушения одиночных целиков определяется пересечением функций распределения (13), где математическое ожидание и дисперсии параметров σ_n и $\sigma_{\text{пр}}$ определяются таким же образом, как и для (13).

Потеря устойчивости приконтурного массива прогнозируется путем пересечения случайных величин $\psi(\sigma_n)$ и $\varphi(\sigma_{\text{пр}})$: функций распределения напряжений σ , перпендикулярных к груди забоя и бокам горных выработок и прочности пород на разрыв. Аналогичным образом определяется вероятность обрушения пород кровли по выражению

$$P'_n = \{ \psi(\sigma'_n) > \varphi(\sigma_{\text{пр}}) \}. \quad (14)$$

Рассмотрим далее алгоритм определения вероятностей проявления катастрофических и обычных отказов при пересечении рассматриваемых выше случайных величин.

Обозначим правые части неравенств (12), (13), (14) функций плотности распределения вероятностей $\varphi(\sigma_{\text{пр}})$, а левые – функцией $\psi(S')$, тогда все возможные исходы определения надежности подземных сооружений выразятся следующим множеством аналитических формул:

$$1. \hat{S}' \leq \hat{S}; P_n = 1 \quad (15)$$

$$2. \hat{S}' \leq \hat{S}; P_n = 0 \quad (16)$$

$$3. \hat{S} < \hat{S}'; \hat{S} < \hat{S}' \quad (17)$$

$$P_n = 1 - \left[\int_{\hat{S}'}^{\hat{S}} [\psi(S') \cdot \int_{\hat{S}}^{\hat{S}'} \varphi(S) dS] dS' + \int_{\hat{S}'}^{\hat{S}} \varphi(S) \cdot \psi(S') dS + \int_{\hat{S}}^{\hat{S}'} \psi(S') dS' \right] \tau \quad (18)$$

$$4. \underset{\vee}{S'} < \underset{\vee}{\hat{S}}; \underset{\vee}{S'} < \underset{\vee}{\hat{S}}$$

$$P_n = 1 - \left[\int_{\underset{\vee}{S'}}^{\underset{\vee}{\hat{S}}} \left[\psi(S') \cdot \int_{\underset{\vee}{S}}^{\underset{\vee}{\hat{S}}} \varphi(S) dS \right] dS' + \int_{\underset{\vee}{S}}^{\underset{\vee}{\hat{S}}} \psi(S') \varphi(S) dS \right]. \quad (19)$$

$$5. \underset{\vee}{S'} < \underset{\vee}{S}; \underset{\vee}{S'} > \underset{\vee}{\hat{S}}$$

$$P_n = 1 - \left[\int_{\underset{\vee}{S'}}^{\underset{\vee}{\hat{S}}} \left[\psi(S') \cdot \int_{\underset{\vee}{S}}^{\underset{\vee}{\hat{S}}} \varphi(S) dS \right] dS' + \int_{\underset{\vee}{S}}^{\underset{\vee}{\hat{S}}} \psi(S') \varphi(S) dS + \int_{\underset{\vee}{\hat{S}}}^{\underset{\vee}{S}} \psi(S') dS' \right] \quad (20)$$

$$6. \underset{\vee}{S} < \underset{\vee}{\hat{S}}; \underset{\vee}{S'} < \underset{\vee}{\hat{S}}$$

$$P_n = 1 - \left[\int_{\underset{\vee}{S'}}^{\underset{\vee}{\hat{S}}} \left[\psi(S') \cdot \int_{\underset{\vee}{S}}^{\underset{\vee}{\hat{S}}} \varphi(S) dS \right] dS' + \int_{\underset{\vee}{S'}}^{\underset{\vee}{\hat{S}}} \psi(S') \varphi(S) dS \right]. \quad (21)$$

Здесь в формулах приняты обозначения:

$\varphi(S_{np}) = \varphi(S)$ - функция распределения прочности пород в массиве (на разрыв, на сжатие);

$\psi(S_n) = \psi(S')$ - функция распределения нагрузок на приконтурный массив (нормальных, касательных),

Рассмотрим все случаи пересечения величин $\psi(S')$ и $\varphi(S)$.

$$\{\psi(S') \cap \varphi(S)\}. \quad (22)$$

Нами разработаны универсальные методы вычисления величин надежности (P_n) (17÷21) для нормального закона распределения $\varphi(S)$ и $\psi(S')$ для компьютерных технологий управления.

В принципе случайные величины $\varphi(S)$, $\psi(S')$ могут быть распределены по любому известному закону, параметры которых можно определить либо теоретически методом статистических испытаний, либо экспериментально. Эти процедуры имеют самостоятельное значение и в настоящей работе не обсуждаются.

Для упрощенной оценки надежности конструкций подземных сооружений возможно применять простейшие законы распределения: равновероятный

$$\varphi(S) = \frac{1}{\hat{S} - \underset{\vee}{S}}; \psi(S') = \frac{1}{\hat{S}' - \underset{\vee}{S'}}; \quad (23)$$

треугольный

$$\varphi(S) = \frac{4\left(\hat{S} - \underset{\vee}{S}\right)^2}{\left(\hat{S} - \underset{\vee}{S}\right)^2} \text{ при } \bar{S} < S < \hat{S}; \quad (24)$$

$$\varphi(S) = \frac{4\left(\underset{\vee}{S} - \bar{S}\right)^2}{\left(\hat{S} - \underset{\vee}{S}\right)^2} \text{ при } \underset{\vee}{S} < S < \bar{S}; \quad (25)$$

усеченный нормальный

$$\varphi(S) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma_3} \exp\left[-\frac{(\bar{S} - \underset{\vee}{S})^2}{2\sigma_3^2}\right] \quad (26)$$

с параметрами:

$$M(S) = \frac{\hat{S} - \underset{\vee}{S}}{2};$$

$$\sigma(S) = \frac{\hat{S} - \underset{\vee}{S}}{6}$$

или

$$\sigma(S) = \frac{\hat{S} - M(S)}{3};$$

$$\sigma(S) = \frac{M(S) - \underset{\vee}{S}}{3}$$

с нормированной к единице площадью $F_1 = 0,999$, аналогично для $\psi(S')$.

Указанные законы распределения (23), (25) позволяют получить формулы для P_n в явном виде.

В настоящем исследовании нами даны основы возникновения и вычисления вероятности катастрофических отказов при ПГР. Следуя аналогичным образом приведенному алгоритму, можно получить все расчетные формулы для вычисления вероятности оставшихся четырех геотехнологий: ОГР; ПСВ; ПСГД; комбинированные.

4 Заключение

Конечной целью стратегии развития горных наук является создание основ теории технологии (ОТТ) при разработке твердых полезных ископаемых, которая постоянно должна развиваться и пополняться новыми фундаментальными знаниями о поведении породного массива в процессе взаимодействия его с технологическими подсистемами, о влиянии горнодобывающих предприятий (ГДП) на внешнюю среду для создания новейших компьютерных систем с целью оптимального управления разнообразными подсистемами ГДП, стабилизации их работы в рыночной среде.

Литература

- 1 Рогов Е.И., Грицко Г.И., Вылегжанин В.Н. Математические модели адаптации процессов и подсистем угольной шахты. Алма-Ата, 1979. 208 с.
- 2 Рогов Е.И. Системный анализ в горном деле. Алма-Ата. 1976. 206 с.
- 3 Рогов Е.И. Оптимизационное моделирование в горном деле. Алма-Ата. Наука, 1987. 78 с.
- 4 Рогов Е.И., Рогов С.Е., Рогов А.Е. Теория геотехнологий. Алматы. FORTRESS, 2010. 355 с.

К ТЕОРИИ РАЗРУШЕНИЯ БОРТОВ КАРЬЕРОВ (часть I)

Карьер беткейінің бұзылу ықтималдығын есептеуде активті және пассивті күштердің өзара әрекеттестігін түсіндіру үшін математикалық модельдер дәлелденген.

Обоснован комплекс математических моделей для описания взаимодействия активных и пассивных сил для вычисления вероятности разрушения бортов карьеров.

A complex of mathematical models is substantiated for the description of the interaction of active and passive forces for the calculation of possibility of destruction of pit walls.

Разрушение рабочего борта карьера по нашей классификации относится к катастрофическим отказам [1], время и место которого можно только предсказать с определенной вероятностью.

В этой связи необходимо обосновать стохастическую математическую модель условия разрушения бортов карьера как рабочего, так и нерабочего с тем, чтобы решить две задачи:

- вычислить вероятность разрушения борта карьера - P_p ;
- минимизировать P_p для любого многообразия условий работы карьера.

Далее нами даны решения этих сложных и многофакторных задач горных наук.

Предметом дальнейшего исследования является любой рудник с открытыми горными работами (ОГР), на котором имеются все известные параметры технологии.

Для ОГР существуют рабочие и нерабочие борта, которые в принципе могут терять устойчивость под действием сил гравитации и активных и разрушаться.

Аналитические модели будем строить относительно устойчивой плоскости (рисунок 1) условно проходящей под углом естественного откоса - φ пород борта. При этом будем учитывать активные силы, способные разрушить борт и тормозные (пассивные) силы, препятствующие этому событию.

К активным силам относятся вес пород, сейсмические нагрузки и технологические нагрузки – динамика от веса работающего оборудования.

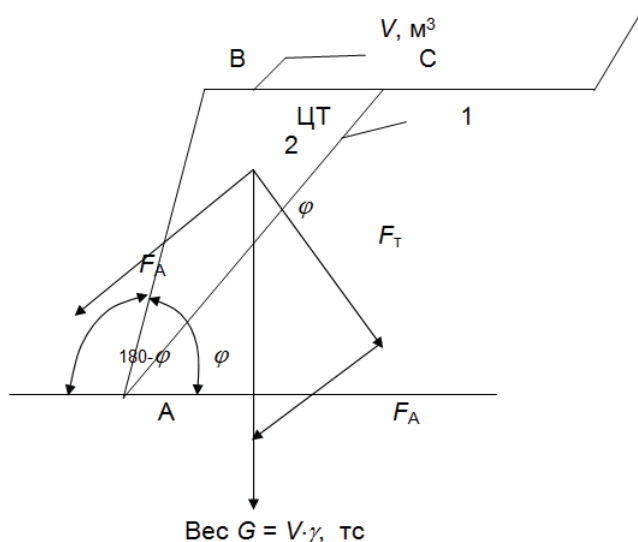
К пассивным или тормозным силам относятся:

- силы трения покоя – $f_{тр}(0)$, тормозящие отрыв и перемещение горной массы;

- силы сцепления пород, тормозящие отрыв к перемещению горной массы;

- силы разрыва пород по всей площади отрыва.

Рассмотрим плоскую силовую схему единичного борта карьера (рисунок 1).



1 – плоскость линии отрыва пород откоса под углом φ ,

2 – центр тяжести массива ABC.

Рисунок 1 – Схема взаимодействия активных и тормозных сил

Активные силы:

где F_c – сейсмические силы от взрывов

$$F_A = G \cdot \sin \varphi + F_c, \quad (1)$$

Тормозящие силы:

$$F_T = (G \cdot \cos \varphi + F_c) \cdot f_{\text{тр}}(0) \quad (2)$$

или

$$F_T = (G \cdot \cos \varphi) \cdot [f_{\text{тр}}(0) + F_c + \sigma_p S] \quad (3)$$

Условие обрушения борта:

$$G \cdot \sin \varphi \geq (G \cdot \cos \varphi) \cdot f_{\text{тр}}(0) + \sigma_p S + F_c. \quad (4)$$

Следовательно, необходимое условие будет при $\varphi = \text{const}$

$$\hat{V} \cdot \gamma \cdot \sin \varphi \geq \hat{f}_{\text{тр}}(0) \cdot \hat{V} \cdot \gamma \cdot \cos \varphi + \hat{\sigma}_p \hat{S} + \hat{F}_c.$$

Если $\varphi \in \left\{ \varphi_{\downarrow}^{\wedge} \right\}$, то F_A достигает при $\hat{\varphi} \rightarrow \max$, а F_T при $\varphi_{\downarrow}$, тогда $\cos \varphi = \frac{1}{\sin \varphi}$ и условие:

$$V \cdot \gamma \cdot \sin^2 \varphi \geq f_{\text{тр}}(0) \cdot V \cdot \gamma + \sigma_p \sin \varphi.$$

Тогда противоречие.

F_A достигает min при:

$$F_A = V \cdot \gamma \cdot \sin^2 \varphi.$$

$\hat{F}$ достигает min при:

$$F_T = \hat{f}_{\text{тр}}(0) \cdot \hat{V} \cdot \gamma + \hat{\sigma}_p \cdot \hat{S} \cdot \sin \varphi.$$

В естественном массиве без предварительного укрепления γ , φ , $f_{\text{тр}}(0)$, σ_p являются случайными величинами или даже случайными функциями, распределяемыми, как правило, по усеченному нормальному закону.

Где F_c – активные сейсмические силы от взрывных работ в карьере. Можно предположить, что

$$F_c = \beta \cdot Q_3, \text{ тс}, \quad (5)$$

где Q_3 – масса одновременно взрывааемых зарядов, т;

β – статистический параметр, определяемый экспериментально

$\beta = \frac{c}{m}$. Или можно записать иначе:

$$F_c = G \cdot \beta_1, \text{ тс}, \quad (6)$$

где $G = V \cdot \gamma$, тс, а $\beta = 1$ безразмерный и $\gamma = \text{const}$.

С учетом сейсмических активных сил запишем условие обрушение нерабочего борта карьера:

$$G \cdot \sin \varphi + G \cdot \beta_1 \geq f_{\text{тр}}(0) \cdot G \cdot \cos \varphi + \sigma_p S, \text{ тс}. \quad (7)$$

Для рабочего борта карьера к активным силам необходимо прибавить максимальную технологическую нагрузку – G_T , тс (электровозы, самосвалы и т.д.)

Общее условие разрушения борта:

$$G \cdot \sin \varphi + G \cdot \beta_1 + G_T \geq f_{\text{тр}}(0) \cdot G \cdot \cos \varphi + \sigma_p S. \quad (8)$$

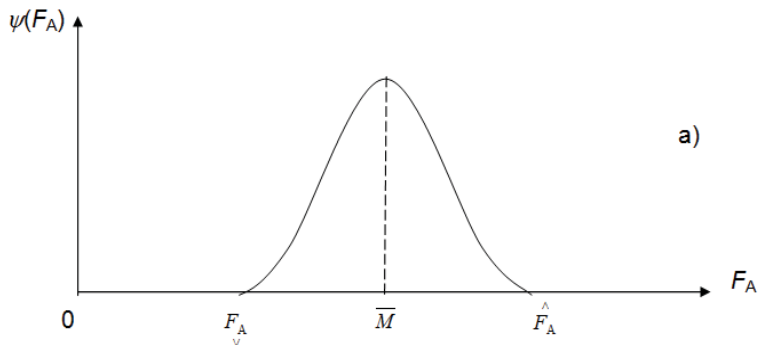
Величины V и S имеют прямую связь:

$$S = \alpha \cdot V,$$

где α - параметр (статистика).

Следовательно, имеем:

$F(A)$ – активные силы, тс или МПА – случайная величина.

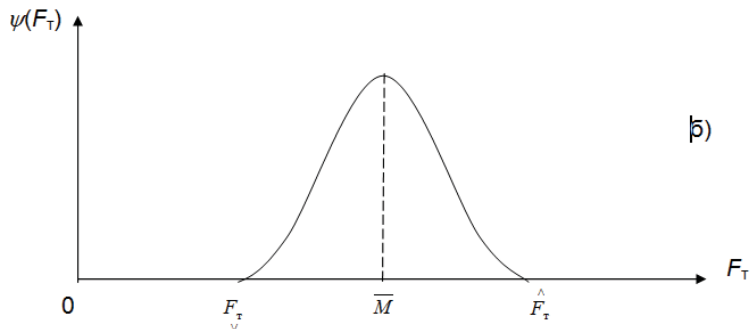


Причем: $\int_{F_A}^{\delta} \psi(F_A) \cdot dF_A = 1$; $\overline{M} = \frac{F_A + F_A^{\delta}}{2}$ и $\sigma_{F_A} = \frac{F_A - F_A^{\delta}}{6}$.

Аналогично:

Рисунок 2 – Случайная величина

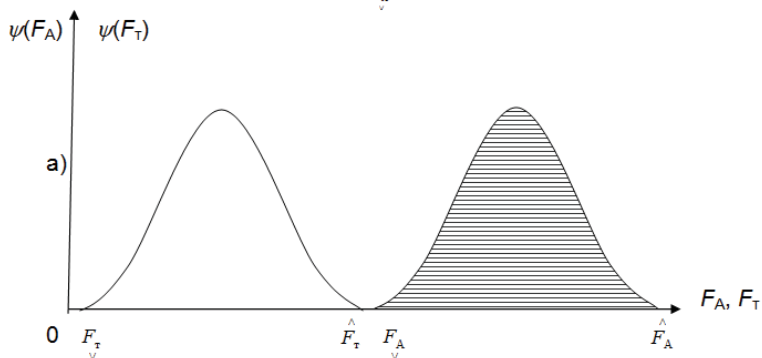
Очевидно, что существует всего три исхода взаимодействия F_A и F_T , а именно:



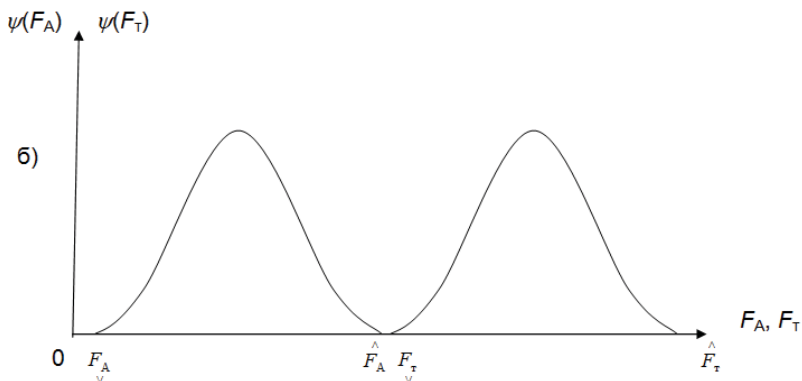
$\int_{F_T}^{\delta} \psi(F_T) \cdot dF_T = 1$; $\overline{M} = \frac{F_T + F_T^{\delta}}{2}$ и $\sigma_{F_T} = \frac{F_T - F_T^{\delta}}{6}$.

- первый $\psi(F_A) > \psi(F_T)$ на всем интервале при $F_{\hat{A}} > F_{\hat{T}}$, тогда вероятность разрушения борта карьера будет равна единице, т.е.

$$P_p = \int_{F_{\hat{A}}}^{F_{\hat{T}}} \psi(F_A) \cdot dF_A = 1;$$



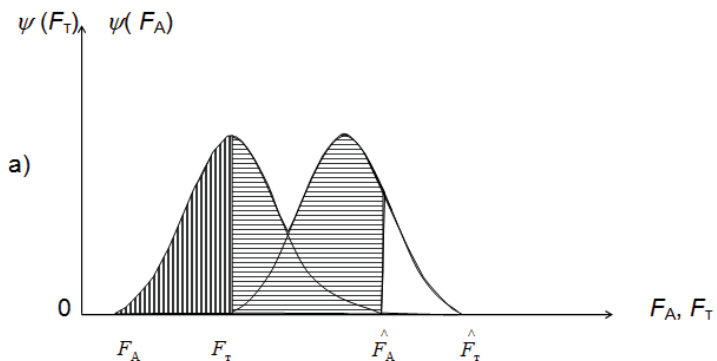
- второй:



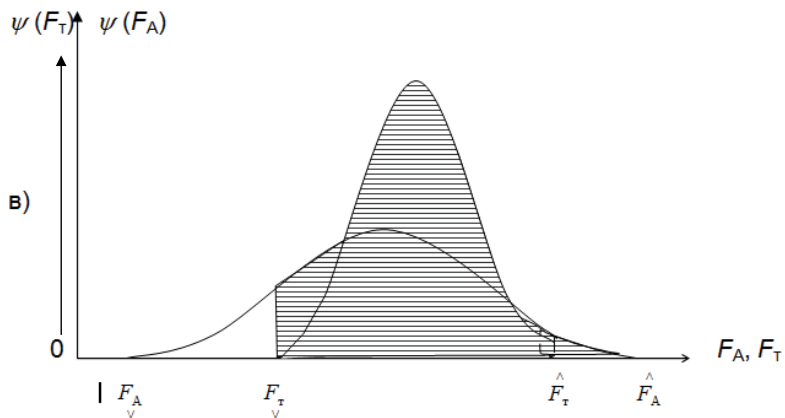
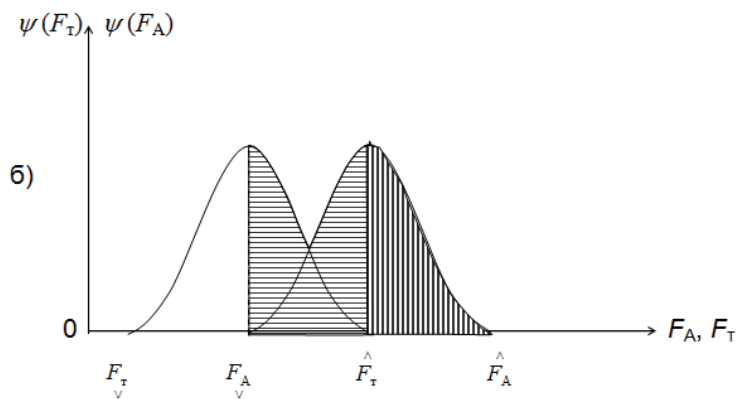
при этом $P_p = 0$, т.е. устойчивость борта будет обеспечена с вероятностью равной единице 1.

Рисунок 3 – Взаимодействие случайных величин а) и б).

Третий исход наиболее частый и представлен на графиках рисунка 4.



Здесь в третьем исходе рисунка а) $0 < P_p < 1$.



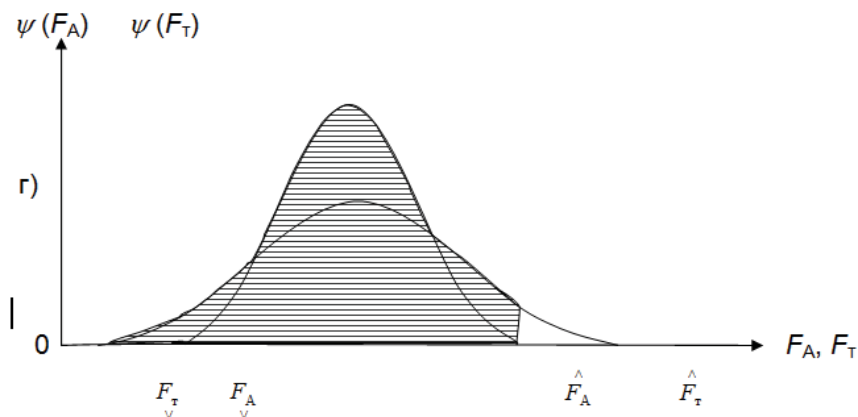


Рисунок 4 – Случайные величины и их взаимодействие

Таким образом, четыре схемы взаимодействия активных - F_A и тормозящих сил F_T , действующих в массиве борта карьера – откоса имеют различный уровень вероятности разрушения борта:

$$0 < P_p < 1.$$

Аналитические формулы для вычисления P_p для всех четырех случаев приведены ниже.

Рисунок а):

$$P_p = \int_{F_T^{\wedge}}^{F_A^{\wedge}} \left[\psi(F_A) \cdot \int_{F_T^{\wedge}}^{F_A^{\wedge}} \psi(F_T) \cdot dF \right] \cdot dF.$$

Рисунок б):

$$P_p = \int_{F_A^{\wedge}}^{F_T^{\wedge}} \left[\psi(F_A) \cdot \int_{F_A^{\wedge}}^{F_T^{\wedge}} \psi(F_T) \cdot dF \right] \cdot dF + \int_{F_T^{\wedge}}^{F_A^{\wedge}} \psi(F_A) \cdot dF.$$

Рисунок в):

$$P_p = \int_{F_T^{\wedge}}^{F_A^{\wedge}} \left[\psi(F_A) \cdot \int_{F_T^{\wedge}}^{F_T^{\wedge}} \psi(F_T) \cdot dF \right] \cdot dF.$$

Рисунок г):

$$P_p = \int_{F_A^{\vee}}^{\hat{F}_A} \left[\psi(F_A) \cdot \int_{F_A^{\vee}}^{\hat{F}_A} \psi(F_T) \cdot dF \right] \cdot dF.$$

Вторая задача – минимизировать вероятность P_p – разрушения борта карьера отдельная самостоятельная и не простая проблема будет рассмотрена нами в отдельной работе.

Выводы

1 В результате проведенных исследований обоснован комплекс математических моделей, описывающих взаимодействие активных и пассивных сил для оценки устойчивости бортов карьеров.

2 Выведены строгие аналитические зависимости для вычисления вероятности разрушения рабочего и нерабочего бортов карьера.

Литература

1 Рогов Е.И., Рогов С.Е., Рогов А.Е. Теория геотехнологий. Алматы. FORTRESS. 2010.

А.Е. Рогов

К ТЕОРИИ РАЗРУШЕНИЯ БОРТОВ КАРЬЕРОВ (часть II)

Карьер беткейі ықтималды орнықтылығы жағдайын анықтау үшін математикалық модельдеу тәсәлі берілген, оның нақты мысалы ұсынылған.

Дан метод реализации математических моделей для определения вероятности устойчивого состояния бортов карьера, приведен конкретный пример.

The method of realization of mathematical models for the determination of possibility of stable condition of wit walls is proposed, a case study is given.

В первой части нашей работы были даны теоретические обоснования и расчетные математические модели для определения вероятности разрушения борта карьера для любых условий отработки открытым способом.

При этом рассмотрены рабочие и нерабочие борта карьеров. Поскольку эта часть работы направлена на минимизацию вероятности катастрофических отказов в виде разрушения бортов карьеров, то необходимо переходить от моделей констатации фактов к моделям оптимального управления P_p , когда они стремятся к минимуму при определенных ограничениях на управляемые параметры и характеристики системы ОГР.

Для дальнейших исследований приведем два основных условия устойчивого состояния борта карьера для нерабочего борта:

$$G \cdot \sin \varphi + G \cdot \beta_1 \geq f_{\text{тр}}(0) \cdot G \cdot \cos \varphi + \sigma_p S, \quad (1)$$

и для рабочего борта:

$$G \cdot \sin \varphi + G \cdot \beta_1 + G_i \geq f_{\text{тр}}(0) \cdot G \cdot \cos \varphi + \sigma_p S, \quad (2)$$

где

$$\left. \begin{aligned} G &= V \cdot \gamma, \\ S &= \alpha \cdot V. \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

В настоящей ситуации по решению задачи об минимизации P_p существует всего два альтернативных подхода.

1 Статистическими методами получить в явном аналитическом виде функции распределения вероятности активных сил - $\psi(F_A)$ и тормозящих пассивных - $\psi(F_T)$.

После этих операций достаточно сложных и трудоемких по формулам, приведенным в первой части работы, определить для всех необходимых случаев вероятности разрушения бортов карьера.

Рассмотрим более простой метод приближенного решения задачи на квазиупорядоченном графе.

Определим квазиупорядоченный граф в виде $G = (X, \Gamma)$, где X – множество вершин графа. Сформируем X , исходя из следующего принципа перевода непрерывных параметров в дискретные, т.е. вершины графа по подмножествам:

$$X = \{X_1, X_2, \dots, X_N\}, \quad (4)$$

где

$$\bigcap_{j=1}^N X_j = \emptyset \text{ и } X_j = \emptyset. \quad (5)$$

Из условия (2) будем иметь: $V_1 = X_1$ в пределах:

$$V \leq V \text{ и } V \leq \hat{V}. \quad (6)$$

Вершины X_1 обозначим:

$$X_1 = \left\{ V_{\hat{V}}, V_{\hat{V}} + \delta V, \dots, \hat{V} \right\},$$

где

$$\delta V = \frac{\hat{V} - V}{N_1}. \quad (7)$$

Аналогично для X_2 :

$$X_2 = \left\{ \varphi_{\hat{\varphi}}, \varphi_{\hat{\varphi}} + \delta \varphi, \dots, \hat{\varphi} \right\},$$

где

$$\delta \varphi = \frac{\hat{\varphi} - \varphi}{N_2}. \quad (8)$$

Аналогично для сейсмических активных сил:

$$\left. \begin{aligned} F_{\hat{c}} &= \beta \cdot G \text{ и } F_{\hat{c}} = \hat{\beta} \cdot G \\ X_3 &= \left\{ F_{\hat{c}}, F_{\hat{c}} + \delta F_{\hat{c}}, \dots, \hat{F}_{\hat{c}} \right\} \end{aligned} \right\} \quad (9)$$

Далее по аналогии:

$$X_4 = \left\{ G_{\tau}, G_{\tau} + \delta G_{\tau}, \dots, \hat{G}_{\tau} \right\}, \quad (10)$$

$$X_5 = \left\{ f_{\text{тп}}(0), f_{\text{тп}}(0) + \delta F_{\text{тп}}, \dots, \hat{f}_{\text{тп}}(0) \right\}, \quad (11)$$

$$X_6 = \left\{ \sigma_p, \sigma_p + \delta \sigma_p, \dots, \hat{\sigma}_p \right\}, \quad (12)$$

$$X_7 = \left\{ S, S + \delta S, \dots, \hat{S} \right\}. \quad (13)$$

В семи подмножествах будет на графе G вершин:

$$\tilde{N} = \sum_{j=1}^k (N_j + 2). \quad (14)$$

Пусть теперь $N_1 = N_2 = \dots = 6$, тогда на граф $G = (X, \Gamma)$ будет число независимых путей от минорант X_1 до мажорант X_7 :

$$|M(G)| = 6^6. \quad (15)$$

Это громадное число, перебор всех независимых путей $\mu_j \in M(G)$ на G будет делом трудным.

Критерием для поиска оптимального пути μ_0 вместо минимальной вероятности разрушения борта карьера следует принимать величину:

$$J(\mu_j) = (V\gamma \cdot \sin\varphi + G \cdot \beta_1 + G_{\tau}) - [f_{\text{тп}}(0) \cdot V\gamma \cdot \cos\varphi + \sigma_p S] \rightarrow \min. \quad (16)$$

При реализации модели (16) рекомендуется использовать не полный перебор всех путей (15), а целенаправленный перебор по нашему алгоритму условно названного нами «киевского веника» [2].

Приведем усредненный пример. Рассмотрим рабочий уступ карьера высотой $H = 15$ м, угол пород естественного откоса (в навале) $\varphi = 40^\circ$; $\gamma = 1,8$ тс/м³; $V = S \cdot L$; $L = 10$ см; $V = 1340$ м³; $S = \frac{1}{2} \cdot 15 \cdot \frac{15}{\operatorname{tg} 40^\circ} = 134$ м²; $S_1 = 23,3 \cdot 10 = 233$ м²; $G = 1340 \cdot 1,8 = 2412$ тс; $G\beta_1 = 12$ тс; $G_{\tau} = 14$ тс; $f_{\text{тп}}(0) = 25$ тс/м²; $\sigma_p = 18$ тс/м².

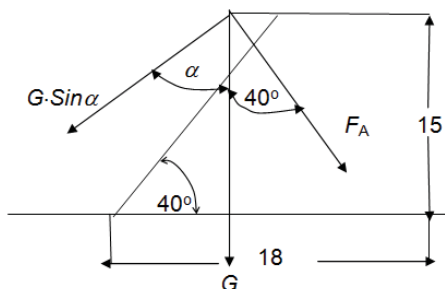
Активные силы составят при $\alpha = 90^\circ$:

$$F_A = 2412 \cdot \sin 4^\circ = 1550 + 14 + 12 = 1576 \text{ тс}.$$

Пассивные или тормозящие силы составят:

$$F_{\tau} = 1848 + 25 + 18 = 1891 \text{ тс.}$$

Схема распределения активных и пассивных сил действующих на борт карьера приведена ниже.



Здесь видно, что борт будет устойчивым, т.к. $F_{\tau} > F_A$ с запасом прочности $n = 1,2$.

Если породы на разрыв σ_p окажутся, например, слабыми с $\sigma_p = 5$ МПа или 5 тс/м^2 , а их удельный вес будет $\gamma = 2,4 \text{ т/м}^3$, то уже ситуация изменится

$$F_A = 1340 \cdot 2,4 = 3242 \text{ тс}$$

и

$$F_{\tau} = 1848 + 25 + 5 = 1878 \text{ тс.}$$

Тогда с вероятностью равной единице произойдет разрушение борта, т.к. активные силы в 1,7 раза выше пассивных сил.

Рассмотрим общий случай пересечения случайных величин $\psi(F_A)$, $\psi(F_{\tau})$ в виде рисунок 1.

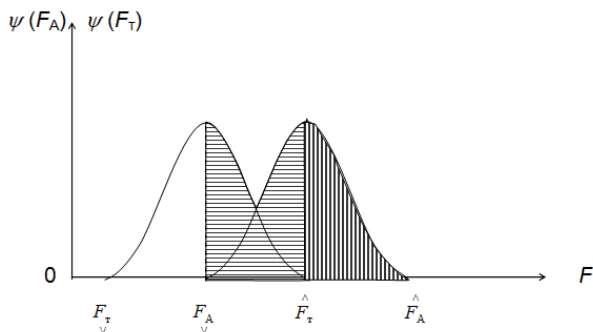


Рисунок 1 – Пересечение случайных величин активных и пассивных сил.

Вероятность разрушения борта определяется по нашей формуле [1]:

$$P_p = \int_{F_{\Delta}}^{\hat{F}_{\Delta}} \left[\psi(F_{\Delta}) \cdot \int_{F_{\Delta}}^{\hat{F}_{\Delta}} \psi(F_T) \cdot dF \right] \cdot dF + \int_{\hat{F}_{\Delta}}^{\hat{F}_{\Delta}} \psi(F_{\Delta}) \cdot dF. \quad (17)$$

Примем закон распределения случайных величин треугольным, исходя из этого запишем для значений $\hat{F}_{\Delta} = 3500$ тс; $F_{\Delta} = 1600$ тс; $\hat{F}_T = 3000$ тс; $F_T = 1000$ тс; (рисунок 2):

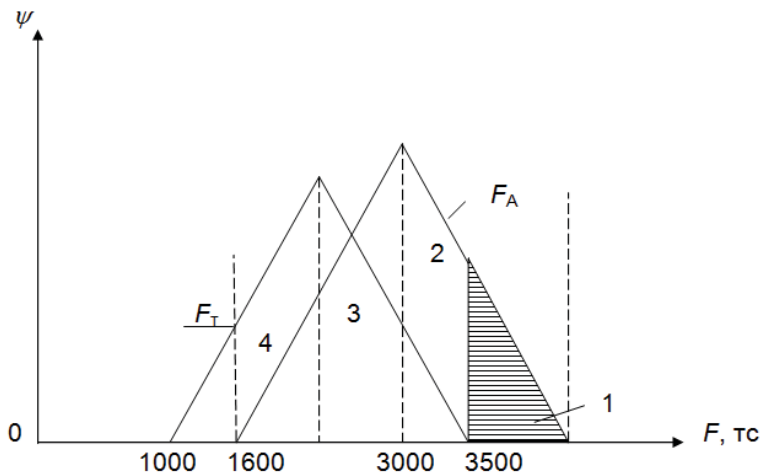


Рисунок 2 – Пересечение двух случайных величин $\psi(F_{\Delta})$ и $\psi(F_T)$.

Аналитические зависимости законов распределения:
для активных сил правая сторона:

$$\frac{4 \left(F_{\Delta} - F_{\Delta} \right)}{F_{\Delta} - F_{\Delta}}; \quad (18)$$

для F_{Δ} – левая сторона:

$$\frac{4 \left(\hat{F}_{\Delta} - F_{\Delta} \right)}{F_{\Delta} - F_{\Delta}}; \quad (19)$$

для пассивных сил левая сторона:

$$\frac{4 \left(\hat{F}_T - F_T \right)}{\hat{F}_T - F_T}; \quad (20)$$

правая сторона:

$$\frac{4 \left(F_T - \hat{F}_T \right)}{\hat{F}_T - F_T}. \quad (21)$$

Теперь интеграл (17) будет расписан в следующем виде:

$$P_p = \int_{1600}^{3000} \left[\frac{4 \left(F_A - \hat{F}_A \right)}{\hat{F}_A - F_A} \cdot \int_{1600}^{3000} \frac{4 \left(F_T - \hat{F}_T \right)}{\hat{F}_T - F_T} dF \right] \cdot dF + \int_{3000}^{3500} \frac{4 \left(F_A - \hat{F}_A \right)}{\hat{F}_A - F_A} dF. \quad (22)$$

Вычисления (22) весьма кропотливы и занимают много места, поэтому они опускаются. В результате была вычислена вероятность разрушения борта карьера:

$$P_p = 0,52.$$

Из этого следует, что вероятность P_p достаточно высока, и она утверждает, что из 100% неустойчивого состояния борта чуть более 50%.

Более сложные аналитические функции $\psi(F_A)$ (F_T) не оставляют надежд на возможность получить точные решения.

В идеальном варианте управления надежностью устойчивого состояния рабочих и нерабочих бортов карьера состоит в поиске таких вариантов управления, чтобы достигалась нулевая вероятность разрушения борта.

Литература

1 Рогов Е.И., Рогов С.Е., Рогов А.Е. Теория геотехнологий. Алматы. FORTRESS, 2010, 365 с.

2 Рогов Е.И. Системный анализ в горном деле. Алма-Ата, Наука, 1976, 207 с.

Буктуков Н.С.

ВЛИЯНИЕ БОРТОВОГО СОДЕРЖАНИЯ В МАССИВЕ НА СОДЕРЖАНИЕ МЕТАЛЛА В РУДЕ ПРИ ДОБЫЧЕ

Кендегі металл мөлшері үшін жоғалым мен құнсызданудың ұтымды ара қатысы анықталғаннан кейін нақты кенорнының беткейлік мөлшері белгіленеді.

Определив рациональное соотношение потерь и разубоживания для данного содержания металла в руде, устанавливается бортовое содержание для конкретного месторождения.

Upon determination of rational relation of losses and dilution for certain metal content in ore, cutoff grade for certain field can be determined.

Физический смысл влияния бортового содержания в массиве на содержание металла в добытой руде заключается в следующем. Снижение бортового содержания ведет к увеличению металла в добытой руде и снижению потерь при добыче. Вместе с тем, привлечение бедной руды в добычу ведет к снижению извлечения при обогащении, что ведет к увеличению потерь металла в хвостах обогащения.

Как видно, имеет место два противоположно направленных фактора. Увеличение бортового содержания ведет к увеличению потерь металла при добыче и увеличению содержания металла в добытой руде, следовательно, к снижению потерь при извлечении в концентрат. Уменьшение бортового содержания ведет к уменьшению потерь при добыче, но к увеличению потерь металла при обогащении, поскольку содержание металла в руде снижается.

Таким образом, условием обеспечения рационального уровня бортового содержания является максимальное извлечение золота, что может быть достигнуто при минимуме суммарных потерь металла при добыче и при обогащении.

$$П_M = Q_{M.з.p.} + Q_{M.х.} \rightarrow \min, \quad (1)$$

где $Q_{M.з.p.}$ – количество потерянного металла в забалансовых рудах, кг;
 $Q_{M.х.}$ – количество потерянного металла в хвостах обогащения, кг.

Количество металла в забалансовых рудах, теряемых при добыче, составит

$$Q_{M.з.p.} = \alpha_{з.p.} \cdot Q_{з.p.}, \quad (2)$$

где $\alpha_{з.p.}$ – содержание металла в забалансовой руде, г/т;

$Q_{3,p}$ - количество забалансовой руды, т.

Количество потеряннного металла в хвостах обогащения составит

$$Q_{M,x} = \alpha_x \cdot Q_x, \quad (3)$$

где α_x – содержание металла в хвостах обогащения, г/т;

Q_x – количество хвостов обогащения, т.

Содержание металла в забалансовой руде зависит от принимаемого бортового содержания

$$\alpha_{3,p} = f_1(\alpha_6), \quad (4)$$

где α_6 – бортовое содержание металла, г/т.

Содержание металла в хвостах обогащения зависит от коэффициента извлечения и может быть представлено в общем виде как

$$\alpha_x = f_2(\varepsilon), \quad (5)$$

где ε - извлечение металла при обогащении.

В свою очередь, извлечение металла в концентрат при обогащении зависит от содержания металла в руде

$$\varepsilon = f_3(\alpha_p), \quad (6)$$

где α_p - содержание металла в добываемой руде, г/т.

Содержание металла в добываемой руде зависит от бортового содержания

$$\alpha_p = f_4(\alpha_6). \quad (7)$$

Подставляя в выражение (1) параметры из (2) – (7) получим

$$\Pi_M = \alpha_{3,p} \cdot Q_{3,p} + \alpha_x \cdot Q_x = f_1(\alpha_6) \cdot Q_{3,p} + f_2(\varepsilon) Q_x = f_1(\alpha_6) \cdot Q_{3,p} + f_2[f_3(\alpha_p)] \cdot Q_x =$$

$$= f_1(\alpha_6) \cdot Q_{3,p} + f_2\{f_3[f_4(\alpha_6)]\} \rightarrow \min.$$

$$\Pi_M = f_1(\alpha_6) \cdot Q_{3,p} + f_2\{f_3[f_4(\alpha_6)]\} \rightarrow \min. \quad (8)$$

Для конкретного месторождения золота необходимо установить вышеприведенные зависимости в явном виде. Это позволит обосновать рациональное бортовое содержание.

Учитывая, что цена на золото меняется, необходима корректировка бортового содержания с целью получения максимального дохода.

В отчете 2011 г. [1] по данной теме было показано влияние уровня потерь и разубоживания на затраты при добыче.

$$C' = \frac{C}{1 - kR} + Q_n, \text{ тенге/т}, \quad (9)$$

где C – себестоимость добычи, тенге/т;

Q_n – ущерб от потерь руды;

R – разубоживание руды.

$\frac{1}{1 - kR}$ – коэффициент в формуле (9) учитывает дополнительные затраты вследствие увеличения объема добычи за счёт разубоживания, дополнительные потери металла при обогащении в зависимости от разубоживания и дополнительное извлечение металла из разубоживающих масс.

Ранее в отчете [1] было показано, что

$$k = \frac{a(\alpha_p - \epsilon)}{a \cdot \alpha_p - d}, \quad (10)$$

где a, ϵ, d – постоянные коэффициенты;

α_p – содержание металла в руде.

В данном выражении содержание металла в руде можно представить в соответствии с формулой (7).

Ущерб от потерь руды составляет [1]:

$$Q_n = \frac{\Pi(1 - R)(u + k' \cdot C_{\epsilon.p.})}{1 - \Pi}, \text{ тенге/т}, \quad (11)$$

где Π – потери, доли единиц; (11)

R – разубоживание, доли единиц;

u – ценность теряемой руды, тенге/т;

k' – доля теряемой руды от общих потерь, отрабатываемая совместно с вскрышей (при подземной разработке $k' = 0$);

$C_{\epsilon.p.}$ – себестоимость вскрышных работ, тенге/т;

Ценность теряемой руды определяется по известному выражению [2]

$$u = C_{\epsilon.p.} + C_a + (C - C), \text{ тенге/т}, \quad (12)$$

где $C_{з.р.}$ - затраты на геологоразведочные работы на 1 т балансовых запасов, тенге/т;

C_a - норма амортизации капитальных вложений на вскрытие месторождения на 1 т промышленных запасов, $C_a = (0,03-0,02)C$, тенге/т;

$Ц$ – отпускная цена концентрата, приходящаяся на 1 т руды, тенге/т.

Тогда, минимизация выражения (9) с учетом выражений (10, 11, 12), позволяет получить оптимальное значение бортового содержания

$$C' = \frac{C}{1 - kR} + Q_{II} = \frac{C}{1 - kR} + \frac{\Pi(1 - R)(\nu + k^1 C_{з.р.})}{1 - \Pi} =$$

$$= \frac{C}{1 - R \frac{a(\alpha_p - \epsilon)}{a\alpha_p - d}} + \frac{\Pi(1 - R)(C_{з.р.} + Ca + Ц - C + k^1 C_{з.р.})}{1 - \Pi} \rightarrow \min. \quad (13)$$

Обозначения прежние.

С другой стороны соотношение количественных потерь и разубоживания зависит от бортового содержания. В этой связи, определив рациональное соотношение потерь и разубоживания для данного содержания металла в руде, по формуле (7) устанавливается бортовое содержание для конкретного месторождения.

Литература

1. Буктуков Н.С. Селективная выемка руд и экономическая эффективность разработки месторождений. Алматы, 2005, КазгосИНТИ, с. 82.
2. Агошков М.И. Типовые методические указания по определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь твердых полезных ископаемых при их добыче. М., 1972

Буктуков Н.С.

ВЛИЯНИЕ БОРТОВОГО СОДЕРЖАНИЯ В МАССИВЕ НА СОДЕРЖАНИЕ МЕТАЛЛА В РАСТВОРЕ ПРИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ

Беткейлік мөлшердің маңыздылығы жоғалым мен кеннің құнсыздануының ұтымды ара катысымен анықталады.

Значение бортового содержания определяется исходя из рационального соотношения потерь и разубоживания руды.

The value of cutoff grade is determined on the basis of rational relation of ore losses and dilution.

Известно, что извлечение металла при обогащении зависит как от его содержания в руде, так и от его колебаний (Рисунок 1). Аналогичная зависимость имеет место и при выщелачивании, поскольку технологически обусловлено равномерное орошение. Однако штабель имеет не равномерное содержание металла, как по простиранию, так и по своему сечению. Следовательно, на участках штабеля с низким содержанием металла часть реагента просачивается впустую, а на участках с богатым содержанием металла оказывается не достаточным подаваемое количество реагента. Кроме того, на извлечение оказывает влияние проницаемость горной массы в штабеле, увеличение которой можно достичь за счет лучшего дробления и измельчения, а также за счет использования физических методов воздействия, таких как, например, встряхивание или механические колебания.

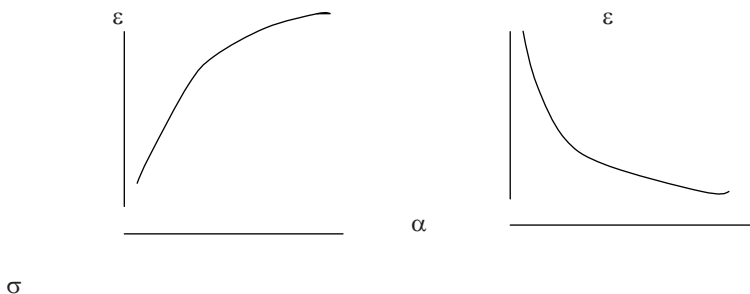


Рисунок 1 - График зависимостей извлечения ε от содержания полезного компонента в руде α и среднеквадратического отклонения качества σ

Как отмечалось выше, извлечение при выщелачивании зависит от содержания металла в руде

$$\varepsilon_6 = f(\alpha_p),$$

а содержание металла в руде зависит от бортового содержания

$$\alpha_p = f'(\alpha_6),$$

где α_p и α_6 соответственно содержание металла в добытой руде и бортовое содержание, г/т.

Кроме того, от бортового содержания зависит амплитуда колебаний содержания металла в руде, т.е. дисперсия колебаний, что в свою очередь также влияет на извлечение золота в раствор

$$\sigma = f''(\alpha_6),$$

$$\varepsilon_6 = f'''(\sigma),$$

где σ - среднеквадратическое отклонение содержания металла в добытой руде.

На извлечение в раствор, кроме содержания золота в руде влияет крупность. Крупность рудного материала, подготавливаемого для кучного выщелачивания, является функцией трех переменных факторов: технологических свойств руд, содержания и себестоимости.

Технико-экономические показатели кучного выщелачивания золота зависят при прочих равных условиях от следующих факторов: степени извлечения золота из руд; расхода реагентов на процесс; интенсивности выщелачивания.

Эти факторы в свою очередь связаны с рядом технологических параметров процесса: крупностью рудного материала, подаваемого на площадку кучного выщелачивания; высотой и порядком формирования штабеля; способами интенсификации процесса кучного выщелачивания; технологическими режимами подачи реагентов, применяемыми окислителями, а также геотехнологическими свойствами руд.

Как видно из приведенного материала, для различных типов руд могут применяться и различные методы выщелачивания, что обуславливает и различное бортовое содержание золота в массиве. Кроме того, на содержание металла в растворе при выщелачивании влияет однородность качества руд в штабеле, возможность доставки выщелачивающего раствора до металла, а также гранулометрический состав руды.

Поскольку при выщелачивании и при известных способах обогащения извлечение зависит от содержания, которое в свою очередь зависит

от бортового содержания, то рациональное значение бортового содержания также можно определить из зависимости [1]

$$C' = \frac{C}{1 - R \frac{a(\alpha_p - \epsilon)}{a\alpha_p - d}} + \frac{\Pi(1 - R)(C_{\Sigma.p.} + Ca + \Pi - C + k^1 C_{\Sigma.p.})}{1 - \Pi} \rightarrow \min.$$

где C – себестоимость добычи, тенге/т;
 Π – потери руды, доли единиц;
 R – разубоживание руды, доли единиц;
 a, ϵ, d – постоянные коэффициенты;
 α_p – содержание металла в руде;
 U – ценность теряемой руды, тенге/т;
 k^1 – доля теряемой руды от общих потерь, отрабатываемая совместно с вскрышей (при подземной разработке $k^1 = 0$);
 $C_{\Sigma.p.}$ – себестоимость вскрышных работ, тенге/т;
 $C_{\Sigma.p.}$ – затраты на геологоразведочные работы на 1 т балансовых запасов, тенге/т;
 C_a – норма амортизации капитальных вложений на вскрытие месторождения на 1 т промышленных запасов, $C_a = (0,03-0,02)C$, тенге/т;
 Π – отпускная цена концентрата, тенге/т;

При этом следует помнить, что постоянные коэффициенты в формуле будут различны для различных месторождений и для различных способов извлечения металла в раствор или в концентрат.

Ниже рассмотрены причины колебаний качества руды.

Характерной особенностью золоторудных месторождений, например, Васильковского, является низкое содержание полезного компонента и значительные колебания. Так, по данным буровзрывных скважин за апрель – май 2003 г. по Блоку – 8к, гор. 197 содержание металла в руде изменяется от 0,4 до 2,5 г/т, при среднем содержании 1,05. По блокам 8к и 4к на гор. 190 содержание металла колеблется от 0,1 до 6,3 г/т при среднем содержании $\alpha = 1,3$. Вместе с тем, в другой временной период на этом же горизонте по блокам 4ф, 4к, 8ф, 5к среднее содержание составило 2,0 г/т, при изменчивости содержания от 0,1 до 26,6. На гор. 182 по блокам 3ф, 3к, 5ф, 5к содержание изменяется от 0,1 до 23,1 при среднем содержании 2,5 г/т. Здесь следует отметить, что имеющиеся место ураганное содержание металла в руде встречаются эпизодически.

Параметры качества руды по данным буровзрывных скважин составили по блоку 8к на горизонте 197: среднее содержание $\alpha = 1,05$; количество проб $n = 32$; сумма отклонений от среднего содержания $\Sigma \alpha_i = 33,5$; сумма квадратов отклонений содержания металла в руде от среднего $\Sigma \alpha_i^2 = 8,172$; среднеквадратическое отклонение содержания металла в руде $\sigma = 0,51$. На горизонте 190 по блокам 8к, 4к - среднее содержание $\alpha = 1,3$; $n = 112$; $\Sigma \alpha_i = 142,5$; $\Sigma \alpha_i^2 = 177,49$; $\sigma = 1,27$; на горизонте

182 по блокам 3ф, 3к, 5ф, 5к - среднее содержание $\alpha = 2,5$; $n = 163$; $\Sigma \alpha_i = 405,1$; $\Sigma \sigma_i^2 = 1767$; $\sigma = 3,3$. На горизонте 190 по блокам 4ф, 4к, 8ф, 5к в другой временной период составили среднее содержание $\alpha = 2,0$; $n = 114$; $\Sigma \alpha_i = 222,66$; $\Sigma \sigma_i^2 = 911,32$; $\sigma = 2,84$.

В процессе добычи происходит разубоживание за счет примешивания приконтактных пород, а также потери, в том числе и руд с ураганным содержанием, что обуславливает большее колебание и снижение содержания металла в добытой руде. Уровень потерь и разубоживания, зависит от параметров выемочно-погрузочного оборудования, средств транспортирования, технологической схемы ведения горных работ и т.д.

Таким образом, в процессе ведения горно-транспортных работ колебания качества могут измениться как в большую, так и в меньшую стороны. В частности, опробование дробленной руды при формировании штабеля на УКВ в апреле-мае 2003 г. показало, что колебание содержания металла в руде составило от 0,6 до 3,8 г/т; среднее содержание $\alpha = 1,7$; $n = 165$; $\Sigma \alpha_i = 274,3$; $\Sigma \sigma_i^2 = 59,96$; $\sigma = 0,6$

По некоторым геологическим данным построены графики (Рисунки 2 - 4) и получены уравнения автокорреляционной зависимости качества руд Васильковского месторождения. Аналогичные зависимости имеют место и по другим месторождениям золота.

Для Васильковского месторождения содержание металла в руде описывается корреляционной функцией вида

$$k_x(\tau) = \sigma_x^2 e^{-\alpha|\tau|} \quad (1)$$

Однако ориентироваться на изменение качества руды с целью стабилизации по средним значениям может привести к ошибкам, поскольку в отдельные периоды времени формирование штабеля может произойти с преобладающим участием отдельного горизонта или блока. В этой связи необходимо иметь информацию по разным блокам и горизонтам.

Как видно из приведенных данных, колебания качества руд существенны, следовательно, при стохастическом формировании штабеля будет иметь место высокая изменчивость качества руды в штабеле, как по простиранию, так и по его сечению. Следовательно, в процессе орошения в некоторых частях штабеля не произойдет выщелачивания, поскольку в участках с богатым содержанием металла не хватит реагента, а на участках с бедным содержанием – часть реагента пройдет впустую. В конечном итоге не проореагировавшая часть реагента разубожит раствор с металлом, что также отрицательно скажется на процессе сорбции.

Из приведенного анализа следует, что стабилизация содержания металла для худшего варианта (Рисунки 2–4) приведет к увеличению извлечения при выщелачивании, а также и при всех известных способах обогащения.

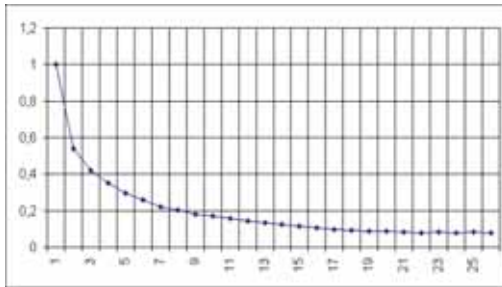


Рисунок 2 - Нормированная автокорреляционная зависимость содержания металла в руде Васильковского месторождения при среднем содержании 1,9 г/т

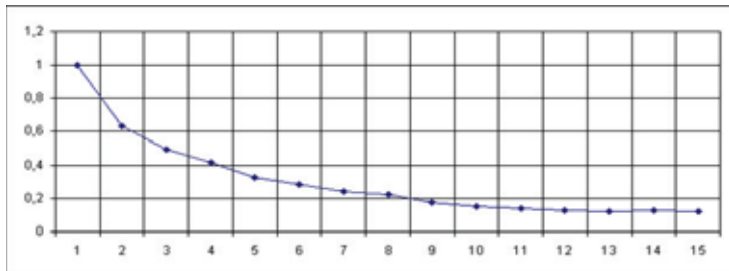


Рисунок 3 - Нормированная автокорреляционная зависимость содержания металла в руде при среднем содержании 1,05 г/т

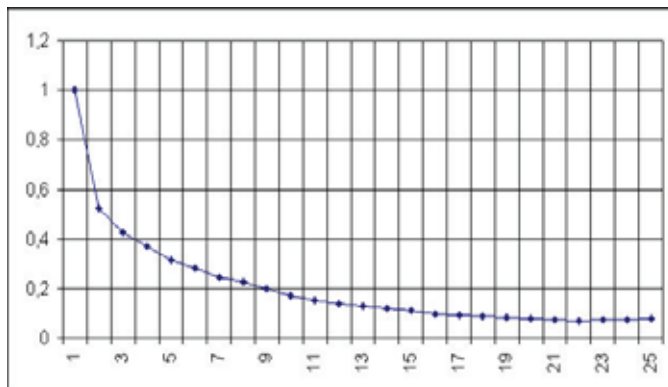


Рисунок 4 - Нормированная автокорреляционная зависимость содержания металла в руде на гор. 182 при среднем содержании 2,5 г/т

Таким образом, при определении рационального соотношения потерь и разубоживания руды необходимо учесть возможность повышения извлечения за счет усреднения и других факторов, что позволит снизить бортовое содержание. Следовательно, сократятся потери полезного компонента в недрах и хвостах обогащения и выщелачивания.

Литература

1. Буктуков Н.С. Влияние бортового содержания в массиве на содержание металла в руде при добыче. Научно-техническое обеспечение горного производства. Труды Института горного дела им. Д.А.Кунаева, том 83, Алматы, 2012 г.

Рогов А.Е., Багашарова Ж.Т.

К ОПРЕДЕЛЕНИЮ КОЭФФИЦИЕНТА ЭФФЕКТИВНОЙ ПОРИСТОСТИ ПРИ ПОДЗЕМНОМ СКВАЖИННОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ МЕТАЛЛОВ

Жобалау жұмыстарында ұсынылып отырған металдарды жерасты ұңғымалық ерітінділеу барысында өнімді қаттың тиімді кеуектілігін есептеудің аналитикалық формуласы алынды.

Получены аналитические формулы вычисления эффективной пористости продуктивных пластов при подземном скважинном выщелачивании металлов, рекомендуемые для проектных работ.

Analytical formulas for the calculation of effective porosity of productive strata at the underground borehole metal leaching have been derived and recommended for designing.

Эффективная пористость продуктивных пластов гидрогенных месторождений урана и других металлов обеспечивает фильтрацию растворов и является также одним из важнейших параметров для геотехнологии подземного скважинного выщелачивания (ПСВ).

Прежде чем обратиться к вычислениям и анализу коэффициента эффективной пористости залегающих пластов руд металлов на примере добычи урана способом ПСВ рассмотрим рудный пласт в любом продуктивном горизонте.

В подземных условиях этот пласт представлен осадочными породами песчаникового типа, которые находятся в напряженном состоянии от веса налегающих горных пород:

$$\delta_g = \gamma_n H - \tau c / m^2, \quad (1)$$

где γ_n – удельный вес пород - тс/м³;

H – глубина залигания пласта, м.

Кроме этой нагрузки, породы пласта находятся под давлением пластовых вод - $P_{пл}$, тс/м²,

где $P_{пл}$ – статистический напор воды.

Исследования продуктивных песчаниковых пластов показали, что при взятии кернов из них и освобождения пород от напряжений, керны превращаются в песок различной крупности. При этом максимальный размер песчинок не превышает $d = 0,30$ см. или 3 мм.

Если опираться на основную, полученную нами формулу для времени диффузионного растворения руды урана из пористой песчаной среды, то основная расчетная формула имеет вид:

$$t_{\partial} = \frac{d^2 \ln \frac{11,4}{\varepsilon_n \pi^2}}{D_n \cdot \pi^2}, \text{ сут} \quad (2)$$

Откуда получим:

$$d = \sqrt{\frac{t_{\partial} \cdot D_n \cdot \pi^2}{\ln \frac{11,4}{\varepsilon_n \cdot \pi^2}}} = \pi \sqrt{\frac{0,864 \cdot t_{\partial}}{0,25 \cdot 10^3}}, \text{ см} \quad (3)$$

Произведем расчеты по определению диаметра d по формуле (3) для реальных блоков, которые были отработаны. Данные сведем в таблицу 1.

Таблица 1 - Средние размеры руд выщелачиваемых конгломератов

№ п.п.	Блок. №	T ₀ , сут	d; см
1	200 – 4 Моинкум	1800	7,8
2	200 – 4 Сев. Карамурун	1771	7,8
3	№ 400- Сев. Карамурун	1080	6
4	№ 400- Сев. Карамурун	1050	6
5	№ 400-22 Сев. Карамурун	2006	8,3
6	№600-23 Сев. Карамурун	1800	7,8
7	№ПВ -82-1 Ирколь	750	5,0
8	№1-Инкай	465	4,0
9	ОПВ -2 Моинкум	810	5,3

Теоретические данные:

d = 2 см,

тогда $t_{\partial} = \frac{4 \cdot 0,25 \cdot 10^3}{0,864 \cdot 9,86} = 117 \text{ сут}$;

d = 1 см, тогда d = 29 суток.

Принимая $D_n = 0,864 \cdot 10^{-3} \text{ см}^2/\text{сут}$

и

$$\varepsilon_n = \{0,2; 0,5; 0,75; 0,9\} \quad (4)$$

будет иметь такой ряд t_ϕ в сутках.

$$t_\phi = \{28,7; 20,6; 10; 5,1; 3\} \text{ сут} \quad (5)$$

Фактическое значение времени T_0 диффузионного растворения урана по ряду блоков приведены в таблице 1.

Сравнивая полученные данные (4) и приведенные в таблице 1 t_ϕ , сут. можно сделать следующее заключение.

С вероятностью равной единице в продуктивном пласте под действием гравитационных и напорных от воды сил за длительной период времени формируются отдельные конгломераты из песчинок и каналы между ними для течения подземных вод. Размеры конгломератов, вычисленные теоретически по диаметру d , представлены в таблице 1. Как видим, в среднем $d = 6,4 \text{ см}$, т.е. они во много раз превышают диаметры отдельных песчинок.

Следует здесь же отметить, что если положить размер песчинок $d = 0,3 \text{ см}$, то пласт под действием только сил гравитации пласт будет трудно проницаемым. А при песчинках размером $d \leq 0,1 \text{ см}$, вообще практически $K_\phi \approx 0$, т.е. непроницаемым [1].

Следовательно, гипотеза о наличии в продуктивном пласте конгломератов из спрессованных песчинок является вполне правдоподобной.

Между двумя параметрами K_ϕ и K_n пористых средах имеется прямо пропорциональная зависимость. С ростом K_ϕ увеличивается эффективная пористость K_n пласта, т.е. $K_n = \varphi(K_\phi)$.

Исходя из установленных ранее формул эта зависимость представляется в виде:

для гексагональной ячейки:

$$\overline{K_n} = A_1 \cdot \overline{K_\phi} \quad , \quad (6)$$

$$\text{где } A_1 = \frac{T_3 \cdot \eta \cdot S_n \cdot \ln \left(\ln \frac{R_0}{R_c} \right)}{160 \cdot R_0^2} \quad (7)$$

для квадратной ячейки:

$$\overline{K_n} = A_2 \cdot \overline{K_\phi} \quad , \quad (8)$$

$$\text{где } A_2 = \frac{T_3 \cdot \eta \cdot S_n \cdot \ln \left(\ln \frac{R_0}{R_c} \right)}{174 \cdot R_0^2} \quad (9)$$

и для прямоугольной ячейки

$$\overline{K_n} = A_3 \cdot \overline{K_\phi} \quad ;$$

где

$$A_3 = \frac{T_3 \cdot \eta \cdot S_n \cdot \ln \left(\ln \frac{R_0}{R_c} \right)}{140 \cdot R_0^2} \quad (10)$$

Исходя из полученных формул для $\overline{K_n}$, предлагается метод усредненного определения этого параметра для каждого блока через среднее значение коэффициента $\overline{K_\phi}$ фильтрации.

Для блока по ячейкам на основании ГИС отыскивается математическое ожидание $M(\overline{K_\phi})$ и его краткие значения:

$$\underset{\vee}{K_\phi} \quad \hat{K_\phi}.$$

Поскольку, как правило, этот параметр распределен по нормальному закону, то имеем:

математическое ожидание $M(\overline{K_\phi}) = \frac{\underset{\vee}{K_\phi} + \hat{K_\phi}}{2}, \text{ м/сут}$ (11)

средне-квадратическое отклонение

$$\delta_1 = \frac{\underset{\vee}{K_\phi} + \hat{K_\phi}}{6}, \text{ м/сут} \quad (12)$$

Для $M(\overline{K_\phi})$ по каждому блоку отыскивается

$$M(\overline{K_n}) \text{ и } \delta_2 = \frac{\underset{\vee}{K_n} + \hat{K_n}}{6} \quad (13)$$

по приведенным выше формулам.

Для блока строится линейная зависимость рис. 1 $\hat{K_n}$ от K

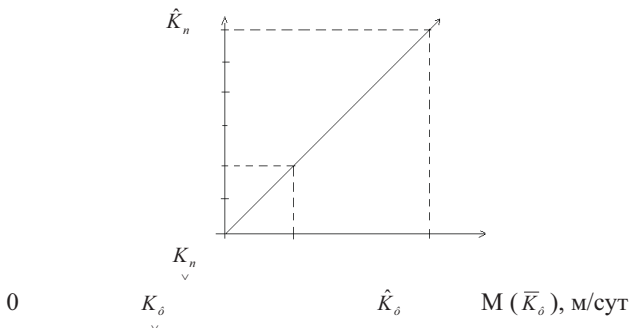


Рисунок 1 - Зависимость $M(\overline{K_n})$ от $M(\overline{K_\phi})$.

Так, например, для блока имеем параметры: $T_3 = 30$ сут; $n=2,6$; $S_n=100$ м см ; $R_0=50$ м; $R_c=0,08$ м;

ячейка гексагональная $\bar{K}_{\phi} = 5 \text{ м/сут}$; $\hat{K}_{\phi} = 10 \text{ м/сут}$.

$$A_1 = \frac{30 \cdot 2,6 \cdot 100 \ln \left(\ln \frac{50}{0,08} \right)}{160 \cdot 2500} = 0,036$$

Уравнение и данные для блока: $K_n = 0036 K_{\phi}$

$$K_n = 0,036 \cdot 5 = 0,18;$$

$$\hat{K}_n = 0,036 \cdot 10 = 0,36;$$

$$M(\bar{K}_n) = 0,27; \delta_{\text{кл}} = 0,06.$$

Выводы

1 Получены теоретические зависимости для вычисления эффективной пористости K_n продуктивных пластов при ПСВ металлов.

2 Вычисленные значения K_n по установленным формулам не расходятся с имеющимися в литературе величинами, поэтому они применимы для практических проектных расчетов.

Литература

1 К. Терцаги. Строительная механика грунта, Госстройиздат, Москва, Ленинград, 1933 г, 391 с.

Буктуков Н.С., Рогов Е.И., Метакса Г.П., Молдабаева Г.Ж.

ОБОСНОВАНИЕ ПОВТОРНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Жұмыста тап қалған пайдалы талаптардың синтезі қазіргі туған жерлерінің қайтадан қолдануы үшін дәлелдеу табиғи реакторлар ретінде беріледі.

В работе дается обоснование для повторного использования существующих месторождений в качестве природных реакторов синтеза заданных полезных ископаемых.

In work justification for a reuse of existing fields as natural reactors of synthesis of the set useful minerals is given.

В Институте горного дела им. Д. А. Кунаева предложена новая идея повторного использования месторождений урана и нефти, цикл реабилитации месторождений предусматривает использование параметров природного залегания в комплексе с инициацией процессов синтеза, ускорение которых достигается путем внешних переменных воздействий через существующие скважины.

Разрабатываемая технология относится к классу энергосберегающих, так как используются природные источники энергии и уже готовые для использования скважины.

В качестве обоснования для проведения нового цикла работ приводится пример естественной генерации радона на озере Иссык-Куль.

Впервые «Слово о рождении металлов от трясения Земли сентября 6 дня 1757 года говоренное» высказано М.В. Ломоносовым [1], т.е. более 250 лет назад. За это время наука существенно продвинулась в термоядерном синтезе всех металлов в создании нанотехнологий и новых материалов, имеющих размеры структурных элементов, присущих молекулярному уровню рассмотрения.

Однако востребованность этого «Слова» проявилась в третьем тысячелетии, когда техногенные воздействия приобрели свойства неуправляемой стихии, особенно в горном деле. Развивающаяся геомеханика потребовала от горняков знания всех процессов накопления и разрядки напряжений для всех уровней рассмотрения – от наноразмеров до макромасштабов реального строения литосферы. Отсюда вытекает необходимость внимательного изучения процессов синтеза некоторых элементов таблицы Д. И. Менделеева, происходящего естественным путем.

На территории сейсмогенерирующих районов Кыргызстана расположено озеро Иссык-Куль, обладающее способностью синтезировать радиоактивный газ радон, концентрация которого является целебной для окружающей его биологической среды (очень крупные плоды расти-

тельного мира, благоприятные условия для селекции в животноводстве, большое количество курортов и здравниц для оздоровления человека).

Предгорья этого озера богаты месторождениями мышьяка, сурьмы, ртути, олова, цинка, углерода, редкоземельными металлами (кстати, слово «месторождение» понятийно отражает суть Ломоносовского «Слова»).

По выражению Ломоносова М.В. «... следует показать как металлы в слоях и в жилах рождаются; и что трясение земли к точному их воспроизведению способствует...». На языке современной науки мы должны показать спектральный состав процессов внешнего воздействия и отклика многофазной структуры этого озера, т.е. для того чтобы обосновать необходимость постоянного возобновления и поддержания равновесной концентрации радона, надо искать резонансные условия в системе «воздействие – отклик».

Сфера тяготения планеты Земля имеет свои физические особенности и, соответственно, спектральный состав процессов накопления и разрядки под действием суточных, лунных, годовых и солнечных циклов [2]. Под сферой тяготения планеты понимают область пространства, внутри которой притяжение планеты сильнее притяжения Солнца [3]. Аналитические и численные методы небесной механики могут решать задачи определения периодов для «нулевых спутников», у которых большая полуось орбиты равна радиусу Земли.

Определенный таким образом период составляет 84,4 мин. [3]. Это означает, что для сферы тяготения нашей планеты позволительно пользоваться решениями Кеплеровских задач с радиусами, у которых большая полуось равна или меньше радиуса Земли.

Тогда для основных временных циклов Земли легко определить константу «К» взаимодействия по третьему Закону Кеплера:

$$\frac{R^3}{T^3} = K \quad (1)$$

где R – радиус Земли, ($R = 6378$ км);

T – период земных циклов (суточного, лунного, годового, солнечного).

В таблице 1 приведены расчетные значения постоянной K для основных ритмов планеты.

Таблица 1 – Расчетные значения Кеплеровского соотношения для основных ритмов Земли

Наименования цикла	$K, \text{м}^3/\text{с}^2$
Суточный	$3,477 \cdot 10^{10}$
Лунный	$3,767 \cdot 10^7$
Годовой	$2,6 \cdot 10^5$
Солнечный	$1811 = 1,811 \cdot 10^3$

Расчетные данные свидетельствуют о том, что для каждого цикла этот коэффициент имеет конкретное значение и в зависимости от вида взаимодействия меняется на 2-3 порядка по мере возрастания продолжительности цикла рассмотрения.

При резонансе, чтобы достичь наилучших результатов, важно, чтобы длина каждого элемента проводящей среды была равна одной четвертой длины волны, умноженной на нечетное число n [4]. По этому признаку озеро Иссык-Куль, имеющее длину 182 км, ширину 58 км и максимальную глубину 0,7 км, обладает двойным резонансным соответствием по отношению к длине волны глубинного параметра ($n = 65$ и 21).

Кроме того, выявляются резонансные соответствия с экспериментально-определенным планетным ритмом H . Тесла (1 час. 45 мин) по главному (орбитальному) признаку, т.е. радиус орбиты для такого периода, рассчитанный по третьему Закону Кеплера равен $R = 5, 11 \cdot 10^8$ м, что соответствует 80 радиусам Земли. Физически это определяет границу современной магнитосферы [5], а длины волн такой протяженности обладают громадным энергетическим потенциалом. Это означает, что любое отклонение от равновесия, например, во время магнитной бури, приведет к резонансному отклику в именно этом регионе.

Возникающая реакция на внешнее воздействие вынуждена распространяться, вызывая круговые движения, т.к. геометрическое соотношение длины и ширины озера равно числу π – константе всех видов вращательного движения. Спектральный состав таких откликов для самого глубокого места озера ($h = 702$ м), определенный по третьему Закону Кеплера, находится в следующем диапазоне:

1 – для орбитального уровня рассмотрения

$$(K = 3,36 \cdot 10^{18}) \quad - \quad T_o = 10,1 \cdot 10^{-6} \text{ с}, \quad \nu = 99 \text{ кГц}$$

2 – для суточного вращения

$$- \quad T_c = 9,93 \cdot 10^{-2} \text{ с}, \quad \nu = 10 \text{ Гц}$$

3 – для приливно-отливных лунных циклов

$$- \quad T_n = 3,68 \text{ с}, \quad \nu = 0,37 \text{ Гц}$$

4 – для сезонных циклов земного года

$$- \quad T_{\text{год}} = 36,32 \text{ с}$$

5 – для солнечного года (12 лет)

$$- \quad T = 435,2 \text{ с} = 7,25 \text{ мин.}$$

Полученные расчетные данные свидетельствуют о том, что частотно-временной диапазон отклика глубокой части озера находится в области ультразвуковых частот для 1 уровня рассмотрения, в инфразву-

ковом диапазоне – для 2 и 3 уровней, а для 4 и 5 уровней – в области сейсмогенерируемых волн.

Собственные частоты продольных и поперечных волн в озере приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Собственные частоты озера Иссык-Куль, обусловленные геометрией озера ($v = V/\lambda$, $\lambda = 1/2 L, B$)

Вид отклика	Для продольных волн		Для поперечных волн	
	период, с	частота, Гц	период, с	частота, Гц
Электромагнитный	$0,3 \cdot 10^{-3}$	$3,27 \cdot 10^3$	$0,097 \cdot 10^{-3}$	$10,34 \cdot 10^3$
Механический - в твердой подложке	14,5	$69 \cdot 10^{-3}$	4,6	0,21
Механический - в воде	60,(6)	$16,5 \cdot 10^{-3}$	19,(3)	0,052

Приведенные данные свидетельствуют о том, что собственные частотно-временные параметры озера находятся в звуковом и инфразвуковом диапазонах, характерном для сейсмоприемников. Условия согласования по резонансному признаку определяются значениями целочисленного ряда геометрических соотношений продольных и поперечных размеров озера по отношению к глубине. Возникают предпосылки для возникновения спиральных завихрений, распространяющихся вглубь со следующими периодами (таблица 3).

Таблица 3 – Частотно-временные параметры откликов на внешнее возмущение для продольных и поперечных волн озера (расчет выполнен по третьему Закону Кеплера)

Уровень рассмотрения	Для продольных волн		Для поперечных волн	
	период, с	частота, Гц	период, с	частота, Гц
Орбитальный	$1,49 \cdot 10^{-2}$	67	$2,67 \cdot 10^{-2}$	37,45
Суточный	146	-	26,2	-
Приливно-отливный	$3,96 \cdot 10^3$	-	$0,7 \cdot 10^3$	-
Земной год	$5,37 \cdot 10^4$	-	$0,96 \cdot 10^4$	-
Солнечный год	$6,43 \cdot 10^5$	-	$1,05 \cdot 10^5$	-

Такова периодичность «дыхания» озера в ответ на внешние воздействия разного уровня. Так, при замерах в различных точках можно фиксировать частоты, близкие к промышленной частоте, а также улав-

ливать ритмы длительностью от 26 секунд до 7,5 суток. В таком резервуаре каждое внешнее воздействие приводит к отклику с громадным потенциалом спирального действия, распределение которого может приводить к непрерывному, но цикличному воспроизведению радиоактивного газа – радона и не только его. Здесь уместно привести рассуждение М.В. Ломоносова: «... вижу встречающийся вопрос: родятся ли металлы и ныне беспрестанно – или от создания мира с прочими вещами сотворены...». Выполненная работа убедительно показывает, что процесс синтеза радона является постоянным, так как этот элемент является газом, и поддержание равновесной его концентрации требует систематической подпитки, которая должна происходить за счет протекания естественных процессов синтеза этого элемента. Видимо не случайно, одна из методик прогноза землетрясений основана на определении концентрации радона в некоторых минеральных источниках.

Выводы

1 Синтез радиоактивного элемента – радона на озере Иссык-Куль осуществляется естественным путем за счет преобразования внешних воздействий резонансным откликом, обусловленным геометрией озера, в ультразвуковом, инфразвуковом и тектоническом диапазонах.

2 Прогноз М.В. Ломоносова о возникновении металлов при землетрясениях подтверждается данными современной науки, формируя таким образом новое направление развития геомеханики и геотехнологии.

Литература

1 Ломоносов М.В. Слово о рождении металлов от трясения Земли сентября 6 дня 1757 года говоренное //О слоях земных, М.,Госгеолитиздат, 1949, 210 с.

2 Курскеев А.К. Землетрясения и сейсмическая безопасность Казахстана. Алматы, 2004, 504 с.

3 Чеботарев Г.А. Аналитические и численные методы небесной механики. М.-Л., Наука, 1965, 365 с.

4 Тесла Н. Научные и технические статьи, 1899, Интернет-публикация, раздел война и землетрясения.

5 Дмитриев А.Н. Огненное пересоздание климата Земли (интернет-публикации) СНС, «Пульс будущего», 2003, <http://pulse.webservis.ru>.

Битимбаев М.Ж., Орынгожин Е.С., Абдугалиева Г.Ю.,
Орынгожина С.Е.

УЛЬТРАЗВУКОВАЯ ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ДЕСОРБЦИИ ЗОЛОТА

АМ-2Б ионауыстырғыш смоладан алтын мен қосымша металдарды десорбциялауды ультрадыбыстық жылдамдатуды зертханалық зерттеулердің нәтижелері келтіріліп, тәжірибені жүргізу әдістемесі жазылған.

Приводятся результаты лабораторных исследований ультразвуковой интенсификации десорбции золота и попутных металлов из ионообменной смолы АМ-2Б, описывается методика проведения экспериментов.

The paper contains the results of laboratory studies of ultrasonic intensification of gold desorption and associated metals with ion-exchange resin AM-2B and describes the method of experiment conduction.

В гидрометаллургической практике производства металлов одной из актуальных задач является поиск эффективных технологий интенсификации процесса десорбции, позволяющих сократить многооперационность, реагентоемкость и длительность десорбции при одновременном повышении глубины очистки сорбентов от ценных компонентов, депрессирующих и отравляющих примесей. В зависимости от состава элюирующих растворов, гидродинамических условий и внешних воздействий процесс массопередачи – отвода вытесняемого иона из ионита к поверхности его гранулы и массопереноса – диффузии вытесненного иона через пограничную пленку в элюирующий раствор, может проходить с различной скоростью и эффективностью.

В процессе десорбции содержание извлекаемых компонентов в ионообменной смоле постепенно уменьшается и от глубины очистки смолы зависит последующая ее сорбционная емкость. Величина остаточной емкости регенерированного сорбента должна составлять 10-20% равновесной емкости в хвостовом сорбционном аппарате, а содержание элюирующих ионов в регенерированном ионите должно исключать их попадание в перерабатываемый сорбцией продуктивный раствор для исключения депрессии поглощения ценного компонента. При фильтрации элюирующих растворов через слой ионита растворы выходят с переменной концентрацией ценного компонента, часть из которых (с наиболее высокой концентрацией) выводят в виде товарного регенерата на дальнейшую переработку, а остальную часть (с более низкой концентрацией ценного компонента) используют в качестве оборотных элюирующих растворов. Зависимость концентрации ценного компонента от количества пропущенного элюирующего раствора описывается диффе-

ренциальной выходной кривой десорбции, а количество десорбированного ценного компонента (процент выхода в раствор) – интегральной кривой десорбции. Дифференциальная кривая десорбции имеет вид кривой Гаусса, а площадь, ограниченная этой кривой и абсциссой, численно равна объемной емкости регенерируемого ионита.

В гидрометаллургической практике продолжительность процесса десорбции извлекаемых компонентов колеблется, как правило, от 16-18 до 30-40 час. Общий выход металлосодержащих регенератов находится в пределах 10-15 об/об сорбента.

Интенсифицировать десорбцию можно различными химическими и физическими методами. Одним из физических методов интенсификации является ультразвуковая десорбция, основанная на подборе частоты ультразвука резонансной частоте собственных колебаний ионов в порах ионита для ускорения их выноса. Взаимодействие ультразвука (определенной интенсивности и частоты) с десорбируемыми ионами может возбуждать их вынос в элюирующий раствор.

Для определения эффективности и целесообразности применения метода ультразвуковой интенсификации десорбции на золотосодержащей смоле АМ-2Б был проведен цикл лабораторных исследований.

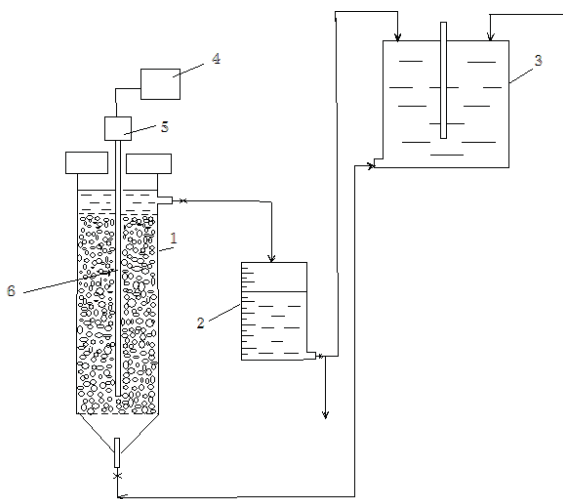
Для экспериментирования была взята партия золотонасыщенной смолы с содержанием: Au – 12,4 мг/г, Ag – 1,81 мг/г, Cu – 8,02 мг/г, Fe – 2,22 мг/г, Zn – 7,4 мг/г, Ni – 1,99 мг/г, Co – 3,49 мг/г. Развернутая характеристика насыщенности анионита АМ-2Б приведена в таблице 1. Взятый на исследования анионит, кроме золота, содержал примеси цианидных комплексов серебра, меди, железа, цинка, никеля, кобальта и др. элементов.

Таблица 1 – Характеристика насыщенности анионита АМ-2Б

Ионный состав	Содержание относительно полной объемной емкости по $C\ell^-$ -иону (3,1 мг-экв/г)			Содержание чистого металла, мг/г
	мг-экв/г	мг/г	г-моль/г	
$[Au(CN)_2]^-$	0,126	15,60	$0,63 \cdot 10^{-4}$	12,4
$[Au(CN)_8]^{2-}$	0,051	3,12	$0,17 \cdot 10^{-4}$	1,81
$[Cu(CN)_2]^{3-}$	0,377	21,10	$1,26 \cdot 10^{-4}$	8,02
$[Fe(CN)_6]^{4-}$	0,241	8,42	$0,4 \cdot 10^{-4}$	2,22
$[Zn(CN)_4]^{2-}$	0,455	19,13	$1,14 \cdot 10^{-4}$	7,40
$[Ni(CN)_4]^{2-}$	0,135	6,20	$0,3 \cdot 10^{-4}$	1,99
$[Co(CN)_4]^{2-}$	0,235	9,63	$0,5 \cdot 10^{-4}$	3,49
CN^-	0,928	5,57	$2,14 \cdot 10^{-4}$	-
CNS^-	0,462	2,77	$0,48 \cdot 10^{-4}$	-
Итого	3,01	91,54	$7,02 \cdot 10^{-4}$	-
Прочие	0,090	-	$0,21 \cdot 10^{-4}$	-
Всего	3,1	-	$7,23 \cdot 10^{-4}$	-

Для реализации процесса ультразвуковой десорбции был подготовлен специальный стенд, состоящий из ионообменной колонки, мерной емкости, сосуда Мариотта, ультразвукового генератора УЗВ-10-22, магнитострикционного преобразователя и волновода, выполненного из никеля НП2Т с магнитострикционной постоянной $2,3 \cdot 10^3$ Н/м² и пределом магнитострикционного напряжения $40 \cdot 10^3$ Н/м² (рисунок 1).

Сосуд Мариотта использовался в качестве напорной емкости объемом 5 л, стабилизирующий градиент напора в процессе опытов. Фильтрация элюирующего раствора осуществлялась по колонке снизу вверх при избытке напора в 1 м. Расход элюата поддерживался постоянно посредством винтового зажима Мора, установленного на входе в колонку. Опыты проводились при комнатной температуре в пределах 25^0 - 26^0 .



1 – колонка десорбции, 2 – мерная емкость, 3 – сосуд Мариотта, 4 – ультразвуковой генератор, 5 – магнитострикционный преобразователь, 6 – волновод.

Рисунок 1 – Лабораторный стенд ультразвуковой десорбции

Лабораторные работы выполнялись по следующей технологической схеме:

- водная отмывка смолы от илов, цианидов и механических примесей;
- загрузка сорбента в колонку (100 мл) и кислотная обработка (H_2SO_4 – 40 г/дм³);
- сорбция тиомочевины из раствора с концентрацией ТМ-80, H_2SO_4 – 20 г/дм³ и десорбция золота до Ж:Т=10 об/об смолы;

- наложение ультразвука с момента кислотной обработки смолы.

В процессе элюирования через интервалы Ж:Т=1 (1 час) пробы раствора отбирались на анализ атомно-абсорбционным методом на установке «Perkin-Elmer» с разрешающей способностью до 0,01 мг/л. Контрольное элюирование проводилось без наложения ультразвука.

Таблица 2 – Режим десорбции

Ультразвук	контрольный	экспериментальный		
	R_k	R_1	R_2	R_3
Интенсивность, Вт/см ²	-	2,5	2,5	3,0
Частота, кГц	-	1,0	5,0	15
Продолжительность, мин/ч	-	10	10	10

На каждом режиме выполнялись три опыта, усредненные показатели брались за основу для построения графиков кинетики десорбции. Сводные результаты анализа извлечения золота и сопутствующих металлов приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты анализа десорбции металлов анионитом АМ-2Б в контрольном и ультразвуковом режимах

Режим десорбции	Металл, извлеченный в элюат при десорбции 100 г смолы АМ-2Б, мг							Извлечение металлов, %						
	Au	Ag	Cu	Fe	Zn	Ni	Co	Au	Ag	Cu	Fe	Zn	Ni	Co
R_k	1061,44	152,40	739,44	189,81	691,9	170,14	39,78	85,6	84,2	92,2	85,5	93,5	85,5	11,4
	1065,16	152,94	739,44	190,03	692,64	169,54	39,08	85,9	84,5	92,2	85,6	93,6	85,2	11,2
	1061,44	152,94	739,44	190,25	691,16	170,14	39,43	85,6	84,5	92,2	85,7	93,4	85,5	11,3
Среднее	1062,68	152,76	739,44	190,03	691,9	169,94	39,43	85,7	84,4	92,2	85,6	93,5	85,4	11,3
R_1	1080,00	154,75	751,47	191,36	699,3	172,13	47,46	87,1	85,5	93,7	86,2	94,5	86,5	13,6
	1076,32	154,94	753,07	190,92	697,08	171,53	47,11	86,8	85,6	93,9	86,0	94,2	86,2	13,5
	1978,80	154,67	752,27	191,14	699,3	172,73	46,76	87,0	85,4	93,8	86,1	94,5	86,8	13,4
Среднее	1077,56	154,75	752,27	191,14	698,56	172,13	47,11	86,9	85,5	93,8	86,1	94,4	86,5	13,5
R_2	1205,28	174,12	765,91	194,25	712,62	175,51	55,49	97,2	96,2	95,5	87,5	96,3	88,2	15,9
	1201,56	174,48	766,71	193,58	711,88	175,51	54,79	96,9	96,4	95,6	87,2	96,2	88,2	15,7
	1206,52	174,30	765,10	194,25	713,36	175,51	55,14	97,3	96,3	95,4	87,5	96,4	88,2	15,8
Среднее	1204,04	174,30	765,91	194,02	712,62	175,51	55,14	97,1	96,3	95,5	87,4	96,3	88,2	15,8
R_3	763,84	110,22	499,64	136,97	466,2	121,78	37,34	61,6	60,9	62,3	61,7	63,0	61,2	10,7
	763,84	110,04	498,84	137,41	466,94	121,98	38,04	61,6	60,8	62,2	61,9	63,1	61,3	10,9
	767,56	109,86	500,44	137,19	467,68	122,18	37,69	61,9	60,7	62,4	61,8	63,2	61,4	10,8
Среднее	765,08	110,04	499,64	137,19	466,94	121,98	37,69	61,7	60,8	62,3	61,8	63,1	61,3	10,8

Повременные параметры извлечения золота в элюат (в течение отведенных на опыт 10 час.) в зависимости от Ж:Т – изменения соотношения объема пропущенного по колонке элюирующего раствора ($V_{эл}$) к объему десорбирующей смолы АМ-2Б ($V_{сорб}$), приведены в таблице 4. Кинетика десорбции золота приведена на рисунке 2.

Таблица 4 – Параметры извлечения золота

$\frac{V_{\text{эл}}}{V_{\text{сорб}}}$	Извлечение в элюат (золото)							
	R_K		R_1		R_2		R_3	
	мг	%	мг	%	мг	%	мг	%
1	4,12	0,33	6,10	0,49	8,06	0,65	32,30	2,6
2	7,15	0,58	12,30	0,99	25,29	2,06	112,42	9,1
3	26,13	2,11	32,15	2,59	56,17	4,53	186,15	15,0
4	54,32	4,38	59,82	4,82	108,25	8,73	208,21	16,8
5	86,17	6,95	97,68	7,87	150,27	12,1	124,32	10,0
6	122,10	9,85	136,17	10,98	210,5	16,98	54,63	4,4
7	150,07	12,10	171,86	13,86	230,18	18,55	26,18	2,1
8	180,45	14,55	232,19	18,72	192,32	15,51	12,32	1,7
9	200,18	16,14	183,10	14,77	132,06	10,65	0	-
10	232,10	18,71	145,0	11,69	71,05	5,74	0	-
Итого	1062,79	85,7	1078,0	86,9	1184,2	95,5	765,53	61,7

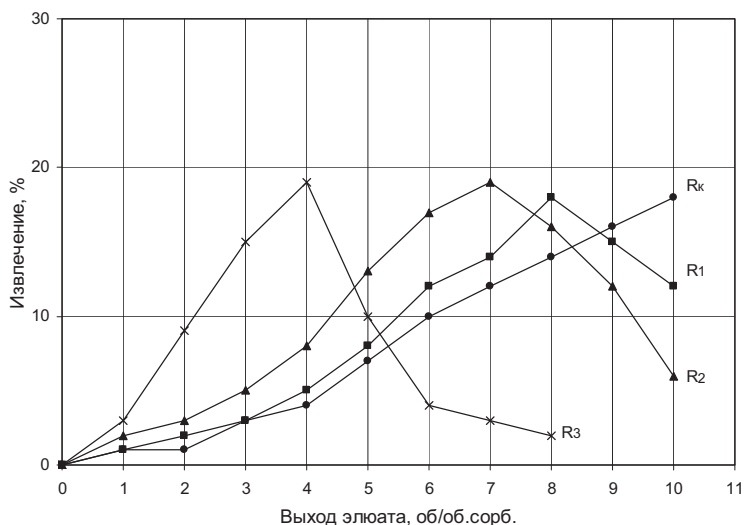


Рисунок 2 – Кинетика десорбции золота

Анализ результатов десорбции золота показывает:

- ультразвук позволяет интенсифицировать массоперенос золота в элюат;
- лучшие результаты по десорбции золота достигнуты в режиме наложения ультразвука R_2 (97,1%). В сравнении с контрольным режимом R_K (85,7%), извлечение повысилось на 11,4%.

- в режиме R_3 ($3,0 \text{ Вт/см}^2$, 15 кГц) пик массопереноса золота в элюат отмечается на 4-й час проведения эксперимента, затем происходит резкий спад из-за начала эрозирования и разрушения смолы ультразвуком (раствор мутнеет). При высоких частотах ультразвука, на пороге 15 кГц после общего 40-минутного озвучивания, в элюирующем растворе возникает кавитация, приводящая к эрозированию и деструктивным изменениям полимерной структуры смолы, затрудняющим десорбцию.

Следует также отметить, что принятое время проведения опыта (10 час.) оказалось недостаточным для полного завершения извлечения золота, о чем наглядно свидетельствует кривая (R_k) кинетики десорбции (рисунок 2).

Результаты проведенных экспериментов свидетельствуют о значительном повышении интенсивности извлечения золота и других попутных металлов (в среднем от 2 до 5 раз).

При исследовании ультразвука почти на 5-6 % повышается извлечение кобальта. Известно, что кобальт отравляет ионитовые смолы, плохо извлекается стандартными реагентными способами десорбции и требует для извлечения применения специальных реагентов, усложняющих в целом процесс регенерации сорбентов.

При дальнейшей отработке параметров и режимов, ультразвуковая технология может найти широкое применение в гидрометаллургической практике производства металлов.

Литература

1 Добыча урана методом подземного выщелачивания. Под редакцией В.А. Маилова. М.: Атомиздат, 1980.

Буктуков Н.С., Метакса Г.П., Молдабаева Г.Ж., Вихрачев Е.П.

СПЕКТРАЛЬНЫЙ СОСТАВ ОТКЛИКОВ НА ВНЕШНИЕ ВОЗДЕЙСТВИЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Бұл жұмыста сыртқы әсерге жауап ретінде кен массивінің ашық қазу барысындағы тербелісінің спектрлік құрамы көрсетілген. Реакцияны бағамдау үшін Кеплердің 3-інші заңын және нақты кеңістіктік-ауқыттық арақатысты пайдалану ұсынылды.

В работе показан спектральный состав колебаний горного массива при открытой разработке в ответ на внешние воздействия. Для оценки откликов предложено использовать третий закон Кеплера и классические пространственно-временные соотношения.

The article a composition show's of oscillations from the mined-out space to the answer to outwards influences. For estimation of responses there has been offered use of the 3 law of Kepler and the classical space-time proportions.

Современные способы контроля и оценки состояния горных пород используют различные методики измерения смещений [1, 2] субширотного и субмеридионального направлений. Наиболее интенсивно в последнюю четверть века развивались исследования резонансных эффектов для решения задач геодинамики с помощью геостационарных спутников [3]. Динамическим проявлениям изменений напряженно-деформированного состояния массива горных пород для месторождения, разрабатываемого открытым способом, посвящены фундаментальные работы [4, 5]. Однако при оценке спектрального состава процессов накопления и разрядки остаточных напряжений не учитывается напряженное состояние массива, находящегося под воздействием скоростей суточного и орбитального движения системы «Земля», т.е. пространственно-временные соотношения, формируемые неоднородностями литосферы, которые выпадают из поля зрения современной геодинамики.

Основным пространственно-временным соотношением для оценки состояния массива предлагается считать «кубиквадратную» формулу третьего Закона Кеплера, т.е.:

$$R^3/T^2=K \quad (1)$$

где R – радиус конкретной части массива, например, разрабатываемого месторождения;

T – период ее устойчивого состояния;

K – коэффициент, зависящий от планетных циклов соответствующего уровня рассмотрения (суточный, сезонный, лунный и т.д.).

В таблице 1 приведены расчетные значения постоянной K для основных ритмов планеты.

Таблица 1 – расчетные значения Кеплеровского соотношения для основных ритмов Земли

Наименования цикла	$K, \text{ м}^3/\text{с}^2$
Суточный	$3,477 \cdot 10^{10}$
Лунный	$4,767 \cdot 10^7$
Годовой	$2,6 \cdot 10^5$
Солнечный (12 лет)	$1811 = 1,811 \cdot 10^3$

Расчетные данные свидетельствуют о том, что для каждого цикла этот коэффициент имеет конкретное значение и в зависимости от вида взаимодействия меняется на 2-3 порядка по мере возрастания продолжительности цикла рассмотрения.

Физический смысл проведения таких расчетов сводится к тому, что появляется возможность определять спектральный состав поглощаемой или излучаемой энергии при смещениях равновесия в блоках литосферы (интересно отметить, что абсолютное значение коэффициента K для солнечного цикла совпадает с отношением масс протона и электрона с точностью до 1 %). Другими словами, можно определить периодичность и размер изучаемого блока литосферы, решая прямые и обратные задачи известного Кеплеровского соотношения [6]

$$R_1^3/T_1^2 = R_2^3/T_2^2 \quad (2)$$

Для определения спектрального состава отклика на длиннопериодные циклы используется классическое соотношение, связывающее скорость V с длиной волны λ и частотой ν [6].

$$V = \lambda \cdot \nu = \lambda T; \lambda = V/\nu; \nu = V/\lambda \quad (3)$$

О механизмах протекания процессов накопления и разрядки напряжений при смещении равновесия дает представление матрица 4x4, приведенная в таблице 2. В ней рассмотрены виды откликов на смещения равновесия для гравитационного, динамического, химического и теплового взаимодействий.

Таблица 2 – Виды откликов на изменения равновесия для основных ритмов планеты для 4-х уровней рассмотрения

Вид равновесия	Суточный цикл	Лунный цикл	Годовой цикл	Солнечный цикл
Гравитационное	Субширотное сжатие – растяжение	Приливно-отливные биения в твердых средах	Сезонные изменения орбитальной скорости	Результирующие биения субмеридиональной и субширотной ориентации
Тектоническое (динамическое)	Сжатие – растяжение крупных блоков литосферы	То же, в жидких средах	Субмеридиональное сжатие – растяжение	Магнитные пятна
Химическое	Концентрационная разность потенциалов	Биохимические превращения	Геохимические превращения	Накопление и разрядка напряжений при вулканизме
Тепловое	Разность температур между днем и ночью	поляризационные эффекты (люминесценция, радиация)	Сезонные колебания теплового потока	Термальные биения в жидкостях

Например, для месторождения обрабатываемого открытым способом, функциональная схема взаимодействий представлена на рисунке 1.

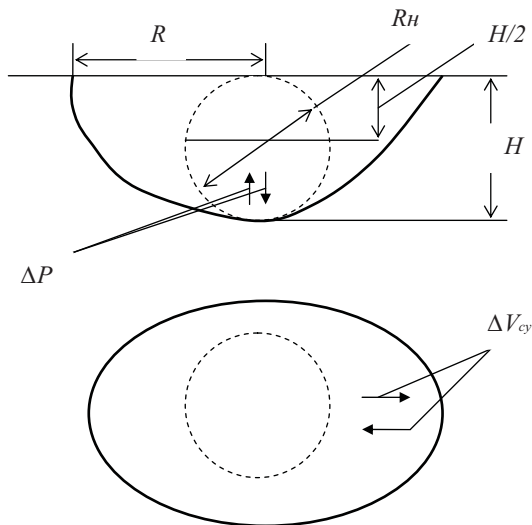


Рисунок 1 - Функциональная схема взаимодействия для карьера

Здесь результатом техногенного воздействия является появление карьера с радиусом R и глубиной H . Появления такой неоднородности сопровождается возникновением спектра собственных колебаний для бегущих и стоячих волн любого внешнего воздействия. При этом спектральный состав продольных (обусловленных размером карьера) и поперечных (обусловленных глубиной карьера) будет различен. В таблице 3 представлены результаты расчета периодичности возникающих собственных колебаний для карьера радиусом 1000 м и глубиной 500 м; $RH=250$ м.

Таблица 3 - Спектральный состав собственных колебаний для карьера $R=1000$ м и $H=500$ м

Уровень рассмотрения	K	Продольные колебания $R=1000$ м		Поперечные колебания $H=500$ м	
		период, С	частота, Гц	период, С	частота, Гц
Орбитальный	$3,36 \cdot 10^{18}$	$1,7 \cdot 10^{-4}$	$5,88 \cdot 10^3$	$2,156 \cdot 10^{-6}$	$4,6 \cdot 10^5$
Суточный	$3,477 \cdot 10^{10}$	$1,69 \cdot 10^{-1}$	5,92	$2,11 \cdot 10^{-2}$	47
Лунный	$4,767 \cdot 10^7$	4,58	0,218	0,57	1,75
Годовой	$2,6 \cdot 10^5$	62	-	7,75	0,12
Солнечный (12 лет)	$1,811 \cdot 10^3$	$743 \approx 12$ мин.	-	$2937 \approx 49$ мин.	-

Из данных таблицы следует, что спектральный состав колебаний, обусловленный размером карьера, может быть зафиксирован в звуковом диапазоне (5,88 кГц) и в области низких частот с периодами от нескольких секунд до 12 минут. Колебания, обусловленные глубиной карьера, имеют более высокие частоты (460 кГц) в ультразвуковом диапазоне, а область низких частот (от 47 Гц до 49 мин.) имеет для суточного цикла резонансное соответствие с частотой промышленной электросети. Это означает, что при такой глубине карьера, чаще будут выходить из строя обмотки э/двигателей и кабельные линии. При определенных параметрических сочетаниях продольных и поперечных волн возможны резонансные проявления в виде появления устойчивых вихревых потоков в воздухе (например, карьер №2 в г. Хромтау).

Приведенные результаты анализа позволяют сделать следующие выводы:

- Для сфер тяготения планеты Земля решение прямых и обратных Кеплеровских задач при определении пространственно-временных параметров отклика на внешнее воздействие позволяет оп-

ределять спектральный состав взаимодействий для всех состояний вещества.

- Систематизация видов отклика на изменение четырех видов равновесия (гравитационного, динамического, химического и теплового) дает представление о процессах восстановления равновесия для основных циклов планеты.

- Приведенный алгоритм расчета спектрального состава процессов накопления и разрядки остаточных напряжений при разработке месторождения открытым способом позволяет устанавливать причинно-следственные взаимосвязи для различных уровней рассмотрения.

Литература

1 Чабдарова Ю.И., Букин А.М. Горное давление в антиклинальных структурах Джекказгана, Алма-Ата, 1980, 195 с.

2 Усманов С.Ф. Цифровая модель месторождения // Сб.докл. «Передовые технологии проектирования буровзрывных работ на карьерах», Бишкек, 2006 г., с. 93-97.

3 Актуальные проблемы геодинамики. М, Наука, 1991, 168 с.

4 Joulia V. Fedotova. Mining-induced earthquake focal mechanisms in the Khibiyy massive // «Russian Mining» magazine, №4, 2005, p-11-15.

5 Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. Л., Недра, 1989, 468 с.

6 Яворский Б.М., Детлаф А.А. Справочник по физике. М., 1984, 942 с.

Мофа Н.Н., Васин К.А., Шойбекова А.Б., Дукей Н.

ОЦЕНКА СТРУКТУРНЫХ ИЗМЕНЕНИЙ ПОРОШКОВЫХ СМЕСЕЙ МЕТОДОМ ИЗМЕРЕНИЯ ДИЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ПРОНИЦАЕМОСТИ

Ұнтақ қоспалардың құрылымдық өзгерістерін механикалық-химиялық өңдеуден соң және планеталарлық-сыртқа тепкіш диірменде жетілдіруден өткізгеннен кейін диэлектрлік өткізгіштерді датчиктің сыйымдылығын өлшеу жиілігін компьютермен өлшеу арқылы (ол датчиктің сыйымдылығына кері пропорциялы болады) бағамдалады.

Проведена оценка структурных изменений порошковых смесей после механо-химической обработки и модифицирования в планетарно-центробежной мельнице посредством измерения диэлектрической проницаемости через прямое измерение емкости датчика и через компьютрное измерение частоты электрического сигнала обратно пропорциональной емкости датчика.

The assessment of structural changes of powder mixes after mekhamo-chemical processing and modifying in a planetary and centrifugal mill by means of measurement of dielectric permeability through direct measurement of capacity of the sensor and through computer measurement of frequency of an electric signal inversely proportional sensor capacities is carried out.

При механохимической обработке (МХО) различных материалов происходит изменение структуры: накопление и перераспределение дефектов, разрыв связей, образование новых на поверхности измельчаемых частиц и формирование соединений с участием модифицирующих добавок [1-4].

Эти изменения структуры должны отразиться на показателе диэлектрической проницаемости, который может служить характеристикой нового состояния частиц после МХО.

По справочным данным [5], значения относительной диэлектрической проницаемости для различных материалов следующие: для парафина 1,9-2,2; для полистирола 2,4-2,6; для тефлона и полиэтилена 2,1-2,25; для кварца 3,5-4,5; для стекла 3,7-10; для фарфора 4,5-4,7; для графита 10-15 и алмаза 5,6-5,8; для кремния 12,0; для спиртов 27-41,2; для воды до 80; для воздуха 1,00057. Из представленных данных следует, что значение диэлектрической проницаемости зависит от агрегатного состояния материала, степени кристалличности и состава (или чистоты) твердых диэлектриков.

Исследуемые в работе минералы представляют собой смесь различных оксидов и характеризуются низкими значениями диэлектри-

ческой проницаемости, т.е. относятся к электроизоляционным материалам. Величина диэлектрической проницаемости определяется поляризацией диэлектриков, т.е. ограниченным смещением связанных зарядов в диэлектрике или поворотом электрических диполей, под воздействием внешнего электрического поля. Поляризация не изменяет суммарного заряда в любом макроскопическом объеме внутри однородного диэлектрика. Однако она сопровождается появлением на его поверхности связанных электрических зарядов с некоторой поверхностной плотностью σ . Эти связанные заряды создают в диэлектрике дополнительное макроскопическое поле с напряженностью E_1 , направленное против внешнего поля с напряженностью E_0 . Результирующая напряженность поля E внутри диэлектрика $E = E_0 - E_1$.

Поляризуемость - одна из наиболее удобных физических величин для простой иллюстрации структурных изменений в порошковом материале.

В настоящей работе для измерения относительной диэлектрической проницаемости (ε) порошковых материалов использовался метод сравнения значений электрической емкости пустого (C_0) и заполненного диэлектриком (C_d) измерительного конденсатора [6].

$$\varepsilon = \frac{C_d}{C_0},$$

ε - относительная диэлектрическая проницаемость;

C_d - емкость конденсатора с диэлектриком;

C_0 - емкость пустого конденсатора.

На первом этапе исследования емкость измерительного конденсатора определялась прибором "DIGITAL MULTIMETR DM-6243L" (частота измерения 800 герц). Результаты измерений представлены в таблице 1.

Таблица 1 - Диэлектрическая проницаемость порошков различных оксидных материалов до и после МХО (измерения при 800Гц).

№	Материал	ε
1	Al_2O_3 - корунд	8,2
2	Al_2O_3 -аморфный	3,63
3	SiO_2 - исх	5,75
4	FW100 - исх	1,35
5	SiO_2 - МХО 10мин $\frac{1}{4}$	1,61
6	$SiO_{2MXO} + 10\% FW_{исх}$	1,48
7	$SiO_{2MXO} + 20\% FW_{исх}$	1,45

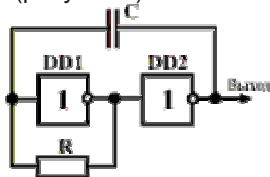
Значения, представленные в таблице 1, показывают, что аморфизированное и активированное состояние, которое характеризуется

большой дефектностью структуры материала, приводит к снижению диэлектрической проницаемости. Для смесей порошков диэлектрическая проницаемость также меняется в зависимости от состава. Относительная диэлектрическая проницаемость использованного в работе волластонита (образец №4) составляет $\epsilon = 1,35$. При введении его в порошок кварца значение ϵ смеси (образцы №6 и №7) заметно снижается по сравнению с исходным кварцем (образец №3).

На втором этапе исследования проведены измерения относительной диэлектрической проницаемости кварца после МХО с различными модифицирующими добавками (водная кремневая кислота - $[H_2SiO_3] \cdot n(H_2O)$, полистирол $[-C_8H_8]_n$, углерод - C), применяя компьютерный измерительный комплекс.

Для реализации компьютерного измерительного комплекса применили контроллер - "USB-частотомер PM732" [7], программное обеспечение которого показывает на экране монитора частоту сигнала обратно пропорциональную диэлектрической проницаемости измеряемого вещества.

Для этого измерительный конденсатор включили в схему генератора электрических импульсов (рисунок 1).



C – измерительный конденсатор пустой или заполненный измеряемым образцом;

R – набор резисторов, переключаемых с помощью тумблера.

Рисунок 1 – Электрическая схема генератора импульсов (несимметричный мультивибратор на двух инверторах)

В таблице 2 представлены значения резисторов при соответствующем зарядно-разрядном токе.

Таблица 2 – Расчетные значения сопротивления и зарядно-разрядного тока в измерительной цепи и положение тумблера

Характеристики измерительной цепи	Положение тумблера					
	1	2	3	4	5	6
Сопротивление резистора R, Ком	1258	628	324	218	155	121
Ток в цепи, Мка	1	3	5	8	11	14

При каждом значении R , измеряя частоту генерации с пустым измерительным конденсатором (f_0) и с заполненным измеряемым веществом (f_d) вычисляется его относительная диэлектрическая проницаемость ($\varepsilon = \frac{C_d}{C_0} = \frac{f_0}{f_d}$).

Измерения ε в цепи с переменным током показали, что чем выше ток в цепи заряда-разряда, тем меньше диэлектрическая проницаемость измеряемого вещества, поскольку выше частота генерации электрического сигнала данной схемы (рисунок 2).

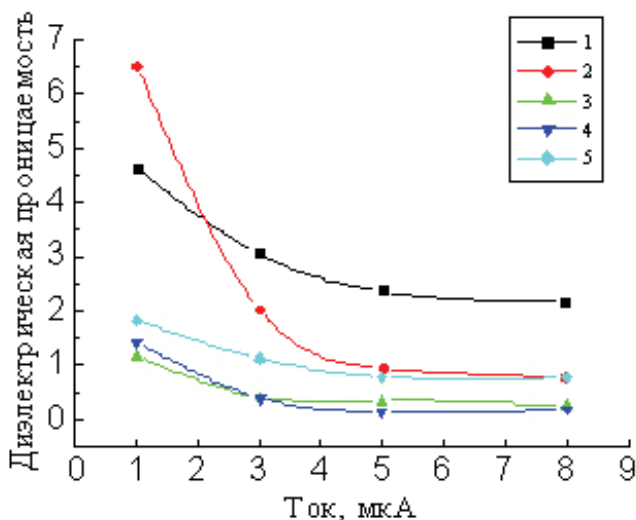


Рисунок 2 - Зависимость диэлектрической проницаемости от зарядо-разрядного тока в измерительной цепи для кварца в исходном состоянии (1) и после МХО 10 минут (2) и образцов $\text{SiO}_2 + 10\% [\text{H}_2\text{SiO}_3] \cdot n(\text{H}_2\text{O})$ (3), $\text{SiO}_2 + 10\% [-\text{C}_8\text{H}_8]_n$ (4), $\text{SiO}_2 + \text{C} 10\%$ (5)

Роль активации и модифицирования в изменении структурно-чувствительной характеристики ε наглядно иллюстрируется данными по изменению значения этого показателя для кварца от времени МХО и вида модификатора (рисунок 3).

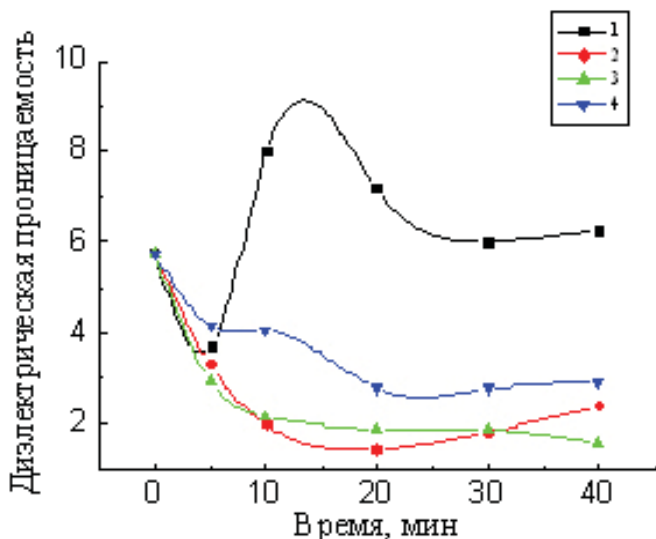


Рисунок 3 - Зависимость диэлектрической проницаемости от времени MXO образцов: 1-SiO₂, 2-SiO₂+10% [H₂SiO₃] · n(H₂O), 3-SiO₂+10% [-C₈H₈]n, 4-SiO₂+C10%

Активация приводит к существенному повышению значения диэлектрической проницаемости, что, прежде всего, связано с состоянием электронов на вновь образованной после МХО поверхности частиц. Модифицирование приводит к снижению этого показателя, т.е. к образованию структур с медленной поляризацией. Таким образом, повышаются электроизоляционные характеристики материала. Из модифицированных образцов наибольшие значения ϵ имеют частицы кварца, модифицированные углеродом.

Полученный экспериментальный материал позволяет сделать следующие выводы:

- 1 Механохимическая обработка кварцевого порошка SiO₂ с применением волластонита FW приводит к снижению относительной диэлектрической проницаемости, т.е. к образованию структур с медленной поляризацией. Таким образом, повышаются электроизоляционные характеристики материала.

- 2 Показатели диэлектрической проницаемости зависят от химического состава обрабатываемых материалов, продолжительности

механохимической обработки и зарядно-разрядного тока внешнего электрического воздействия.

3 Метод оценки состояния материала, представленный в настоящей работе на примере кварца, может применяться для оценки состояния различных геологических минералов.

Литература

1 Мансуров З.А., Мофа Н.Н., Шабанова Т.А., Акназаров С.Х. Синтез и назначение дисперсных систем на основе кварца с поверхностными наноструктурными образованиями //Нанотехника.- 2009. - №1(17). – С.61-68.

2 Mansurov Z., Mofa N., Shabanova T. Synthesis of powder materials with particles encapsulated into carbon containing nanostructural films //Eurasian Chemico-Technological Journal 2010. -V 12, №1 – P. 45-54.

3 Мофа Н.Н., Антонюк В.И., Шабанова Т.А., Садыков Б.С., Мансуров З.А., Акназаров С.Х. Механохимическое модифицирование - эффективный способ создания нанослоевых структур на поверхности частиц. 2. Модифицирование карбоната кальция и волластонита //Горение и плазмохимия 2010.-Том 8, № 3. – С.207-216.

4 Mansurov Z.A., Mofa N.N., Shabanova T.A. Hybride , nano-structurized materials of special purpose on the basis of silicon dioxide //Advanced Engineering Ceramics and Composites 2011г. - Vol. 484 .- P. 230-240.

5 Краткий справочник по химии, Куриленко О.Д. (ред.) ,1974г.,с.990.

6 Губкин А.Н. Физика диэлектриков. М.: Высшая школа, 1971. - 276 с.

7 http://www.masterkit.ru/main/set.php?code_id=903041

Молдабаева Г.Ж., Метакса Г.П., Васин К.А.

УСЛОВИЯ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ПАРАМЕТРИЧЕСКОГО РЕЗОНАНСА ДЛЯ ФЛЮИДОСОДЕРЖАЩИХ СИСТЕМ

Жүйелердің сұйықтық негізі үшін параметрлік резонанстың пайда болуының шарттарының дәлелдеу және эксперименталді растауы.

Обоснование и экспериментальное подтверждение условий возникновения параметрического резонанса для флюидосодержащих систем.

Justification and experimental confirmation of conditions of emergence of a parametrical resonance for fluidcontain systems.

При разработке энергосберегающих технологий для полной переработки углеводородов природного состава следует учитывать физико-химические особенности составляющих нефть компонентов:

- воды и ее растворов;
- смеси углеводородов;
- механических частиц, состоящих, как правило, из алюмосиликатов различного строения и состава.

Существующие технологические режимы переработки нефтяного сырья, используют методы повышенных давлений и температур для всего обрабатываемого объема углеводородов. Способы, применяющие переменные колебания различного диапазона частот, имеют возможность изменять давление и температуру в локальных объемах, размеры которых пропорциональны длине волны подаваемого излучения. Величина отклика на внешнее переменное воздействие зависит от геометрических и энергетических параметров исходной структуры обрабатываемого вещества.

Если частота падающей волны близка или совпадает с одной из собственных частот внутримолекулярных или межмолекулярных колебаний, можно зафиксировать поглощение подаваемой энергии, аномальную дисперсию и другие явления, связанные с резонансными взаимодействиями [1]. Эти явления лежат в основе всех современных методов спектроскопии.

Для разработки технологических режимов при использовании переменных полей имеют значение такие виды отклика на внешнее воздействия, которые присущи каждому веществу. Так, например, явление термического преобразования подаваемой энергии, является общим фундаментальным признаком для любого вещества. Известно [2, 1], что

наиболее чувствительны к термическим изменениям межмолекулярные связи, что проявляет себя в изменении длин связей, фиксируемых путем замера параметров диффузии. По закону Аррениуса частота диффузии увеличивается в 10 раз при повышении температуры на 30 – 50 °С. Экстраполяция до температуры 100 °С дает значение частоты ~ 10⁸ Гц – для электромагнитной волны. В случае использования механических колебаний, например, в условиях кавитации при ультразвуковом воздействии, отмечается появление высоких значений давления, разности потенциалов и высокочастотных переизлучений [3, 5]. При этом большое значение приобретают структурные особенности принимающего излучение вещества, проявляющие себя в изменении тепловых колебаний системы (ИК- спектр, скорость звука, теплопроводность, коэффициент преломления и др.).

В нашей работе сделана попытка найти резонансные условия взаимодействия для всех компонентов природного нефтяного сырья. Поставленную задачу решали путем анализа ИК-спектров и параметров преломления воды, кварца и парафина, активированных различными каталитически-активными веществами.

В таблице 1 приведены ИК-спектры модельного материала – парафина в исходном состоянии и после активации его различными поверхностно-активными веществами: порошок никель (3 вес. %), галенит (< 3 %) и флюорит (3 %). Выбор активирующих добавок обусловлен высокими коэффициентами преломления для электромагнитных волн и достаточной прозрачностью в области тепловых колебаний ИК-диапазона.

Таблица 1 - ИК-спектры исходного парафина и его образцов, активированных различными поверхностно-активными веществами

Исходный образец	Образец, активированный Ni	Образец, активированный, PbS	Образец, активированный, CaF ₂	Характер колебаний, вид соединений
3604	30604	-	-	Внутримолекулярная водородная связь
2916	2916	-	-	Колебание групп CH ₃ и CH ₂ в парафинах
-	-	2868	-	Колебание групп СНО
-	-	-	2872	Симметричные колебания группы CH ₃ , присоединенной к бензольному кольцу

2848	2848	-	-	Валовые колебаний групп СНО или О-СН ₃
2636	2636	-	-	Не идентифицирована
2336	2344	2332	2372-2352	Не идентифицирована
1896	1928	-	-	Обертоны и комбинационные тоны сложных УВ
1472	1472	1472	1472	Деформационные колебания группы СН ₂ в алифатических соединениях
-	-	-	1404	Плоские деформационные колебания групп СН в соединении С=С=О
1376	1376	1376	1376	Симметричные деформационные СН ₃ в алифатических УВ с линейными цепями
-	1124	-	-	Симметричные валовые колебания в соединениях –С=С=О
880	888	888	888	Деформационные групп С-Н
728	728	728	-	Деформационные колебания групп С-Н в сложных УВ
720	720	720	720	Маятниковые колебания СН ₂ в твердых соединениях (СН ₂) _п
-	-	256	-	Деформационные колебания групп С-С в парафинах с длинными цепями

Данные, приведенные в данной таблице, свидетельствуют о том, что спектр этого сложного углеводорода изменяется существенным образом только от присутствия веществ с высокими коэффициентами преломления. Так высокочастотная область спектра (3604 см⁻¹), характеризующая отклик внутримолекулярных водородных связей для исходного образца и парафина, активированного никелем высокой дисперсности (< 40 мкм), полностью исчезает для образцов Ni, который используется в качестве катализатора для дегидрирования и гидрирования в процессах нефтепереработки. При этом никель практически не искажает основные линии поглощения, характерные для исходного образца. Совершенно иначе реагируют на ИК-излучения образцы с флюоритом и га-

ленимом: здесь спектр искажается как в высокочастотной области, характерной для кислородсодержащих соединений ($2868\text{--}2872\text{ см}^{-1}$), так и в области низких частот, характеризующих деформационные колебания водород - углеродных и углерод-углеродных связей. Наиболее низкие частоты, а, соответственно, длинные структурные цепи, дает активация парафина галенимом. Это означает, что эти минералы являются каталитически – активными для кислородсодержащих соединений, склонных к полимеризации.

В таблице 2 приведены ИК–спектры того же парафина и смолистого вещества, синтезированного из него, путем наложения ультразвуковых колебаний килогерцового диапазона. Здесь видно, что спектр синтезированной смолы практически не изменяется в высокочастотной области ($3604, 3676, 2916, 2848\text{ см}^{-1}$), а изменяется спектральный состав средне-частотной области существования деформационных колебаний кольцевых структур водород–углеродных связей, характерно появление низкочастотной составляющей спектра, представленной частотой 396 см^{-1} . Следует отметить, что синтез нового вещества проводили в ультразвуковом поле в присутствии никелевого катализатора, который, как мы видели по данным таблицы 1, способствует сохранению устойчивости водородных связей в высокочастотном диапазоне ИК–спектра.

Нами исследован другой компонент природного нефтяного сырья – кварц, чистотой 98 % SiO_2 .

Таблица 2 - ИК–спектры исходного парафина и синтезированного из него углеводорода

Исходный образец парафина, см^{-1}	Синтезированное вещество (смола), см^{-1}	Интенсивность	Вид соединения, характер колебаний
3604	3676	Сильное	Внутримолекулярная водородная связь
2916	2916	Сильное	Асимметричные колебания групп $-\text{CH}_3-\text{CH}_2-$ в парафинах
2848	2848	Сильное	Валентные колебания группы CHO или $\text{O}-\text{CH}_3$
2636	-	Сильное	<u>Не идентифицирована</u>
1896	-	Сильное	Обертоны и комбинационные тоны сложных углеводородов
-	1728	Сильное	Колебания карбонильной группы $-\text{C}=\text{C}-\text{COO}$ в производных бен-

			зола
-	1604	Сильное	Колебания групп C=C в полиенах
1472	1464	Сильное	Асимметричные деформационные колебания CH ₂ в линейных алифатических цепях
1380	-	Среднее	Симметричные деформационные CH ₃ в алифатических углеводородах с линейными цепями
-	1016	Среднее	Плоские деформационные колебания групп CH в 1, 3, 5 замещенных производных бензола
880	-	Среднее	Деформационные группы C-H
728	-	Сильное	Неплоские деформационные колебания групп CH в сложных углеводородах -C=C-H
720	-	Сильное	Маятниковые колебания CH ₂ в соединениях (CH ₂) _n -n>4 (твёрдое состояние)
-	396	Среднее	Деформационные колебания групп C-C в п-парафиновых цепях (частота уменьшается с удлинением цепи)

Его подвергали механохимической активации в планетарной мельнице в течение 5 минут. В таблице 3 приведены спектральные параметры этого кварца, прозрачного для ИК-излучения до области ~7 мкм. Так как образцы перед активацией не отжигались, исходный образец показывает малое значение поглощения в области 3427 см⁻¹, характерное для валентных колебаний группы OH. При активации одноатомным и двухатомным спиртами эта линия усиливается до средних интенсивностей, а для этиленгликоля смещается в сторону низкой частоты.

Начиная с области непрозрачности (1429 см⁻¹) спектральный состав активированных образцов практически не меняется в области групп в силикатах. Наиболее существенны отличия их в низкочастотной области, где возникает отклик от степени деформированности кристаллической структуры исходного кварца. Здесь видно, что спирты способствуют появлению высокомолекулярных комплексов сложного строения. Полученная информация свидетельствует о том, что присутствующие в углеродной смеси кварцевые частицы усиливают взаимодействия, как в высокочастотном диапазоне существования водородных связей, так и в низкочастотном диапазоне, связанном с появлением колебаний высокомолекулярных структур.

Таблица 3 - ИК–спектры кварца, активированного бутанолом и этиленгликолем

Кварц, исходный, cm^{-1}	Кварц, активированный 5% бутанола, cm^{-1}	Кварц, активированный этиленгликолем, cm^{-1}	Вид соединений, характер колебаний
3427	3426	3405	Валентные колебания группы OH
1429	1426	1427	Внутримолекулярные колебания в кристаллах
1168	-	-	Примеси исходного кварца
1088	1088	1085	Валентные колебания групп SiO, Si-O-Si, Si-O-C
1036	1028	1038	Валентные колебания групп SiO, Si-O-Si, Si-O-C
969	968	968	Колебания молекулярных групп в силикатах
928	928	938	Колебания молекулярных групп в силикатах
798	798	798	Колебания групп SiCH_3 и $\text{Si}(\text{CH}_3)_2$
-	778	778	Колебания групп SiCH_3 и $\text{Si}(\text{CH}_3)_2$
691	698	698	Деформационные колебания в кристаллах
463	470	470	Деформационные колебания в кристаллах
-	458	459	Валентные колебания в металлорганических соединениях

Данные, полученные по результатам анализа ИК–спектров различных компонентов нефтяного сырья, активированного каталитически-активными веществами (таблицы 1, 3), показывают взаимное влияние компонентов всех рассматриваемых композиций на спектральный состав линий поглощения в инфракрасной области.

При этом высокочастотные составляющие спектра (внутримолекулярные связи) при выбранных способах активации материалов мало изменяются, тогда, как структурные композиции этих же молекул в активи-

рованных соединениях показывают большое разнообразие видов деформационных колебаний. Это означает, что при активации меняются пространственные соотношения между структурными элементами молекулы и они, в свою очередь, меняют частотный диапазон отклика на внешнее (в данном случае ИК–диапазон) воздействие.

Инфракрасный диапазон частот охватывает область частот, в которой могут существовать электромагнитные и механические колебания элементов структуры. Предельными значениями частоты в этом случае обладают элементы структуры, характеризующие электромагнитные тепловые колебания вещества в кристаллическом состоянии ($\nu < 10^{13}$ Гц). Генерировать или поглощать такие колебания могут элементы структуры, имеющие размеры:

$$1) \lambda \approx \frac{3 \cdot 10^8}{10^{13}} = 3 \cdot 10^{-5} \text{ м} - \quad \text{для электромагнитных волн}$$

$$2) \lambda_{m2} \approx \frac{6 \cdot 10^3}{10^{13}} = 6 \cdot 10^{-10} \text{ м} - \quad \text{для механических (тепловых волн в твердом веще-}$$

$$3) \lambda; \approx \frac{1,5 \cdot 10^3}{10^{13}} = 1,5 \cdot 10^{-10} \text{ м} - \quad \text{для механических волн в жидкой воде и нефти}$$

В первом случае – это порядок величин, характерных для крупных молекул, их определяют по ИК-спектрам, для второго и третьего случаев – это расстояния, характеризующие межатомные взаимодействия, которые характеризуют коэффициенты преломления.

Например, для жидкой воды в работе [4] приводятся значения ИК-спектра поглощения и соответствующие этим линиям коэффициенты преломления, смотрите таблицы 4 и 5. Для каждой линии ИК-спектра, имеющей определенный размер $\lambda_{ИК}$, приведены расчетные значения частоты воздействия и отклика для механических и электромагнитных колебаний. Предполагая величину скорости звука постоянной, мы оценим частотные параметры отклика, только для электромагнитных колебаний, так как здесь нам известны коэффициенты преломления для каждого значения $\lambda_{ИК}$.

Таблица 4 – ИК-спектр поглощения жидкой воды и частоты реакций воздействия и отклика для механических и электромагнитных волн

Частота ИК - спектра, см ⁻¹	Длина волны, $\lambda_{\text{ИК}}$	Коэффициент преломления	Частота, Гц		
			Электро-магнитное воз-действие	Электро-магнитный от-клик	Механический отклик
3280	3,0	1,38	$1 \cdot 10^{14}$	$7,2 \cdot 10^{13}$	$4,83 \cdot 10^8$
1612	6,2	1,26	$4,8 \cdot 10^{13}$	$3,8 \cdot 10^{13}$	$2,3 \cdot 10^8$
583	17	1,4	$17,6 \cdot 10^{12}$	$12 \cdot 10^{12}$	$8,2 \cdot 10^7$
184	~50	1,5	$6 \cdot 10^{12}$	$4 \cdot 10^{11}$	$2,9 \cdot 10^7$

Полученные данные свидетельствуют о том, что в рассматриваемом диапазоне частоты реакций воздействия и отклика могут отличаться на три порядка, а для волн разной природы (электромагнитной и механической) эта разница достигает 5 - 6 порядков. Такая информация может быть полезной для прогнозирования результатов электромеханических взаимодействий в реакциях получения углеводородов заданного строения в ходе ультразвуковой обработки материалов в резонансном режиме.

Таблица 5 - Значения максимумов преломления воды в инфракрасном диапазоне и частоты реакции воздействия и отклика для электромагнитных механических колебаний

Коэффициент преломления, n	Частота ИК - спектра, см ⁻¹	Длина волны $\lambda_{\text{ИК}}$ $\mu\text{км}$	Частота, Гц		
			Электро-магнитное воз-действие	Электро-магнитный отклик	Механический отклик
2,1	66,6	150	$2 \cdot 10^{12}$	$9,5 \cdot 10^{11}$	$9,6 \cdot 10^6$
1,66	432	23	$1,3 \cdot 10^{13}$	$7,8 \cdot 10^{12}$	$6,3 \cdot 10^7$
1,5	2855	3,5	$8,5 \cdot 10^{13}$	$5,7 \cdot 10^{13}$	$4,14 \cdot 10^8$
1,33	1542	6,5	$4,6 \cdot 10^{13}$	$3,4 \cdot 10^{13}$	$2,23 \cdot 10^8$
1,33	4200	2,0	$1,5 \cdot 10^{14}$	$1,12 \cdot 10^{14}$	$7,25 \cdot 10^8$

Для возникновения резонансных условий в такой системе необходимо согласование пространственно – временных признаков всех составляющих водно-нефтяной (битумной) композиции. Эффективность резонанса максимальна в случае совпадения частоты внешнего воздействия и отклика со стороны обрабатываемого материала на это воздействие [1]. Возможности параметрического резонанса много меньше, но известны правила подбора катализаторов в гетерогенных реакциях, требующие энергетического и геометрического соответствия (мультиплетность) структурных элементов катализатора и компонентов химической реакции [8].

Химическое понятие мультиплетности соответствует физическому явлению резонанса, который возникает при совпадении частотных параметров внешнего воздействия и внутреннего отклика реагирующей системы. Так возникает необходимость поиска условий согласования пространственно–временных соотношений между разными уровнями рассмотрения, отличающимися по масштабному признаку, и частотными диапазонами вещества, находящегося в разных фазовых состояниях.

Нами разработана матрица соответствия процессов, присущих всем видам реакций на внешнее воздействие для четырех уровней рассмотрения, отличающихся друг от друга на три порядка по масштабному признаку:

- внутриатомный;
- межатомный;
- внутримолекулярный;
- межмолекулярный.

Энергетические соотношения определяются видом химических реакций:

- твердофазные;
- жидкофазные;
- газофазные;
- границы раздела фаз.

Таблица 6 - Общий вид матрицы сопоставления для подбора резонансных условий взаимодействия разнородных веществ

Вид реакций	Твердофазная (МХА)	Жидкофазная (ХИТ, нефтехимия)	Газофазная (пиролиз, полимеризация)	Граница раздела фаз (преобразователи энергии)
Уровень рассмотрения				
Внутри-атомный	потенциал ионизации, работа выхода электронов	коэффициент преломления	поляризация	атомная теплоемкость электродный потенциал
Межатомный	энергия разрыва, атмосферы связи	энергия диссоциации	скорость звука	электро-сродство, сорбция
Внутри-молекулярный	энергия разрыва молекулярных связей	удельная теплоемкость, скорость звука, плотность	молярная теплоемкость	тепло-проводность электро-проводность
Меж-молекулярный	параметр кристаллической решетки	ионный радиус	ковалентный радиус, длина свободного пробега	диаметр пар, межфазовая поверхность контактная разность потенциалов

Таким образом, разработанная матрица соответствия для выбора резонансных режимов взаимодействия охватывает широкий круг явлений, присущих всем веществам в разных состояниях. Практическое использование такой матрицы позволяет:

- выбрать вид резонансного взаимодействия;
- определить каталитически активные вещества;
- использовать необходимые масштабные признаки для достижения условий мультиплетности;
- согласовать электрические и механические способы преобразования внешней энергии для получения заданных свойств.

Полученную матрицу используем для подбора каталитически – активного вещества (КАВ) по полученным выше экспериментальным данным. Это значит, мы должны найти признаки мультиплетности (резо-

нансные условия) у основных веществ и веществ модификаторов. Так, например, для оценки условий взаимодействия в жидкофазном режиме (второй столбец матрицы) мы должны оценить их уровень соответствия по коэффициенту преломления в ИК – диапазоне.

Изложенный выше экспериментальный материал дает сведения о том, что в этом диапазоне вода меняет показатель преломления «П» от 1,26 до 2,1 в зависимости от длины волны ИК-спектра. Близкими значениями по этому признаку обладает оксид кремния, который в зависимости от кристаллографического строения может иметь «П» в пределах $1,41 \div 1,55$. Однако, следует отметить, что в области длин волн больших 7 мкм (1429 см^{-1}), это вещество прозрачно для электромагнитного излучения [6, 7]. Углеродсодержащие жидкости (бутанол и этиленгликоль) изменяют спектр поглощения кварца только вблизи $8,6 \text{ мкм}$ (1168 см^{-1}) и $22,2 \text{ мкм}$ (458 см^{-1}). Это означает, что каталитическая активность кварца зависит от масштабного соответствия его дисперсных частиц и длины волны углеводородной композиции в ИК – диапазоне.

При решении обратной задачи, т.е. при модификации углеродистого вещества (парафина) веществами с близкими коэффициентами преломления – галенитом и флюоритом мы получаем наибольшие значения активности вблизи масштабов $3,49 \text{ мкм}$ (2868 см^{-1}), $7,12 \text{ мкм}$ (1404 см^{-1}) и 40 мкм (256 см^{-1}). Степень измельчения должна быть такова, чтобы эти вещества могли проявить каталитическую активность на определенных линиях поглощения в тепловом диапазоне.

Никель (таблица 1) как модификатор не оказал существенного влияния на спектр поглощения исходного углеродистого вещества. Однако широко известно его каталитическое действие в реакциях гетерогенного катализа. Значит должен измениться механизм взаимодействия, и мы должны рассмотреть энергетические явления, происходящие на границе раздела фаз. Первым параметром в 4 столбце матрицы является атомная теплоемкость, определяемая по закону Дюлонга и Пти. Кроме никеля поверхностную активность к углероду $S=0,52$ будут проявлять следующие вещества; теплоемкость которых кратна целому числу:

- 0,26 - натрий, магний
- 0,1733 - хлор
- 0,13 - титан
- 0,104 - никель, кобальт
- 0,086 - галлий, германий
- 0,074 - рубидий
- 0,065 - молибден
- 0,057 - серебро
- 0,052 - олово

Это уже область энергетического соответствия по данным работы [8]. Приведем справочные данные по изучению работы выхода электронов.

Из таблицы следует, что энергетическое соответствие идеально для обеих форм углерода только с никелем и хромом, степень подобия с другими веществами немного меньше, но они могут быть каталитически - активны в определенном температурном интервале. На практике мы знаем, что все перечисленные вещества используются для катализа при синтезе углеводородов.

Таблица 7 - Параметры соответствия для дисперсного углерода и графита на внутриатомном уровне рассмотрения

Вещество	Работа выхода электронов, эВ	Вещество	Работа выхода электронов, эВ
графит	4,45-4,81	Углерод дисперсный	4,62
хром	4,62	никель	4,61
никель	4,61	хром	4,62
золото	4,8	цинк	4,38
серебро	4,7	кремний	4,3
бор	4,6	алюминий	4,21
железо	4,4-4,71		
германий	4,66		
ртуть	4,52		
иридий	4,57		
родий	4,75		
сурьма	4,04-4,56		
олово (β)	4,5		

В предыдущих работах [9] нами показано, что выбор каталитически – активных веществ для получения углеводородов заданного строения удобно проводить, анализируя параметры углерода различных модификаций по всем четырем уровням рассмотрения. Такой комплексный подход для выбора резонансного (мультиплетного) взаимодействия компонентов природного сырья может обеспечить режим энергосбережения для создания безотходного технологического цикла переработки углеводородов. Решение такой задачи обеспечивает разработанная нами матрица соответствия для выбора масштабных (геометрических) и энергетических признаков возникновения разных видов параметрического резонанса.

Литература

- 1 Яворский Б.М., Детлаф А.А. Справочник по физике. М.: Наука. – 1974. - 942 с.
- 2 Габуда С.П. Связанная вода. Новосибирск. Наука. – 1982. - 159 с.
- 3 Бергман Л. Ультразвук и его применение в науке и технике. М.: ИЛ. – 1957. - 726 с.
- 4 Эйденберг Д., Кауцман В. Структура и свойства воды. Л.: Гидромет. - 1975. - 201 с.
- 5 Надиров Н.К. Высоковязкие нефти и природные битумы. Нетрадиционные методы переработки. Т.3 Алматы: Ғылым. – 2001. - 415 с.
- 6 Анго И.А. Инфракрасные излучения. М.-Л.: ГЭЦ. – 1957. - 81 с.
- 7 Казицына Л.А., Куплетская Н.Б. Применение УФ, ИК ЯМР – спектроскопии в органической химии. М.: Высшая школа. – 1971. - 264 с.
- 8 Баландин А.А. Современное состояние мультиплетной теории гетерогенного катализа. М.: Наука. – 1986. - 202 с.
- 9 Мансурова Р.М., Метакса Г.П. Углерод и каталитически – активные вещества // Сборник “Горение и плазмохимия”. КазНТУ. – Алматы. – 2003. - С. 178-182

Жалгасулы Н., Когут А.В., Черний Г.М., Разумова О.Б.

К ВОПРОСУ РЕКУЛЬТИВАЦИИ НАКОПИТЕЛЕЙ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Мақалада қалдықтар қоймасын қалпына келтірудің ерекшелігі жөнінде, әсіресе оларға әсер етуші факторлар жиынтығы туралы және оған қойылатын талаптар жөнінде айтылады.

В статье рассмотрены характерные особенности рекультивации территорий занятых отходами производства, приведена группировка влияющих факторов и определены основные требования к проведению рекультивационных работ.

The paper considers the typical features of reclamation of the territories under production wastes, gives a classification of factors and determines the basic requirements to the reclamation operations.

В процессе добычи и последующей переработки минерального сырья на горнодобывающих предприятиях с открытым способом разработки месторождений полезных ископаемых происходит образование отходов производства, которые накапливаются на земной поверхности. Складирование и хранение отходов производства, представленных вскрышными породами и хвостами обогащения, приводит не только к долгосрочному изъятию земель, но и значительному негативному воздействию на все компоненты окружающей среды (атмосферу, гидросферу, почву) в зоне их размещения.

Одним из возможных направлений, позволяющих снизить опасное влияние отходов производства на окружающую природную среду, является проведение рекультивационных работ по восстановлению нарушенных земель и возвращению их в хозяйственное использование.

Создание почвенно-растительного покрова на поверхности накопителей отходов горнодобывающих производств, а также его восстановление на нарушенных землях, является первоочередной задачей в сохранении основного ресурса Земли – ее ландшафтного покрова, компонентом которого является почвенно-растительный покров

Общепринято проводить рекультивацию земель в два этапа: технический, включающий подготовку нарушенных земель для последующего целевого хозяйственного использования и биологический, предполагающий осуществление комплекса агрохимических и фитомелиоративных мероприятий, направленных на восстановление плодородия нарушенных земель.

В общем спектре нарушенных горными работами земель, рекультивация площадей, занятых отходами производства, требует учета ряда специфических особенностей:

- создание оптимального почвенного слоя, отвечающего требованиям биологической рекультивации;

- высоту отвалов относительно уровня окружающей поверхности;
- большие объемы планировочных работ;
- влияние просадочных явлений на качество формирования поверхности;
- отсутствие естественного водофильтрующего горизонта;
- создание экраняющего слоя при наличии на поверхности токсичных пород;
- выполаживание или террасирование откосов отвалов;
- поэтапность рекультивации отдельных участков;
- взаимосвязь вскрышных, отвальных и рекультивационных работ;
- взаимоувязка во время работы основного и вспомогательного оборудования в общем комплексе отвально-вскрышных и рекультивационных процессов.

Все вышеуказанные особенности в значительной мере влияют на технологию, механизацию и организацию рекультивационных работ и отражаются на трудовых и финансовых затратах.

Эффективность процесса восстановления земель, нарушенных в результате складирования отходов производства (ОП), в значительной мере определяется степенью изученности как горно-геологических и технологических условий, экономической значимости объекта рекультивации, так и социально-экологических последствий. При этом подготовка накопителей отходов производства к рекультивации должна базироваться на результатах учета и оценки следующих факторов (таблица 1).

Результаты исследования приведенных факторов позволяют определить направление и оптимальный способ рекультивации с необходимым механизированным комплексом для землевосстановительных работ.

Восстановление земель, утративших в результате складирования отходов производства первоначальную хозяйственную ценность и являющихся источником отрицательного воздействия на окружающую природную среду, должно базироваться на требованиях существующих законодательных актов, действующих нормативных и методических документов.

Восстановлению нарушенных земель должны предшествовать работы по геолого-почвенному обследованию территории, занимаемой отходами производства. По полученным данным оценивается пригодность пород для биологической рекультивации, что позволяет принять решение по формированию отвальных массивов, составу и объемам рекультивационных работ и установить направление рекультивации и порядок последующего использования восстанавливаемых земель.

Таблица 1. - Группировка факторов, влияющих на эффективность процесса рекультивации земель, нарушенных складированными ОП

Виды факторов	Влияющие факторы
Горно-геологические	Геологическое строение пород, подстилающих ОП; гидрогеологический режим в зоне размещения ОП; характер техногенного рельефа; минералогический состав и физико-химические свойства, слагающие ОП пород; агрофизические и агрохимические свойства пород; мощность и агрофизические свойства почвенного слоя.
Горнотехнические	качественная характеристика; климатические условия; географическое размещение ОП; состояние техногенного ландшафта; степень и интенсивность самозарастания нарушенных земель.
Технологические	технология, механизация и объемы рекультивационных работ; площадь рекультивации; годовая эксплуатационная производительность основного и рекультивационного оборудования; тип и количество машин.
Технико-экономические	затраты на горнотехническую и биологическую рекультивацию; ущерб от изъятия земель; доход с рекультивируемых земель; ценность земель; себестоимость рекультивационных работ; экономическая целесообразность рекультивации ОП.
Народно-хозяйственные	потребность в полезной продукции и ОП и сельхозпродукции с рекультивируемых земель; перспективы развития региона; хозяйственная и социальная необходимость рекультивации.
Социально-экономические	расположение ближайших населенных пунктов; условия жизни и деятельности населения; содержание токсичных соединений в ОП; степень загрязнения компонентов окружающей среды, в зоне размещения ОП (воздух, вода, почвы); изменение видового состава популяций растительного и животного мира.

На основе изучения и оценки всего комплекса влияющих факторов вносятся соответствующие коррективы в решение по формированию техногенных ландшафтов и технологию выполнения рекультивационных работ.

Нарушенные земли должны быть рекультивированы преимущественно под пашню и другие сельскохозяйственные угодья. Если рекультивация земель в сельскохозяйственных целях нецелесообразна, создается растительный покров и лесонасаждения с целью оздоровления окружающей среды или защиты земель от эрозии.

В случае отсутствия почвенного слоя и холмистого рельефа, складирование непригодных к биологической рекультивации отходов производства оказывает влияние не столько на изъятие земель, сколько на ухудшение состояния окружающей природной среды. Рекультивация в таких условиях должна иметь природоохранную ландшафтную направленность (санитарно-гигиеническое направление) [1].

Для складирования отходов производства, перспективных в качестве источников минерального сырья и получения другой полезной продукции техногенных минеральных образований (ТМО), проводятся мероприятия по обеспечению сохранности их качественного состава и устранению негативного влияния на компоненты окружающей природной среды. Полный комплекс рекультивационных работ на таких объектах осуществляется после их отработки.

На участках, предназначенных для складирования отходов производства, необходимо осуществлять снятие плодородного слоя почвы и доставку его во временные склады. Временные склады почвы следует располагать на сухих местах вблизи объектов последующей рекультивации. Высота их не должна превышать 10 м, а уклон поверхности должен быть не более 0,005%. Для защиты отвалов почвы от ветровой и водной эрозии поверхность их необходимо засеивать многолетними травами. Срок хранения почвы на временных складах не должен превышать 10 лет [2].

Различаются два вида технической рекультивации земель, нарушенных складированием отходов производства:

1 рекультивация накопителей отходов производства, не являющихся источником получения минерального сырья или другой полезной продукции;

2 рекультивация нарушенных земель, освобожденных после отработки ТМО.

Рекультивация по 1-му виду включает следующие основные работы:

- подготовка участка складирования отходов производства (корчевка деревьев, срезка кустарников, уборка камней, осушение и т.д.);
- снятие плодородного слоя почвы и потенциально-плодородных пород;

- погрузка и транспортирование плодородного слоя почвы и потенциально плодородных пород на временный склад или непосредственно на рекультивируемую поверхность;

- грубая и чистовая планировка поверхности накопителя отходов производства;

- выполаживание и террасирование откосов;

- устройство, при необходимости, дренажных, водоотводящих и оросительных сетей;

- нанесение потенциально плодородных пород и плодородного слоя почвы на спланированные поверхности и откосы накопителя отходов производства;

- создание экрана из капилляропрерывающих или нейтрализующих материалов при наличии в основании рекультивационного слоя токсичных пород;

- создание и улучшение структуры рекультивационного слоя, мелиорация токсичных пород и загрязненных почв, если невозможна их засыпка слоем потенциально плодородных пород.

Рекультивация по 2-му виду включает:

- подготовку участка для размещения ТМО;

- снятие плодородного слоя почвы и потенциально-плодородных пород;

- размещение плодородного слоя почвы и потенциально-плодородных пород на временных складах;

- планировку (грубую и чистовую) площади, освобожденной от ТМО;

- нанесение потенциально плодородных пород и плодородного слоя почвы на освобожденную от ТМО и спланированную поверхность.

Покрытие поверхности почвенным слоем и потенциально плодородными породами производится не ранее, чем через 1,5-2 года на отвалах, формируемых по бестранспортной системе и не ранее, чем через 1 год на бульдозерных и экскаваторных отвалах (после их усадки).

Направление механизации рекультивационных работ выбирают конкретно для каждого предприятия в зависимости от технологии производства добычи полезных ископаемых, системы разработки объема работ, типа складированных отходов производства [3].

Биологический этап рекультивации должен производиться после полного завершения технического этапа.

При проведении биологического этапа рекультивации должны быть учтены требования к рекультивации земель по направлениям их использования.

В зависимости от категории пригодности пород, почвенных и природно-климатических условий, а также выбранного вида освоения применимы следующие способы рекультивации накопителей отходов производства:

- нанесение на рекультивируемые грунты плодородного слоя почвы или слоя лессовидных суглинков (30-120 м) с применением комплекса минеральных удобрений;

- непосредственная обработка рекультивируемых грунтов с проведением мелиоративных работ (известкование, внесение минеральных удобрений, мелиоративные севообороты);

- непосредственная обработка рекультивируемых грунтов с использованием биоактивирующих препаратов и активных штаммов почвенных организмов.

После завершения всего комплекса рекультивационных работ восстановленные земли и прилегающая к ним территория должны представлять собой рационально организованный и экономически сбалансированный устойчивый ландшафт.

Литература

1 Самурин А.Д., Обьедкова В.А. и др. Ландшафтная рекультивация /Горный журнал, 1992, № 3.

2 Ялтанец И.М. Проектирование открытых гидромеханизированных и дренажных разработок месторождений. М.: Недра, 1984. - 230 с.

3 Уманец В.Н., Завалишин В.С., Когут А.В. и др. Оптимизация освоения техногенных минеральных ресурсов и формирования природно-промышленных ландшафтов. Алматы: Изд-во ИГД им. Д. А. Кунаева РГП «НЦ КПМС РК», 2005. - 208 с.

Джаксаликов К.О., Оразалин О.Д.

МЕТОД ПРОГНОЗИРОВАНИЯ И ОПТИМИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВ

Бұл мақала біркелкі нәтижелі топтарды жасаудың негізгі технологиялық көрсеткіштеріне болжам жасау барысында алшақтату сипаттамаларын пайдаланудың ерекшеліктерін атап көрсетуге негізделген. Біркелкі топтардың статистикалық мәліметтерін әр түрлі үлгілермен шамалау негіздері бойынша алшақтату сипаттамаларын құрудың әдістері мен бағдарлама кешендері қарастырылған.

В статье обосновываются преимущества использования характеристики вытеснения для прогнозирования основных технологических показателей разработки продуктивных пластов. Рассматриваются методика и комплекс программ для построения характеристик вытеснения посредством аппроксимации статистических данных пласта различными моделями.

In this article the advantages of the feature excluding usage for predicting the basic technological indicators of productive layers development has been discussed. And also the methods of complex programs for feature exclusion composition by means of approximation of static data of the layer has been reviewed by different types of methods.

Для прогнозирования уровня добычи нефти и других технологических показателей разработки продуктивных пластов (модель пласта) по группе скважин (взаимодействующих через пласт) или для отдельной (конкретной или осредненной для рассматриваемой группы) действующей добывающей скважины (модель скважины) на практике часто используют характеристику вытеснения (характеристика заводнения, кривая обводнения) – зависимость накопленной добычи нефти ΣQ_n от накопленной добычи жидкости $\Sigma Q_{ж}$.

Сопоставление [8] характеристик вытеснения различных объектов разработки в безразмерном виде позволяет сравнивать эти объекты, выявлять причины и факторы, влияющие на характер выработки запасов нефти.

Для описания характеристики вытеснения существует множество моделей, в наиболее общем виде ее можно представить:

$$\Sigma Q_n = A_j + B_j \cdot \ln(\Sigma Q_{ж}) + C_j \cdot (\Sigma Q_{ж})^{D_j}$$

где: A_j , B_j , C_j , D_j – коэффициенты, определяемые по накопленным статистическим данным методом наименьших квадратов для каждого j – периода эксплуатации (от одного мероприятия до следующего мероприятия).

Модель по отдельному участку пласта, эксплуатируемого отдельной скважиной, можно считать неизменной только при постоянных значениях его структурных и параметрических характеристик. То есть при любом существенном геолого-техническом воздействии на пласт (гидроразрыв пласта, дополнительная перфорация, изоляционные работы, длительный простой и пр.) его характеристики изменяются, а значит и его модель будет другой. В таких случаях для этих пластов отдельных скважин следует рассматривать кусочную (j-кусочную, или, по меньшей мере, 2-кусочную) характеристику вытеснения. При построении характеристики вытеснения для отдельного пласта скважины в качестве делиматора (разделителя) можно принять момент прорыва воды по этому пласту (пропластку).

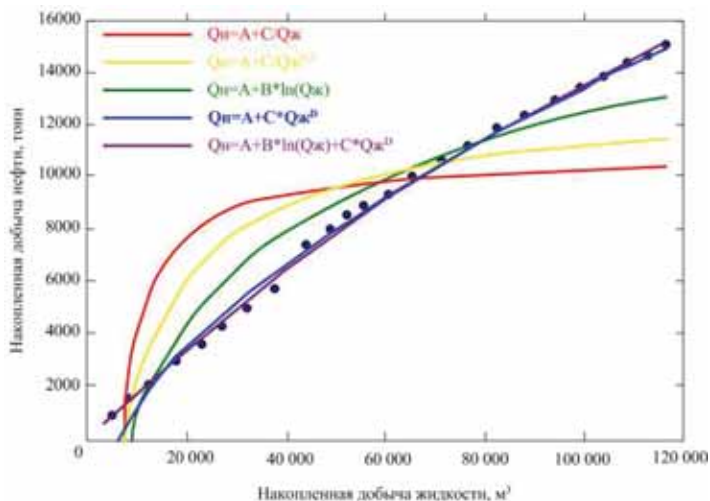


Рисунок 1 – Частные случаи характеристики вытеснения

Многочисленные промысловые данные по скважинам показывают, что предложенная модель пласта (характеристика вытеснения) наиболее универсальна. Обычно на месторождениях для прогнозирования показателей разработки при заводнении залежей нефти используются частные случаи этой характеристики вытеснения (рисунок 1), которые представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Частные случаи характеристики вытеснения

№ п.п.	Автор модели (методики)	Формулы	Определяемые параметры	Коэффициенты
1	Сазонов Б.Ф.	$\Sigma Q_n = A + B \cdot \ln(\Sigma Q_{ж})$	A, B при lg, B · 2,3	C = 0
2	Камбаров Г.С.	$\Sigma Q_n = A + C / \Sigma Q_{ж}$	A, C	B = 0, D = - 1
3	Пирвердян А.М.	$\Sigma Q_n = A + C / (\Sigma Q_{ж})^{0,5}$	A, C	B = 0, D = - 0,5
4	Орлов В.С. Ревенко В.М. Амелин И.Д. Казаков А.А.	$\Sigma Q_n = A + C \cdot (\Sigma Q_{ж})^D$	A, C, D	B = 0
5	Леонов В.А.	$\Sigma Q_n = A_j + B_j \cdot \ln(\Sigma Q_{ж}) + C_j \cdot (\Sigma Q_{ж})^{D_j}$	A, B, C, D	

Разработана методика и комплекс программ для построения характеристик вытеснения посредством аппроксимации статистических данных пласта (рисунок 2) различными моделями:

В частности:

- четырех-параметрическая комбинированная модель 5, приведенная в таблице;
- степенные [1,3] пяти [1] -, шести [3]- и семи [3]- параметрические модели пласта.
- экспоненциальные двух- трех- и четырех- параметрические модели пласта [2, 4, 5, 6].

Степенные модели дают наименьшую погрешность в относительно широком диапазоне обводненностей (в том числе и на начальной стадии разработки), а экспоненциальные модели лучше описывают физику процесса выработки эксплуатационного объекта.

Темп обводнения эксплуатационного объекта характеризуется также сравнением линейных зависимостей от накопленной добычи жидкости водонефтяных факторов (ВНФ)д и (ВНФ)з, полученным как отношение, соответственно, добываемой и закаченной (нагнетаемой) накопленной воды к накопленной добычи нефти [2] и [5].

Анализируя данные модели можно определить эффективность геолого-технического мероприятия. Например, при гидроразрыве пласта эффективность чаще всего обусловлена интенсификацией работы

скважины, а при внедрении технологии одновременно-раздельной разработки эксплуатационных объектов – повышением нефтеотдачи.

В правилах разработки нефтяных и газонефтяных месторождений (1987) под эксплуатационным объектом понимают «продуктивный пласт, часть пласта или группу пластов, выделенных для разработки самостоятельной сеткой скважин». Предлагается [2] дополнить это понятие следующим уточнением ... «и имеющих возможность дифференцированного управления фильтрационными потоками». Это дополнение необходимо поскольку:

- если при совместной эксплуатации нескольких пластов, некоторые из этих пластов вообще не охвачены воздействием, например из-за низкой проницаемости или из-за невозможности создать на них предельный градиент давления, то вряд ли их можно относить к эксплуатационным объектам, так как в этом случае они ничем не отличаются от неперфорированных пластов;

- если через одну нагнетательную скважину воздействуют на два неоднородных по проницаемости и гидравлически изолированных друг от друга пласта двумя различными репрессиями, а со стороны добывающих скважин на те же пласты, также создают совершенно независимые значения депрессий, то эти пласты можно и следует рассматривать как отдельные эксплуатационные объекты разработки.

Аппроксимация характеристики вытеснения

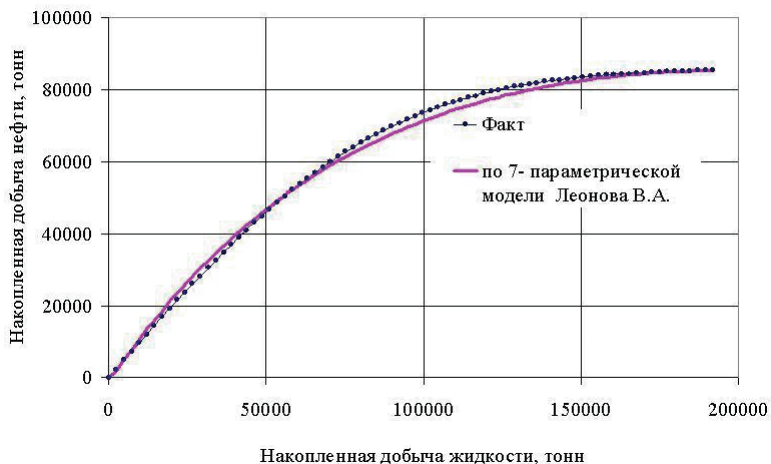


Рисунок 2 – Аппроксимация характеристики вытеснения

Предлагаемая методика позволяет делать прогнозы по изменению:

- дебитов добывающих скважин;
- полей пластовых давлений;
- фильтрационных свойств околоскважинных зон.

Позволяет оценить эффективность проводимых и планируемых геолого-технических мероприятий. Позволяет корректировать характеристику вытеснения по модели [5] в зависимости от количества глушений скважин и проницаемости (удельного коэффициента продуктивности).

Для оценки эффективности [2] и оптимизации процесса заводнения на отдельном эксплуатационном объекте многопластового месторождения используется отношение прироста накопленной добычи нефти из этого объекта к изменению накопленной закачки в него через нагнетательные скважины.

На основе существующих характеристик вытеснения по скважинам предложен способ адаптивной разработки месторождения [1, 7], направленный на максимальное извлечение нефти из пластов. При этом по скважинам выбираются технологические режимы, оптимизирующие интенсивность с учетом геолого-технических мероприятий и ресурсосберегающих технологий (материалов):

- отбора пластового флюида для добывающих скважин;
- закачки воды для нагнетательных скважин.

Часто для повышении эффективности работы скважины достаточно отключить (вскрывааемый ею) выработанный (обводненный), как правило, наиболее проницаемый пласт (пропласток), например путем изоляции пласта с помощью пакерной секции по технологии одновременно-раздельной разработки эксплуатационных объектов.

Однако в общем случае отбор пластового флюида из каждого пласта каждой добывающей скважины и закачка воды в нагнетательные скважины, взаимодействующие с ней через соответствующие пласты, должны производиться пропорционально запасам нефти, дренируемым данной скважиной.

Литература

1 Леонов В.А. Способ адаптивной оптимизации пластового давления. Тезисы доклада научно-практической конференции VIII Международной специализированной выставки «Нефть, газ. Нефтехимия – 2001» «Новейшие методы увеличения нефтеотдачи пластов – теория и практика их применения». 2001 г., с. 36-42.

2 Леонов В.А. Доклад на заседании Нижневартковского отделения Общества нефтяных инженеров Society Petroleum Engineers «Одновременно-раздельная эксплуатация нескольких пластов одной сеткой скважин для повышения их нефтеотдачи» 2001 г., с.24

3 Леонов В.А. Разукрупнение объектов разработки как метод повышения нефтеотдачи. Вестник недропользователя. ХМАО №18, 2007, стр.57-62

4 Леонов В.А. Разукрупнение объектов разработки как средство адаптации гидродинамических моделей. Технологический форум SIS GeoQuest. Сочи – 2002 г.

5 Леонов В.А. Влияние межремонтного периода на темп обводнения добываемой продукции в низкодебитных скважинах. //Определение оптимальных границ применения различных видов оборудования скважин, с учетом экономических показателей (Заседание секции НТС Миннефтегазпрома).Тюмень. 1991 г. стр. 76

6 Медведский Р.И., Коровин К.В., Севастьянов А.А. Прогнозирование из пластов двойной средой. Вестник недропользователя. ХМАО № 15, 2005.

7 Гусев М.И., Леонов В.А. Об управлении технологическими режимами работы нефтедобывающего комплекса. Известия института математики и информатики Удмуртского государственного университета, 3, 2006, с. 25-26.

8 Токарев М.А., Ахмерова Э.Р., Газизов А.А, Денисламов И.З.: Анализ эффективности применения методов повышения нефтеотдачи на крупных объектах разработки // Учеб.пособие.-Уфа: Изд-во УГНТУ, 2001.- 115с.

Орынгожин Е.С., Шукманова А.А., Казангапов А.Е.,
Бисенгалиева Д.И., Абильханов Е.

РЕАГЕНТНОЕ СНИЖЕНИЕ ВЯЗКОСТИ НЕФТИ

ОА «Бозашымұнай» арнайы қондырғысында сыналған жылуды жоғарылататын әдісі күкіртті қосылыстар бөлінген соң мұнайдың тұтқырлығын 1,4-1,6 есе азайтады, мұнай өндіруді өсіреді, мұнай өндіру кәсіпорнының қызмет көрсету мерзімін ұлғайтады және мұнай бергіштік коэффициентін 0,6-0,8-ге өсіруге мүмкіндік береді.

Разработанный нами тепловой метод, испытанный на специальной установке ОА «Бузачинефть», позволяет значительно уменьшить вязкость нефти после выделения серосодержащих соединений в 1,4-1,6 раз, увеличить добычу нефти, продлить срок существования нефтедобывающих предприятий и довести коэффициент извлечения нефти, практически, до 0,6-0,8.

The worked out by us thermal method tested on the special setting of OA «Buzachineft» allows considerably to decrease viscosity of oil after the selection of sulfur-containing connections 1,4-1,6 times ,also to increase extracting of oil, prolong the term of existence of oil-extracting enterprises and lead to the coefficient of extraction of oil, practically, to 0,6-0,8.

На территории Казахстана известны десятки нефтяных месторождений, залегающих до глубин - свыше 1000 м. Коэффициент извлечения на этих месторождениях не превышает 0,3-0,4. После извлечения нефти из этих месторождений по современной технологии в недрах остаётся еще более половины запасов [1].

Следует отметить, что разработанный нами тепловой метод особенно предпочтителен для разработки месторождений с высоковязкими тяжелыми нефтями, залегающими на сравнительно небольших глубинах, так как в большинстве случаев, при добыче известными способами, особую трудность составляет извлечение именно такого сорта нефти.

Применение тепловых методов позволяет снизить вязкость нефти и, тем самым, увеличить нефтеотдачу. Ограничением тепловых методов является глубина залегания пласта, поскольку при движении по насосно-компрессорной трубе закачиваемый агент остывает.

С целью повышения теплоемкости закачиваемого агента и, тем самым, расширения диапазона и повышения технико-экономических характеристик теплового воздействия (паротеплового, внутрипластового горения, закачки горячей воды, термохимического воздействия) и нефтеотдачи пластов, были предложены добавки в закачиваемый агент [2]. Так, в перегретый пар, полученный из растворов углекислого и двууглекислого аммония, были введены добавки ароматических

углеводородов и элементарной серы. При добавлении ароматических углеводородов в паровую фазу, повышается удельная теплоемкость нагретаемого пара, поэтому возможно существенное увеличение энергоемкости рабочего агента. Кроме того, снизить вязкость нефти можно уменьшением длины асфальтеновых наноагрегатов. Добавление ароматики способствует растворению асфальтенов, что снижает вязкость нефти и должно способствовать повышению нефтеотдачи пластов. В результате добавки элементарной серы при повышенных температурах разрываются связи в молекулах высокомолекулярных углеводородов алифатического ряда (уменьшается длина асфальтеновых наноагрегатов), что также способствует снижению вязкости нефти.

Опыты по определению эффективности предлагаемого способа проводились на специальной установке ОА «Бузачинепть», состоящей из модели пласта и приспособлений, предназначенных для охлаждения, сепарации, сбора и замера нефти и воды.

Модель пласта набивалась песчаником, аналогичным Бузачинскому месторождению, содержащему высоковязкую нефть, близкую по свойствам к битумам. Проницаемость по воде составила 5,0 мкм². После насыщения модели высоковязкой нефтью общая нефтенасыщенность составила 0,81.

Эксперименты с применением пара, полученного из раствора углекислого аммония и ароматических углеводородов, показали увеличение выхода нефти (коэффициента вытеснения) на 15,5% с 75,5% до 91%, по отношению к закачке пара без добавок. Эксперименты с дополнительной добавкой серы показали, что выход нефти увеличивается еще на 3%.

Для выделения серосодержащих соединений после добычи нефти может быть использован ряд реагентов, взаимодействующих с меркаптанами, сульфидами, сероводородом и другими серосодержащими компонентами нефти с образованием сульфида железа и газовой фазы, которую составляют окись углерода CO и водород H₂. Серосодержащие соединения обладают значительными дипольными моментами, ввиду чего их молекулы ассоциированы, что увеличивает вязкость нефти. После разрушения серосодержащих соединений вязкость нефти снижается.

Эксперименты показали, что уменьшение вязкости нефти после выделения серосодержащих соединений в 1,4-1,6 раз, также приведет к увеличению нефтеотдачи. Расчетная оценка увеличения нефтеотдачи за счет реагентного уменьшения вязкости нефти показала, что для условий лабораторного вытеснения нефти и для промысловых условий прирост нефтеотдачи составит 4% и 7%, соответственно.

Таким образом, разработанный способ, испытанный на специальной установке ОА «Бузачинепть», позволяет значительно уменьшить вязкость нефти после выделения серосодержащих соединений в 1,4-1,6 раз, увеличить добычу нефти, продлить срок существования нефтедо-

бывающих предприятий и довести коэффициент извлечения нефти практически до 0,6-0,8.

Литература

1. Патент РК. №2008/0001.1 от 03.01.2008. Способ разработки высоковязкой нефти. Орынгожин Е.С. и др.
2. Молдабаева Г.Ж. Шахтно-скважинный способ добычи нефти. Научно-техническое обеспечение горного производства. Труды, том 79, 2010, с.189-191.

Гуменников Е.С, Жалгасулы Н., Казбекова Г.К.

К ВОПРОСУ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭЛЕКТРОРАЗРЯДНОГО ПРИВОДА ДЛЯ ЭКСПЛУАТАЦИИ ГЛУБОКИХ СКВАЖИН

Мақалада электрлі дүркін-дүркін ажыратқыш жетек негізінде қышқылды – сілтілі ортада жұмыс атқаратын тереңнен сұйық айдайтын сораптың зертханалық сынақтан алынған мәліметтері берілген.

В статье приводятся лабораторные экспериментальные данные по конструкции глубинного насоса, работающего на принципе электроразрядного привода в кислотно-щелочной среде.

The paper contains the laboratory experimental data for the designing of depth pump working according to the principle of electrical drive in acid-base environment.

На отработке месторождений с глубиной залегания более 1000 м методом подземного выщелачивания существует техническая проблема откачки на поверхность продуктивных растворов. Метод выжимания продуктивных растворов выщелачивания на поверхность искусственным подпором имеет существенный недостаток, так как ведёт к потере раствора и к загрязнению пластовых вод.

Экономически и экологически более целесообразным является метод откачки глубинными центробежными насосами. Однако с глубины более 1000 м глубинные насосы не применяются из-за ряда конструктивных ограничений, связанных с прочностью материалов и надёжностью уплотнений подвижных частей.

Авторами разработано устройство глубинного насоса без подвижных частей, работающего на принципе электроразрядного привода в кислотно-щелочном растворе, в котором периодически производятся электрические разряды в межэлектродных зазорах при напряжении до 1000 В.

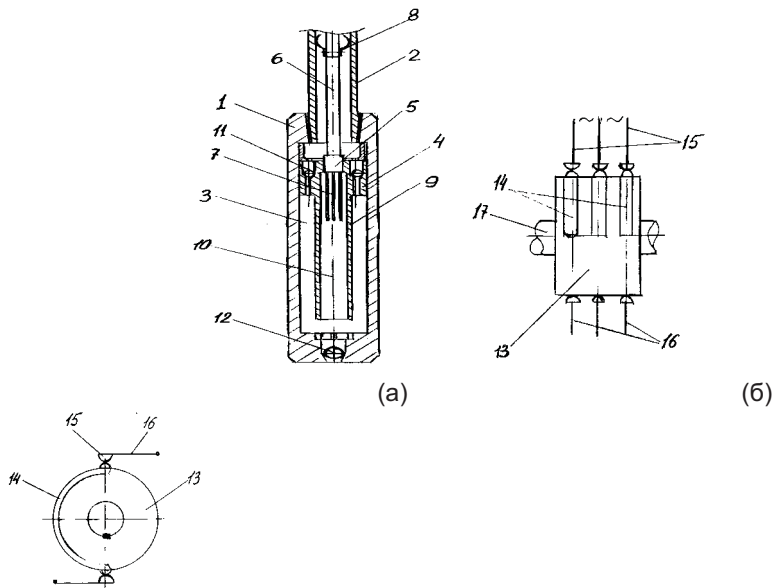
Новая конструкции электроразрядного насоса состоит из корпуса в виде вертикально установленного патрубка с всасывающе-нагнетательной камерой, а также всасывающими и нагнетательными клапанами. В верхней части всасывающе-нагнетательной камеры размещён электрический разрядник, который связан электрокабелем с наружным питающим устройством. Питающее устройство подаёт периодическую нагрузку на электроразрядник с помощью регулируемого трёхфазного контактора. Сам электрический разрядник установлен в трубчатом колоколе, который размещается во всасывающе-нагнетательной камере.

Использование колокола, объём которого максимально приближается к объёму всасывающе-нагнетательной камеры, позволяет максимально ис-

пользовать энергию высокого давления, которое образуется мощной электроразрядной вспышкой. При этом будет вытесняться соответствующая порция щелочного раствора в напорный трубопровод.

Периодическая подачи электроэнергии на электроразрядник, также обеспечивает повышение производительности насоса за счёт более полного погружения электродов в откачиваемую жидкость. Это погружение обеспечивается регулируемым контактором, которым задаётся время всасывания на полный объём колокола.

На рисунке 1 «а» показан общий вид насоса.



(в) трубчатый корпус; 2 – нагнетательный трубопровод; 3- всасывающе-нагнетательная полость; 4 – разделительный цилиндр; 5- обойма; 6- питающий кабель; 7- электроды; 8 – распоры фрикционные; 9 - колокол; 10 – полость колокола; 11 – нагнетательные клапаны; 12 - всасывающий клапан. 13- цилиндр-изолятор; 14 - полуобод металлический; 15 – размыкатель; 15, 16 – подводящие и отводящие проводники; 17 – вал низкооборотный

Рисунок 1 - Глубинный насос

Насос включает в себя трубчатый корпус 1, соединённый с выдающим трубопроводом 2 любым известным способом. В верхней части всасывающе-нагнетательной камеры 3 запрессован разделительный цилиндр 4, по оси которого запрессована обойма 5 с питающим кабелем

6. В обойме жилы кабеля разделяются и соединяются с электродами 7. При большой глубине откачки на кабель 6 крепятся рассредоточено по высоте упругие фрикционные распоры 8 для нейтрализации массы кабеля. Разделительный цилиндр снизу оборудован трубчатым колоколом 9, в полости которого 10 размещены электроды 7. Как пример конкретного исполнения колокол 9 может быть выполненным заодно с разделительным цилиндром 4. Тело цилиндра 4 снабжено концентрическим рядом каналов с нагнетательными клапанами 11. Нижняя часть корпуса 1 снабжена всасывающим клапаном 12.

На рисунках «б» и «в» схематично показан электроконтактор периодического действия, который, состоит из цилиндрического изолятора 13, закрепленных на половине его боковой поверхности металлических полостей 14, контактов питающей линии трёхфазного тока 15 и отходящих контактов 16 питания электроразрядника. Цилиндрический изолятор 13 насажен на вал 17, который связан с вращательным регулируемым приводом (не показан).

Начало работы задаётся вращающимся с постоянной заданной скоростью контактором 13. При этом вся полость насоса заполнена откачиваемой жидкостью. При замыкании контактов 15 и 16 между электродами 7 возникает электрический разряд с мощностью, соответствующей мощности питания и контактной площади электродов 7. Жидкость под давлением испарившейся воды и нефти выжимается через клапаны 11 в выдающий трубопровод 2. Далее при повороте цилиндра и прерывании электропитания на половине его окружности идёт всасывание новой порции жидкости за счёт конденсации отработанных газов. Охлаждение этих газов идёт значительно интенсивнее за счёт участия в этом процессе всех стенок устройства. Далее цикл повторяется.

Устройство не имеет движущихся частей и обладает весьма мощным механизмом нагнетания. Развиваемый напор от действия электроразряда может достигать 50 и более МПа. При этом мощность электроразряда может быть в пределах от 400 до 600 кДж. При частоте импульсов 15 имп/мин и глубине скважины 1500 м и КПД теплового процесса 0,45 часовая производительность глубинного насоса составит порядка 11 м³.

Авторами проведены исследования экспериментальных устройств нагнетателей, у которых в лабораторных условиях гидростатическое противодействие в скважине заменено на массивный инерционный поршень.

Силовая характеристика устройства:

- 1) Напряжение сети 380 В;
- 2) Расстояние между электродными обкладками в паро-ионной камере 4мм;
- 3) Площадь электродов суммарная 86 см²;
- 4) Рабочий электролит - 1,5% водный раствор хлорида натрия.

Действующая модель предусматривает следующие параметры и характеристики:

- 1) Температура перегрева водяного пара (T) – 550 °C;
- 2) Давление в перегревательной камере (P) – 65 МПа;
- 3) Объем перегреваемой жидкости (Q_1) – 0,065 л;
- 4) Масса нагнетаемой жидкости за импульс – 0,5 кг;
- 5) Объем расширения перегретого пара при канализации (V) – 5,5 л.

Согласно уравнению газового состояния имеем:

$$P \cdot V = R_0 T;$$

где R_0 – газовая постоянная, равная 461,5 для водяного пара, кДж/кг · град.

Кинетическая энергия перегретой субстанции (W):

$$W = m \cdot R_0 \cdot T / (k - 1), \text{ Дж},$$

где m – масса объема перегреваемой жидкости, равная 65г;

k – отношение удельной теплоемкости по давлению, отнесенная к удельной теплоемкости по объему, для данного случая $k = 1,25$.

Подставляя значения, имеем $W = 0,065 \times 461,5 \times 973 / (1,25 - 1) = 117130$ Дж = 117 кДж.

Адиабатический объем расширения при канализации (e^k):

$$e^k = U_2 / U_1^k = (5,5 / 0,5)^{5/4} = 20.$$

Выхлопное давление ($P_{\text{выл}}$):

$$P_{\text{выл}} = 60 / 20 = 3 \text{ МПа},$$

Температура выхлопа ($T_{\text{выл}}$):

$$T_{\text{выл}} = T \cdot (P_{\text{выл}} / P)^{k-1}.$$

Откуда: $T_{\text{выл}} = 457 \text{ °K} = 184 \text{ °C}$.

Полезная энергия ($W_{\text{пол}}$) равна:

$$W_{\text{пол}} = 0,065 \cdot 463 \cdot (973 - 457) / (1,25 - 1) = 62116 \text{ Дж} = 62,1 \text{ кДж}$$

Идеальный КПД процесса равен 0,5.

Определение динамических параметров выстрелов выполнено стрельбой по баллистическому маятнику с массой 150 кг, подвешенного на канате длиной 1,5 м. По углу отклонения маятника после выстрела определялась скорость, ударный импульс и энергия снаряда.

В процессе экспериментов варьировалось давление в пароперегревательной камере. Масса выстреливаемой воды в каждом импульсе была неизменной – 1,5 кг.

Полученная в результате механическая энергия жидкого снаряда от соударения высокоэнергичного передаточного поршня близко соответствует энергетическим параметрам накопительной камеры в точной зависимости от её давления.

Данные опытов сведены в таблицу 1.

Таблица 1 – Зависимость энергии водяного снаряда от давления в пароперегревательной камере

№ замера	Максимальный угол отклонения маятника, град.	Энергия снаряда, Н.м	Давление в пароперегревательной камере, МПа
1	21,2	21360	30
2	25,8	25000	35
3	27,0	28000	40
4	29,8	31600	55
5	31,0	34000	50

КПД выстрелов фактически достигло 94% от расчётного.

Предлагаемая конструкция глубинного насоса с электроразрядным приводом не имеет подвижных деталей и способна работать практически на любой глубине скважины, заполненной жидкостью.

Производительность насоса прямо пропорциональна подводимой электрической мощности и обратно пропорциональна глубине скважины, поскольку с увеличением статического давления жидкости приводит к увеличению сжатия паро-электромагнитной сферы разрядной вспышки, за счёт которой обеспечивается порционный объём откачиваемой жидкости.

Литература

- 1 Малюшевский П.П. Основы разрядно-импульсной технологии.- Киев: Наукова думка, 1983.-272с.
- 2 Комин А.В., Кучинский В.Г. Мощные импульсные источники питания. - Л: НИИЭФА, 1978. – 225 с.
- 3 Ларионов Б.А, Спевачова Ф.М., Столов А.М., Азизов Э.А. Проблемы накопления и преобразования электромагнитной энергии в импульсных системах питания с индуктивными накопителями.// Физика и техника мощных импульсных систем. - М: Энергоатомиздат, 1987. - С.66-103.
- 4 Кузовлёв В.А. Техническая термодинамика и основы теплопередачи. – М: Высшая Школа, 1983 – 248 с.

Гуменников Е.С., Жалгасулы Н.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ЭЛЕКТРОЗАРЯДНЫХ ПРОЦЕССОВ В СРЕДЕ СЛАБЫХ ЭЛЕКТРОЛИТОВ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ СВЕРХЗВУКОВОГО РАЗГОНА ПОРЦИИ ЖИДКОСТИ

Мақала өте қатты жерасты жынысы жағдайында қазбаларды жүргізуде қолданылатын қондырғының камерасындағы электролит сұйығын қыздырып арқылы атқанда жылдамдығы дыбыстан жоғары болатындай конструктивті үлгісін жасауға арналған.

В статье дается метод быстрого перегрева порции слабого электролита в сверхзвуковом электроразрядном устройстве, которой входит в разрабатываемый комплекс высокоэффективного и экологически чистого породоразрушающего механизма, работающего в поточном режиме при проходке подземных выработок по крепким породам.

The paper proposes the method of rapid overheating of the portion of weak electrolyte in supersonic electric device which is included in the developed complex of highly efficient and environmentally friendly rock-destroying mechanism working in-line mode at the underground road-heading in hard rocks.

Объект исследования – паро-ионный метод мгновенного перегрева порции слабого электролита в электроразрядном устройстве и его возможности для сверхзвукового ускорения водяного снаряда заданной массы.

Цель исследований – внутриагрегатное обеспечение требуемой кинетической энергии водяного снаряда для разрушения крепких горных пород.

Принятая методология исследований заключается в практическом подтверждении данных теоретических расчётов в области термодинамики процессов высоких энергий в ходе испытаний гидроимпульсного устройства.

Перегрев слабого электролита осуществлялся в процессе мощного электрического разряда, обеспечивающего ионизацию молекул H_2O с наложением пробойного тока в электролите [1].

Процесс осуществляется в изолированной камере, которая имеет мощную контрсиловую податливость к расширению объема. При этом расширение объема обеспечивается в диапазоне сверхкритических значений для перегретой паро-ионной субстанции по давлению и температуре.

Для решения поставленной задачи выполнен значительный объем опытно-конструкторских работ по созданию различных технологических

схем и экспериментальных устройств, с которыми затем производились серии экспериментов.

Результатами исследований являются:

а) получение экспериментальных подтверждений расчетов оптимальных силовых параметров ионно-плазменного генератора в среде слабого электролита;

б) экспериментальное подтверждение работоспособности схем внутриагрегатной энергопередачи от паро-ионного генератора водяному снаряду;

в) получены эмпирические данные основных силовых параметров устройств на выходе. Выполнен анализ полученных данных в сравнении с расчетными.

Полученные оптимальные данные из вариантов сравнения будут положены в основу создания высокоэффективного и экологически чистого породоразрушающего привода в поточном режиме.

Настоящее теоретическое исследование с подкреплением практическими результатами испытаний является основанием для прогнозирования и создания сверхмощного, экологически чистого и при этом малогабаритного привода преимущественно для горной промышленности. Результат работы позволит решить весьма важную прикладную задачу по переводу подземных горнодобывающих предприятий на безвзрывной поточный метод, а также при строительстве крупных подземных транспортных сооружений.

В процессе исследований выполнены теоретические расчёты и сделано опытное подтверждение расчётных данных по электроразрядному перегреву слабого электролита и взаимодействию полученной паро-ионной субстанции с водяным снарядом. При этом были решены следующие сопутствующие проблемы:

- обоснована и решена проблема нейтрализации гидродинамических ударов при включении в силовую цепь;
- обоснована и решена проблема накопления тепловой энергии при непрерывном электрическом разряде в потоке слабого электролита;
- обосновано и получило экспериментальное подтверждение силовая характеристика взаимодействия паро-ионного энергоносителя с водяным снарядом посредством свободного массивного поршня.

Действующая модель электроразрядного гидропривода предусматривала следующие параметры и характеристики:

- 1 Температура перегрева водяного пара - 550 °С;
- 2 Давление в перегревательной камере - 65 МПа;
- 3 Объём перегревательной камеры - 0,5 л.;
- 4 Перегреваемая масса жидкости - 0,065 кг;
- 5 Масса заряжаемой жидкости - 0,5 кг;
- 6 Масса разгонного ударного поршня - 10 кг;
- 7 Высота поршня - 250 мм;
- 8 Проходной диаметр разгонного ствола - 80 мм;

- 9 Длина ствола - 1200 мм;
- 10 Длина пробега энергопередаточного поршня - 850 мм;
- 11 Диаметр расходного сопла - 40 мм. (8 = 12,56 см)

$$P \cdot U = K_0 T, \quad (1)$$

где R_0 - газовая постоянная, равная 461,5 для водяного пара, кДж/кг – град.

Кинетическая энергия перегретой субстанции (W):

$$W = m \cdot R_0 \cdot T / (\kappa - 1), \text{ Дж}, \quad (2)$$

где m - масса объема перегреваемой жидкости, равная 65г;

κ - отношение удельной теплоемкости по давлению, отнесенное к удельной теплоемкости по объему [2], для данного случая $\kappa = 1,25$.

Подставляя значения, имеем $W = 0,065 \times 461,5 \times 973 / (1,25 - 1) = 117130 \text{ Дж} = 117 \text{ кДж}$.

Адиабатический объем расширения при канализации (e^k):

$$e^k = U_2 / U_1^k = (5,5 / 0,5)^{5/4} = 20. \quad (3)$$

Выхлопное давление ($R_{\text{вых}}$):

$$P_{\text{вых}} = 60 / 20 = 3 \text{ МПа}, \quad (4)$$

Температура выхлопа ($T_{\text{вых}}$) рассчитывается по формуле:

$$T_{\text{вых}} = 457 \text{ °K} = 184 \text{ °C}. \quad (5)$$

Полезная энергия ($W_{\text{пол}}$) рассчитывается по формуле :

$$W_{\text{пол}} = 62116 \text{ Дж} = 62,1 \text{ кДж} \quad (6)$$

Идеальный КПД процесса равен 0,5.

Для заданных условий исследования по формулам (1) ÷ (6) рассчитываются следующие характеристики.

Согласно уравнению газового состояния (1) кинетическая энергия перегретой субстанции (W) рассчитывается по (2) и соответственно - $W = 117 \text{ кДж}$.

Адиабатический объем расширения при канализации (e^k) рассчитывается по формуле (3) и соответственно - $e^k = 20$.

Выхлопное давление ($P_{\text{вых}}$) рассчитывается по формуле

$$P_{\text{вых}} = 3 \text{ МПа}. \quad (4)$$

Температура выхлопа ($T_{\text{вых}}$) рассчитывается по формуле

$$T_{\text{вых}} = 457^{\circ}\text{K} = 184^{\circ}\text{C}. \quad (5)$$

Полезная энергия ($W_{\text{пол}}$) рассчитывается по формуле

$$W_{\text{пол}} = 62,12 \text{ кДж}. \quad (6)$$

Идеальный КПД процесса равен 0,53.

С учётом гидродинамических потерь на преобразовании энергии и местных сопротивлений полезная энергия по расчёту меньше идеальной на 12-15 %, т.е. на уровне 50-55 кДж.

Расчётная скорость передаточного поршня рассчитывается по формуле

$$U = \sqrt{2W / m, \text{ м / с}} \quad (7)$$
$$U = 106 \text{ м/с}.$$

Силовая характеристика экспериментального устройства:

- 1 Напряжение сети 380 В;
- 2 Расстояние между электродными обкладками в паро-ионной камере 4мм;
- 3 Активная площадь электродов суммарная 98,6 см²;
- 4 Рабочий электролит - 1,5% водный раствор хлорида натрия.

Определялись параметры выстрелов в соответствии с заданными массой водяного снаряда и ударного поршня средней скорости выброса струи и её ударного импульса. Форма соударения массивного поршня с тонким слоем зарядной воды отвечает наиболее эффективной передаче кинетической энергии водяному заряду [3] .

Определение динамических параметров выстрелов выполнено стрельбой по баллистическому маятнику с массой 150 кг, подвешенного на канате длиной 1,5 м. По углу отклонения маятника после выстрела определялась скорость, ударный импульс и энергия снаряда.

В процессе экспериментов варьировались давление в пароперегревательной камере и расстояние мишени от расходного сопла. Масса выстреливаемой воды в каждом выстреле была неизменной - 0,5 кг.

С целью получения достоверных результатов, при каждом изменении параметров производилось 5 выстрелов. Данные занесены в таблицу 1.

Таблица 1 - Зависимость энергии водяного снаряда от давления в пароперегревательной камере и угла отклонения маятника

№ за-мера	Максимальный угол отклонения маятника, град.	Энергия снаряда, Н.м.	Давление в Пароперегревательной камере, МПа
1	21,2	213600	30
2	25,8	222000	35
3	27,0	238000	40
4	29,8	285600	55
5	31,0	348000	50
6	34,3	395000	55*
7	36,4	428000	60*
8	39,9	460000	65*

Результат испытаний показал высокий рабочий импульс, который по углу отклонения баллистического маятника соответствовал импульсу мощности порядка 55 кДж, т.е. 94% от расчётного значения.

Результатами работы являются обобщение, выбор технического направления и опытное подтверждение расчётных данных по импульсному перегреву рабочей жидкости и её взаимодействию с разрушаемым объектом,

Новое прогнозируемое оборудование для поточного разрушения горных пород предполагает перспективные технические и технологические возможности для применения на подземных горных работах.

На данной стадии исследований доказана возможность создания эффективного и безопасного в эксплуатации электроразрядного привода высокой мощности. Исследуемый процесс с реальным энергопитанием от 630 до 1000 кВт на подземных работах способен испарить и перегреть до 200 г водного раствора за 0,2-0,3 с при достижении давления 65 МПа и с температуры до 550 град С.

При испытании двухконтурного привода с гидромеханическим амортизатором гидроудара и накопительной камерой в экспериментальном устройстве работа выстрела практически достигла 80 кДж.

Исследованием установлено:

а) применение специальных средств амортизации гидродинамического удара от включения в сеть при наличии второго контура питания увеличивает мощность рабочего импульса на 30-35%;

б) двухконтурный привод с использованием накопительной ёмкости высокого давления позволяет увеличивать мощность импульса прямо пропорционально объёму этой ёмкости;

в) повышение частоты колебания тока в питающей сети, а также увеличение напряжения тока повышает выходные параметры гидроимпульсной установки прямо пропорционально изменяемым параметрам.

Опытные серии выстрелов производились с различными средствами взаимодействия энергоносителя и заряда воды в разгонном стволе. Наиболее эффективным из нескольких вариантов определён вариант непосредственного соударения разгонного поршня с порционным зарядом воды.

Здесь получен максимальный КПД теплового процесса порядка 53%.

Исследования направлены на создание научно-технических предпосылок для создания новых высокоэффективных средств для перевода горнорудных предприятий, работающих по крепким абразивным породам и рудам, ориентированных на поточные методы работы.

При испытании двухконтурного привода с гидромеханическим амортизатором гидроудара от электроразрядной вспышки при использовании накопительной камеры работа выстрела достигла 80 кДж. При этом напряжение сети было 380 В, сила тока на обкладках разрядника 400 А.

Соответственно увеличение силовых параметров питания может обеспечить мощность импульса до 500 кДж, что при частоте 30 выстрелов в минуту может обеспечить техническую производительность на отбойке горной массы в поточном режиме до 1 млн т в год одной установкой.

Скорость проходки горных выработок гладкостенным способом может превысить нормативную при существующем буровзрывном способе более чем в 15 раз.

Литература

1 Малюшевский П.П. Основы разрядно-импульсной технологии.- Киев:Наукова Думка, 1983.-272с.

2 Кузовлёв В.А. Техническая термодинамика и основы теплопередачи. -М: Высшая Школа, 1983 - 248 с.

3 Импульсные водометы для разрушения горных пород.- ЦНИИцветмет экономики и информации. Серия: Горное дела. М.1978г

НИКОЛАЙ АЛЕКСАНДРОВИЧ ДРИЖД



29 декабря 2012 г. исполнилось 85 лет Николаю Александровичу Дрижду, Почетному горняку Республики Казахстан, дважды лауреату Государственной премии СССР, крупному руководителю угольной отрасли страны, ученому, доктору технических наук, профессору кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых» Карагандинского государственного технического университета, Почетному гражданину городов Караганды, Шахтинска, Сарани. Николай Александрович родился 29 декабря 1927 г. в городе Балаково Саратовской области, в семье служащего. В 1944 г. поступил в горный техникум, одновременно работая на шахте № 19 горным мастером, помощником начальника участка.

В 1948 г. поступил и в 1953 г. окончил с отличием Днепропетровский горный институт, одновременно работая горным мастером, помощником начальника участка, начальником участка шахты «Юнком» треста «Орджоникидзеуголь» города Енакиево Донецкой области. После окончания института в 1953 г. направлен в комбинат «ВостСиб-уголь», где работал начальником участка, заместителем главного инженера шахты имени Кирова треста «Черемховуголь».

В 1953 г. был откомандирован в комбинат «Карагандауголь», где трудился начальником участка шахты № 37, главным инженером шахты № 101 «Сокурская», начальником шахты № 120 треста «Сарань-уголь», управляющим треста «Сараньуголь» в 1955–1963 гг. С 1963 г. по 1976 г. работал директором шахты № 3 имени Ленина.

С 1976 г. по 1989 г. был генеральным директором производственного объединения «Карагандауголь».

Н. А. Дрижд в этот период большое внимание уделял технике безопасности, улучшению условий труда шахтеров и их быта, обустройству шахтерских городов и поселков, строительству объектов соцкультбыта. В короткие сроки им были переселены из зон подработки 30 тысяч семей. Первым в угольном бассейне он организовал на шахтах и других предприятиях объединения строительство подсобных хозяйств по производству сельскохозяйственной продукции для реализации правительственной продовольственной программы. По его инициативе

под управление объединения был взят ряд совхозов, которым оказывалась значительная помощь в подъеме их хозяйства, что способствовало улучшению продовольственного снабжения шахтеров. Благодаря настойчивости и энергичности Николая Александровича в короткие сроки были сданы в эксплуатацию угольные разрезы «Молодежный» и «Шубаркольский», которые в настоящее время успешно и эффективно работают. Впервые в отрасли было организовано строительство разведочных и эксплуатационных разрезов с бесцеликовым способом охраны подготовительных выработок, разработаны и внедрены высокоэффективные технологии по добыче угля и концентрации производства на базе комплексной механизации горных работ, за что Н.А. Дрижд был удостоен в 1972 г. Государственной премии СССР. Н. А. Дрижд стоял у истоков освоения Борлинского и Шубаркольского угольных месторождений. Свои незаурядные деловые качества, большой организаторский талант руководителя, глубокие инженерные и экономические знания Н. А. Дрижд целеустремленно использовал на всех уровнях руководства угольной отраслью. Он внес значительный вклад в научно-технический прогресс угольной промышленности Казахстана.

В 1989 г. Н.А. Дрижд защитил докторскую диссертацию, имеет 60 авторских свидетельств, более 200 печатных работ. За свою многогранную и плодотворную работу Н. А. Дрижд награжден двумя орденами Ленина, орденом Трудового Красного Знамени, Знаком Почета, 10-ю медалями, он Полный кавалер Знака «Шахтерской славы», Лауреат премии им. А.А. Скочинского, дважды лауреат Государственной премии СССР, Почетный горняк РК, Почетный гражданин городов Караганды, Шахтинска, Сарани.

С 1989 г. и по настоящее время Николай Александрович работает профессором кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых» КарГТУ. Его богатый производственный опыт горного инженера, крупного руководителя и ученого, позволяют ему на высоком педагогическом и профессиональном уровне вести подготовку квалифицированных бакалавров, магистрантов и PhD-докторантов горного дела. Во все виды проводимых учебных занятий он вносит элементы творчества. Лекции характеризуются высоким профессиональным уровнем, вызывают живой интерес у студентов и способствует вовлечению их в активную работу на практических и лабораторных занятиях. При непосредственном участии Н. А. Дрижда на кафедре создан учебный полигон, где представлены действующие образцы горно-шахтного оборудования, обеспечивающего приобретение студентами определенных практических навыков.

Н..А. Дрижд является членом диссертационного совета по защите PhD -докторских и магистерских диссертаций, участник многих международных и республиканских симпозиумов и конференций. Он активно занимается общественной деятельностью, являясь членом дисциплинарного совета при областном акимате и группы по разработке концеп-

ции реструктуризации, диверсификации шахтного и карьерного фонда Карагандинского бассейна, председатель Общественной дисциплинарной комиссии Карагандинского государственного технического университета.

Коллектив Карагандинского государственного технического университета, руководство, директорский корпус и специалисты Угольного департамента АО «АрселорМиттал Темиртау», профсоюз «Коргау», все шахтеры и ветераны Карагандинского угольного бассейна, а также руководство и коллектив Института горного дела им. Д.А. Кунаева сердечно поздравляют **Николая Александровича Дрижда с 85-летием** и желают ему отличного здоровья, успехов, благополучия в семье и счастья!

АБДУЛЛА МЕНГАЗОВИЧ СИРАЗУТДИНОВ



16 ноября 2012 г. исполнилось 100-лет со дня рождения А. М. Сиразутдинова, видного ученого-горняка, доктора технических наук, профессора, крупного специалиста в области технологии горных работ, комплексного использования минерального сырья и технико-экономической оценки месторождений полезных ископаемых. Он родился 16 ноября 1912 г. в г. Чусовая, Пермской области. Окончив в 1930 г. школу ФЗУ при Чусовском металлургическом заводе непродолжительное время работает электрослесарем на Уралмашзаводе.

В 1934 г. после окончания рабфака цветных металлов в г. Свердловске поступает в Свердловский горный институт, после его окончания в 1939 г. был направлен на Риддерский (Лениногорский) рудник, где прошел путь от помощника начальника участка до начальника Риддерского, а затем Сокольного рудника. В 1945-1946 гг. возглавляет Белоусовский рудник, а затем назначается главным инженером Ачисайского полиметаллического комбината. В 1950-1957 гг. – начальник Казахского горного округа Госгортехнадзора СССР, 1957-1959 гг. – первый заместитель председателя Восточно-Казахстанского Совета народного хозяйства, 1959-1965 гг. – Председатель Государственного научно-технического комитета и председатель Государственного комитета по координации научно-исследовательских работ Совета Министров Казахской ССР.

Работая на Риддерском, Сокольном и Белоусовском рудниках и на Ачисайском комбинате А.М. Сиразутдинов сформировался как крупный специалист в области горного производства. Благодаря его обширным инженерным знаниям, большому практическому опыту, проведению правильной технической политики, руководимые им предприятия добились высоких показателей в работе.

А.М. Сиразутдинов, работая на Риддерском руднике, техническими расчетами обосновал для условий Лениногорского месторождения новый метод отбойки руды, который позволил за счет расположения шпуров в определенном порядке создавать после взрыва устойчивый свод кровли выработки, обеспечивающий безопасную работу в забое без крепления, значительное сокращение расхода леса, ускоренную проходку выработок, добычу дополнительного металла.

На предприятиях Ачисайского комбината он принимает активное участие в совершенствовании техники, технологии и организации горно-

го производства при разработке Миргалимсайского месторождения и выполнив сравнительную технико-экономическую оценку различных систем разработки, предложил и обосновал ряд эффективных вариантов камерно-столбовой системы с применением для отбойки руды глубоких скважин с частичным магазинированием руды.

На основании проведенных теоретических исследований им предложен ряд новых формул по определению выхода крупнокусковой руды в зависимости от удельного расхода ВВ на отбойку, установлению производительности скреперной лебедки в зависимости от выхода крупнокусковой руды и общих затрат на отбойку и доставку 1 тонны руда в зависимости от выхода руды см 1 погонного метра скважины, которые позволяют определить наивыгоднейшие параметры сетки скважин. На основе проведенных теоретических исследований и опытных работ на рудниках Ачисайского комбината А.М. Сиразутдинов в 1955 г. подготовил и защитил кандидатскую диссертацию на тему «Исследование методов разработки Миргалимсайского свинцово-баритового месторождения».

Находясь на посту начальника Казахского горного округа Госгортехнадзора СССР, А.М. Сиразутдинов много внимания и энергии уделял проблемным вопросам безопасного и комфортного ведения горных работ на горных предприятиях Казахстана, решение которых требовало не только большого практического опыта, но и глубоких теоретических знаний.

Работая первым заместителем Председателя Восточно-Казахстанского Совнархоза, а затем Председателем Государственного комитета по координации научно-исследовательских работ при Совете Министров Казахской ССР, А.М. Сиразутдинов был тесно связан с решением крупных государственных проблем управления народным хозяйством Восточно-Казахстанской области, перспективного и эффективного развития науки в Казахстане и, в частности, горной науки. В этот период А.М. Сиразутдинов принимает активное участие в пропаганде передовых методов разработки месторождений полезных ископаемых. В своих научных трудах освещает пути и направления развития горной промышленности Казахстана, с большой принципиальностью ставит актуальные задачи перед горным производством и определяет дальнейшие пути ее развития.

Одной из фундаментальных работ А.М. Сиразутдинова является монография «Разработка месторождений полезных ископаемых Казахстана», том 1 «Разработка рудных месторождений» (Москва, 1963 г.). В ней освещается многолетний опыт работы наиболее крупных рудников республики, применяемых систем и способов разработки месторождений и дана промышленная характеристика. Обобщены материалы по методам разработки, управлению горным давлением, буровзрывными работами, механизации; проветриванию рудников и борьбы с пылью.

Будучи директором Института горного дела в 1965-1971 гг., А.М. Сиразутдинов успешно совмещает научную работу с организаторской деятельностью. Благодаря его целеустремленности и настойчивости, значительно расширяется объем научно-исследовательских работ, растет численность научных кадров, которая возросла почти на 75 %. Происходит значительный рост (почти в 2 раза) кандидатов наук. К выполнению исследований привлекаются крупные специалисты в области горного дела – академики и члены-корреспонденты АН КазССР и АН СССР, а также специалисты с большим производственным опытом. По его инициативе принимается решение и начинается строительство нового здания в районе озера «Сайран», усиливается материально-техническая и экспериментальная база института. С созданием в 1967 г. патентно-информационного отдела значительно возросло качество проводимых исследований. Количество поданных заявок на предполагаемые изобретения в 1971 г. возросло с 7 до 54, а количество полученных авторских свидетельств – с 3 до 16. Объем научно-исследовательских работ возрос в 1,6 раза. Получают развитие новые научные направления – применение кибернетики в горном деле, оптимизационное моделирование шахт и рудников, принципы создания рудника будущего, комплексные проблемы Жезказгана.

Большое внимание им уделяется подготовке научных кадров через аспирантуру. Количество аспирантов в Институте в 1970 г. достигает рекордной цифры – 77 человек, против 24 человек в 1965 г.

Усиливаются исследования в области экономики горного производства. В 1965 г. создается лаборатория «Технико-экономического анализа», а в 1969 г. для усиления работ по горно-экономическим проблемам разработки месторождений полезных ископаемых создается лаборатория «Технико-экономических проблем рационального использования недр», руководителем которой до 1984 г. являлся А.М.Сиразутдинов.

Одним из основных условий рационального и комплексного использования богатств земли является научно-обоснованное установление кондиций на минеральное сырье. Поэтому с первых шагов своей деятельности в качестве заведующего лабораторией А.М.Сиразутдинов выдвигает решение проблемы установления промышленных кондиций на руды цветных металлов. Им лично были разработаны научные принципы определения промышленных кондиций на минеральное сырье, включающих в себя все вопросы разработки месторождений твердых полезных ископаемых и позволяющих с наибольшим экономическим эффектом извлекать его из недр. Его исследования в области разработки научных принципов определения промминимума меднорудных месторождений, установления бортового содержания металла в руде на геологические запасы месторождений, экономической оценки месторождений полезных ископаемых легли в основу докторской диссертации на тему «Научные принципы определения промышленных кондиций на руды ме-

сторождений цветных металлов Казахстана», которую он успешно защитил в 1971 г.

В 1973 г. А.М. Сиразутдиновым публикуется фундаментальная монография «Основные показатели промышленных кондиций на руды цветных металлов» (Из-во «Наука» Казахской ССР, Алма-Ата, 1973 г.), в которой автором на основе анализа существующих методов определения промышленных кондиций предлагается и теоретически обосновывается в качестве главного показателя принимать бортовое содержание металла в руде, которое оказывает основное влияние на величину балансовых запасов месторождения, следовательно, и на основные технико-экономические показатели разработки месторождения. Предложен комплексный метод определения бортового содержания металла в руде с одновременным учетом нескольких критериев.

В 1970-1980 гг. под руководством и непосредственным участии А.М.Сиразутдинова были выполнены фундаментальные исследования по установлению эксплуатационных кондиций, дополняющих геологические кондиции и позволяющих достичь комплексного извлечения разведанных запасов и расширения сырьевой базы эксплуатируемых месторождений за счет вовлечения в добычу бедных и забалансовых руд. Выполненные исследования по вводу в первоочередную разработку месторождений Успенского рудного поля, расширению сырьевой базы медно-рудных и полиметаллических месторождений за счет пересмотра геологических и установления эксплуатационных кондиций на минеральное сырье, оптимальному развитию горных работ при разработке бокситовых месторождений и другие работы, внесли значительный вклад в теорию и практику рационального и комплексного использования минерального сырья Казахстана.

Наряду с организационной и научной деятельностью А.М. Сиразутдинов большое внимание уделял подготовке научных кадров. Под его руководством защищено 13 кандидатских диссертаций.

Профессор А.М.Сиразутдинов являлся членом подготовительной комиссии Верховного Совета СССР по разработке основ законодательства СССР и Союзных Республик о Недрах, членом секции охраны недр Научно-технического Совета Госгортехнадзора СССР, членом Научного Совета Министерства Геологии СССР по разработке и совершенствованию методов ускоренной геолого-экономической оценки месторождений твердых полезных ископаемых и других Советов, связанных с решением сложных вопросов горного производства.

Плодотворная производственная и научно-организационная деятельность А.М.Сиразутдинова высоко оценена Правительством. Он награжден двумя орденами «Знак Почета», многими медалями и Почетными грамотами Советского Союза и КазССР.

За значительный вклад в горную науку Казахстана и развитие Института решением Ученого Совета от 05.11.2002 г. А.М. Сиразутдинову

присвоено звание «Почетный научный сотрудник Института горного дела им. Д.А. Кунаева».

**Список научных трудов профессора, доктора технических наук
А. М. Сиразутдинова, хранящихся в библиотеке
ИГД им. Д.А. Кунаева:**

1 Сиразутдинов А.М., Каргажанов З.К. Определение эффективности промышленного использования полиметаллических руд. Алма-Ата, 1967.

2 Сиразутдинов А.М., Кирпота А.Г., Смирнов Н.И., Жиганов Е.В. Техничко-экономическое сравнение технологических схем на карьерах Казахстана. Алма-Ата, 1971.

3 Сиразутдинов А.М. Основные показатели промышленных кондиций на руды цветных металлов. Алма-Ата, 1973.

4 Сиразутдинов А.М., Степанов Н.П., Смирнов Н.И. Организация вспомогательного хозяйства на горнорудных предприятиях. Москва, 1975.

5 Сиразутдинов А.М., Смирнов Н.И., Ю.И. Мальченко и др. Рациональное использование руд на месторождениях цветных металлов Казахстана. Алма-Ата, 1976.

6 Сиразутдинов А.М., Смирнов Н.И., Жиганов Е.В., Парамонов Л.А. Повышение эффективности добычи бокситовых руд на месторождениях Казахстана. Алма-Ата, 1979.

АБДЕШ ЕРГАЛИЕВИЧ ЕРГАЛИЕВ



21 декабря 2012 г. исполнилось 100 лет со дня рождения А. Е. Ергалиева, видного ученого-горняка, доктора технических наук, профессора, ведущего специалиста в области совершенствования и создания новых способов подземной разработки жильных месторождений Казахстана. Он родился 21 декабря 1912 года в Ауле №1 Улутауского района Карагандинской области.

Трудовая деятельность А. Е. Ергалиева началась в Джезказганском рудоуправлении, где в 1933 -1934 гг. он работает учетчиком, старшим статистиком, а в 1934-1935 гг. – старшим статистиком в Центральном

рудоуправлении «Степняк» треста «Каззолото». В 1935 г. А. Е. Ергалиев поступает на подготовительные курсы в Казахский горно-металлургический институт, после их окончания в 1937 г. становится студентом этого Института.

В августе 1941 г. он призывается в ряды Красной Армии и зачисляется курсантом Фрунзенского пехотного училища (г. Бишкек). В октябре 1941 г. из курсантов училища сформирована курсантская бригада, в составе которой в качестве политрука взвода пеших разведчиков А. Е. Ергалиев был направлен на фронт. В октябре – декабре 1941 г. он принимает участие в боях под Москвой, где под Волоколамском получает тяжелое ранение. После лечения в госпитале в мае 1942 г. был снят с воинского учета, возвратился в г. Алма-Ату и вновь поступает в Казахский горно-металлургический институт, который оканчивает в сентябре 1942 г.

После окончания Института в 1942-1947 гг. работает инструктором отдела кадров в отделе топливно-энергетической промышленности ЦК Компартии Казахстана. В апреле 1947 г. решением бюро ЦК КП(б)К направляется на работу в Академию наук КазССР, где до 1950 г. работает начальником управления кадров, одновременно совмещая работу научного сотрудника в Институте горного дела АН КазССР, а затем непродолжительное время до 1950 г. работает в Академии наук КазССР заведующим сектором по изучению производительных сил Казахстана.

В декабре 1950 г. решением бюро ЦК КП(б)К утверждается в должности директора Алтайского горно-металлургического института АН КазССР (г. Усть-Каменогорск), где работает по декабрь 1963 г.

В 1963-1965 гг. работает председателем Совета по координации научной деятельности Академии наук КазССР. В 1965 г. назначается заместителем директора по научной работе Института горного дела АН

КазССР, а в 1966 г. Постановлением Бюро Президиума АН КазССР утверждается заведующим лабораторией «Разработка жильных месторождений» ИГД АН КазССР. В 1967 г. освобождается от должности заместителя директора Института и остается заведующим лабораторией «Разработка жильных месторождений», которой руководит до сентября 1984 г. С сентября 1984 г. по февраль 1993 г. работал консультантом в лаборатории «Разработка месторождений руд цветных металлов», а затем «Повторная разработка недр».

Свою научную деятельность А. Е. Ергалиев начал в октябре 1945 г., после поступления на заочное отделение аспирантуры в Институте горного дела Казахского филиала Академии наук СССР, выполнив большой объем работ и исследовав влияние основных факторов на выбор систем разработки (физико-механические свойства руд и пород, форма, размеры и элементы залегания рудных тел, минералогический состав и ценность руды, водоприток и др.). А. Е. Ергалиев обосновал наиболее целесообразные системы для условий разработки Сокольного и Текелийского рудников, подготовил и успешно защитил в 1949 г. кандидатскую диссертацию на тему: «Влияние физико-механических свойств руды и вмещающих пород на выбор систем разработки».

В 1950-1960 годах, работая директором Алтайского горно-металлургического института, А. Е. Ергалиев направляет работу института на решение главной проблемы горного производства Рудного Алтая, на изыскание новых и совершенствование существующих технологий и техники отработки месторождений с ограниченными запасами полезных ископаемых и небольшими размерами рудных тел и принимает активное участие в проводимых исследованиях.

В 1950-е годы на Алтае свыше 30% добычи полезных ископаемых осуществлялось за счет отработки рудных залежей малой и средней мощности (от 0,6-0,8 м до 15-20 м). В связи с интенсивной отработкой мощных рудных залежей системой принудительного блокового обрушения рудники Лениногорского и Зыряновского комбинатов, Иртышский и Ново-Березовский рудники также переходят на отработку залежей малой и средней мощности. В этих условиях работы, выполненные под руководством и непосредственном участии А. Е. Ергалиева по изысканию новых высокопроизводительных, экономичных и безопасных технологий и техники имели большое практическое значение не только для поддержания горного производства на достигнутом уровне, но и для дальнейшего увеличения добычи полезных ископаемых.

В 1960 г. была опубликована монография А. Е. Ергалиева «Разработка месторождений жильного типа» (Из-во АН КазССР, Алма-Ата, 1960). Автором в работе детально рассмотрены особенности разработки отдельных месторождений и их групп, рассмотрены различные варианты и методы вскрытия, способы и системы разработки, вопросы буровзрывного комплекса и обоснованно даются рекомендации по их совершенствованию. Предложен ряд новых вариантов систем для разра-

ботки рудных залежей малой и средней мощности, предложены расчетные формулы для определения удельного расхода ВВ в зависимости от горно-геологических, горнотехнических и других факторов, обоснована экономическая эффективность комплексного использования сырья и уточнена методика определения минимального промышленного содержания металла в добытой руде. В целях повышения эффективности разработки жильных месторождений им предлагается при выборе систем разработки ориентироваться не на существующее оборудование, а разрабатывать новое оборудование, приспособленное к существующим системам и повышающим их эффективность. В целях повышения извлечения полезных компонентов при обогащении рекомендуется при разработке тонких жил шире применять раздельную выемку рудных тел и пустых пород, что позволяет значительно снизить разубоживание руды и улучшить показатели извлечения металла в концентрат. При его активном участии в этот период были разработаны и внедрены новые системы разработки на рудниках Зырянского и Иртышского комбинатов со значительным экономическим эффектом. Решен ряд вопросов по совершенствованию подземных работ на рудниках Акчатауского, Иртышского, Зырянского, Балхашского и Белогорского комбинатов.

Наряду с изысканием новых и совершенствованием существующих систем и способов разработки, большое место в исследованиях А.Е. Ергалиева занимали вопросы выбора универсального метода экономической оценки систем разработки, выбора универсального критерия, учитывающего потери и разубоживание руды при выборе оптимальной системы. Главной задачей при выборе технологии и техники разработки является выбор такой системы, которая обеспечивает добычу и переработку руды с меньшими трудовыми и материальными затратами и оптимальными потерями металлов.

На основе анализа существующих методов и теоретических исследований А. Е. Ергалиевым была разработана методика сравнительной экономической оценки и выбора систем разработки, базирующаяся на новом критерии, названном им «коэффициентом эффективности» или «коэффициентом сравнительной экономической эффективности системы».

При сравнении систем разработки по этому критерию наиболее эффективной считается та система, которая обеспечивает наибольшую сумму дополнительной прибыли на каждый рубль дополнительно потребляемой ценности.

Коэффициент эффективности является комплексным показателем, учитывающим влияние на эффективность системы совокупности показателей потерь, разубоживания, себестоимости и ценности руды, а также дополнительные потери металла при обогащении в связи с ростом разубоживания или дополнительное извлечение металла в концентрат при включении в добычу забалансовых руд с относительно высоким содержанием металла.

Разработанная методика была представлена в 1966 г. в виде докторской диссертации «Методика сравнительной экономической оценки и выбора систем разработки рудных месторождений и примеры совершенствования технологии подземной разработки месторождений Алтая» и успешно им защищена.

При разработке месторождений твердых полезных ископаемых весьма трудоемкой операцией, составляющей до 40% себестоимости, является комплекс буровзрывных работ. Поэтому в 1970-1980 гг. А.Е. Ергалиев в своей работе уделяет большое внимание совершенствованию техники и технологии бурения взрывных скважин и выбору оптимальных параметров буровзрывных работ. Под его руководством в этот период проводились исследования по совершенствованию конструкции пневмоударников, внедрению на рудниках шарошечного бурения скважин, изысканию рациональных схем расположения шпуров, выбору оптимальных составов забоечного материала. Внедрение этих разработок на Огневском, Восточно-Коунрадском рудниках позволило получить экономический эффект более 1,0 млн. рублей в год.

В 1972 г. вышла в свет монография А.Е. Ергалиева, В.Ш. Шарипова, С.Г. Калошина, В.К. Филиппова и А.И. Арыкова «Выбор параметров отбойки при очистной выемке руд». Главное внимание в ней уделено выбору параметров буровзрывных работ при отбойке руды. На экономические показатели добычи основное влияние оказывают диаметр и глубина шпуров (скважин), способ бурения, применяемые буровые машины, буровой инструмент, схема расположения шпуров (скважин), ЛНС, тип ВВ, конструкция зарядов, способ и материал забойки, способ их взрывания и др. В связи с этим в монографии рассматриваются общие и частные вопросы буровзрывных работ. Большое влияние на эффективность ударного бурения оказывает буровой инструмент. Поэтому в монографии большое внимание уделено развитию и совершенствованию конструкции буровых коронок и штанг. Проведенные лабораторные и теоретические исследования в этом направлении позволили авторам разработать конкретные пути совершенствования бурового инструмента, рекомендовать оптимальные сетки скважин схем взрывания, конструкции зарядов для получения требуемого качества дробления.

В Казахстане месторождения цветных, редких и благородных металлов в значительной части представлены тонкими и весьма тонкими жилами с крутыми и реже – пологими углами падения и характеризуются непостоянством элементов залегания и неравномерным содержанием металла. Практика разработки таких месторождений показывает, что главными факторами, снижающими эффективность применяемой технологии добычи, являются потери и разубоживание руды.

Обычно при отработке маломощных крутопадающих рудных залежей широко используются системы с валовой выемкой руды, разубоживание при которых достигает 70-80%, что приводит к огромному экономическому ущербу.

При отработке пологопадающих маломощных рудных залежей камерно-столбовой системой кроме разубоживания допускаются еще и высокие потери руды в различных целиках, которые достигают 20 и более процентов, а при отработке мощных залежей широкое применение в 1970-1980 гг. имела система слоевого обрушения, которая наряду с высоким извлечением характеризуется низкой производительностью труда.

В 1974 г. под редакцией А.Е. Ергалиева и его участия вышла монография «Технология добычи руды на жильных месторождениях Казахстана» (Алма-Ата, Из-во «Наука» КазССР, 1974), которая посвящена выявлению причин, содержащих повышение эффективности производства при разработке жильных месторождений и разработке конкретных мер по повышению эффективности горных работ, повышению производительности труда, снижению потерь и разубоживания, расхода материалов и трудовых затрат, улучшению санитарно-гигиенических условий производства. Значительный практический интерес для горного производства представляют предложения авторов по усовершенствованию систем для отработки крутопадающих залежей с отдельной выемкой руды, системы подэтажного обрушения с гибким разделяющим перекрытием, предложения по замене пневматического энергосилового хозяйства электрическим и совершенствованию электровращательного бурения шпуров и скважин малого диаметра в крепких и вязких породах.

Почти все разработки были успешно внедрены на производстве со значительным экономическим эффектом. Так на Огневском руднике были проведены экспериментальные работы по электровращательному шарошечному бурению шпуров. Экономический эффект составил 300-350 тыс. рублей в год. На этом же руднике успешно прошел опытно-промышленную проверку вариант подэтажного обрушения с гибким разделяющим перекрытием, который затем в широком масштабе был применен при отработке залежей на Целинном горно-химическом комбинате. На руднике им. Джамбула Акчатауского ГОКа успешно внедрены предложения по гидросмыву слежавшейся руды в отработанных блоках.

Большую работу А.Е. Ергалиев вел по подготовке научных кадров. Под его руководством подготовлено более 30 кандидатов наук. Им опубликовано в соавторстве 16 монографий и брошюр и более 130 статей, получено 15 авторских свидетельств.

Наряду с научно-организационной деятельностью он принимал активное участие в общественно-политической жизни. Был депутатом Верховного Совета КазССР, делегатом 5,7 и 9 съездов Компартии Казахстана, членом пленумов Усть-Каменогорского горкома партии, делегатом областных и городских конференций, членом Всесоюзного научно-совета по эффективности капиталовложений в народное хозяйство и размещению промышленного производства АН СССР, членом Научного совета по научной организации труда АН КазССР, членом секции РИСО АН КазССР, председателем Восточно-Казахстанского областного отде-

ления Общества дружбы и культурной связи с зарубежными странами. Большую воспитательную работу вел как руководитель философско-методологического семинара института.

Ратные подвиги А.Е. Ергалиева во время Великой Отечественной войны отмечены орденом «Отечественная война» I степени, медалями «За отвагу», «За оборону Москвы», «За победу над Германией» и другими, а за достижения в горном деле он удостоен ордена «Знак Почета», медали «За доблестный труд. В ознаменование 100-летия со дня рождения В.И. Ленина» и многих почетных грамот Верховного Совета КазССР, обкома профсоюза Высшей школы и научных учреждений, Президиума общества «Знание» и др.

За многолетний и плодотворный труд, большие заслуги в развитии горной науки Казахстана решением Ученого Совета Института от 27 декабря 2006 г. А. Е. Ергалиеву присвоено звание «Почетный научный сотрудник Института горного дела им. Д.А. Кунаева».

Список научных трудов профессора, доктора технических наук А. Е. Ергалиева, хранящихся в библиотеке ИГД им. Д.А. Кунаева:

1 Ергалиев А.Е. Разработка месторождений жильного типа. Алма-Ата, 1960.

2 Ергалиев А.Е., Юрков В.Н., Осипов А.В., Зырянов Т.П. Системы разработки рудных месторождений малой и средней мощности. Алма-Ата, 1961.

3 Ергалиев А.Е. Методика выбора и сравнительной экономической оценки систем разработки рудных месторождений. Алма-Ата, 1969.

4 Ергалиев А.Е., Беляшов В.Н., Альтерготт В.Ф. Система подэтажных штреков. Алма-Ата, 1976.

5 Ергалиев А.Е., Шорманов А.М., Шарипов Б.Е. Рациональное использование запасов недр при разработке жильных месторождений. Алма-Ата, 1979.

6 Ергалиев А.Е., Шорманов А.М., Исмагулов Д.А., Мухаев Н.И. Технология и экономика разработки жильных месторождений. Алма-Ата, 1987.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Абдугалиева Г. Ю.	д.т.н., доцент, зав.лаб. ИГД НЦ КПМС РК
Абильханов Е.	магистрант КОУ
Аймышов Б.Ш.	инженер техотдела Восточно-Жезказганского рудника ПО «Жезказганцветмет»
Амирсеилов Р.Б.	директор Учебного центра ТОО «НПП«Интеррин»
Багашарова Ж.Т.	к.т.н., зав. отд. НТИ и патентной работы ИГД НЦ КПМС РК
Бажанов Б. Б.	нач. отд. параметров БВР ТОО «НПП«Интеррин»
Басибеков Б.С.	зам.дир. по капстроительству РУ «Марганец»
Бахмагамбетова Г.Б.	магистрант КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Бекбергенов Д.К.	к.т.н. зав.лаб. ИГД НЦ КПМС РК
Бектыбаев А.Д.	д.т.н., проф. ИГД НЦ КПМС РК
Бердинов Б.А.	инженер-проектировщик ТОО «НПП «Интеррин»
Бисенгалиева Д.И.	магистрант КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Битимбаев М. Ж.	д.т.н., проф., горно-металл.компания ТОО «DATA-invest»
Буктуков Н.С.	д.т.н., проф., директор ИГД НЦ КПМС РК
Васин К. А.	соискатель ИГД НЦ КПМС РК
Вихрачев Е.П.	НС ИГД НЦ КПМС РК
Гаврилко Р.В.	нач. хим.-технолог. отдела ТОО «НПП «Интеррин»
Гуменников Е.С.	главный конструктор ПКОО ИГД НЦ КПМС РК
Джаксалыков К.О.	магистрант КазНТУ им. К.И.Сатпаева
Дукей Н.	студент КазНУ имени Аль-Фараби, Физико-технический факультет
Жалгасулы Н.	д.т.н., проф., зав.отд. ИГД НЦ КПМС РК
Жубаниязов А.	инженер по ТБ и ОТ ТОО «НПП «Интеррин»
Змейков А.Н.	нач. рем.-мех. службы ТОО «НПП «Интеррин»
Кабетенов Т.	д.т.н., проф. зав.каф. КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Казангапов А.Е.	докторант PhD КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Казбекова Г.К.	к.т.н., соискатель ИГД НЦ КПМС РК
Карабатаев Д.Т.	МНС ИГД НЦ КПМС РК
Когут А. В.	к.т.н., СНС ИГД НЦ КПМС РК
Курманова Ш.К.	к.т.н., доцент Алматинский университет энергетики и связи
Куртмоллаев Р.Э.	инженер-технолог ТОО «НПП «Интеррин»
Кушенов А.	инженер-технолог ТОО «НПП «Интеррин»
Мальченко Ю.И.	к.т.н., почетный научный сотрудник ИГД НЦ КПМС РК

Метакса Г. П.	д.т.н., зав.лаб. ИГД НЦ КПМС РК
Молдабаева Г.Ж.	д.т.н., доцент, СНС ИГД НЦ КПМС РК
Мофа Н.Н.	д.х.н., зав. лаб. Института проблем горения
Нурлыбаев Р. О.	к.т.н., ВНС лаб. ВР ИГД НЦ КПМС РК
Оразалин О.Д.	магистрант КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Орынгожин Е. С.	д.т.н., доцент, зав.лаб. ИГД НЦ КПМС РК
Орынгожина С.Е.	магистрант КарГТУ
Пальцев С.	инженер-технолог БВР ТОО «НПП «Интеррин»
Перцев Н.	нач. цеха новых технологий Актауского ПУ
Попов В.Н..	д.т.н., проф., ГНС ИГД НЦ КПМС РК
Разумова О.Б.	инженер ИГД НЦ КПМС РК
Рогов А.Е.	д.т.н., проф., ГНС ИГД НЦ КПМС РК
Рогов Е.И.	д.т.н., проф., акад.НАН РК, зав.лаб. ИГД НЦ КПМС РК
Тамбиев П.Г.	к.т.н., 1-й зам. генерального директора ТОО НПП «Интеррин»
Франк А.Э.	химик-технолог ТОО «НПП «Интеррин»
Хакимжанов Т.Е.	д.т.н., проф., ГНС ИГД НЦ КПМС РК
Черманова Г.Б.	к. х. н., ученый секретарь ИГД НЦ КПМС РК
Черний Г.М.	к. х. н. ВНС ИГД НЦ КПМС РК
Шойбекова А.Б.	студент КазНУ имени Аль-Фараби, Физико-технический факультет
Шукманова А.А.	ст.пр., докторант PhD КазНТУ им. К.И. Сатпаева
Шустиков В.А.	инженер-технолог ТОО «НПП «Интеррин»

СОДЕРЖАНИЕ

1. Буктуков Н. С., Мальченко Ю. И., Черманова Г. Б.

О вкладе академика О. А. Байконурова в горное производство, науку и образование.....5

2. Хакимжанов Т.Е., Абдугалиева Г.Ю., Курманова Ш.К.

Газовыделение в очистной забой при отработке пластов угля с применением закладки.....10

3. Тамбиев П.Г.

К теории трещинообразования при взрыве горных пород.....15

4. Змейков А.Н, Гаврилко Р.В, Шустиков В.А, Кушенов А.

Производство эмульсионных взрывчатых веществ ультразвуковым эмульгированием23

5. Амирсеилов Р.Б., Куртмоллаев Р.Э., Пальцев С.А., Бажанов Б.Б.

О динамике выщелачивания и взрывном дроблении руд эмульсионными ВВ.....31

6. Бердинов Б. А., Франк А.Э., Жубаниязов А., Перцев Н.

К вопросу управления энергией взрыва при дроблении массива горных пород с использованием эмульсионных ВВ.....36

7. Нурлыбаев Р.О., Тамбиев П.Г., Попов В.Н.

Совершенствование буровзрывных работ на основе применения нового эффективного вруба при проведении выработок и очистной выемке в подземных условиях.....41

8. Нурлыбаев Р.О., Тамбиев П.Г., Попов В.Н.

Технико-экономическое обоснование повышения эффективности взрывных работ при разрушении горных пород шпуровыми зарядами.....50

9. Гуменников Е.С., Жалгасулы Н.

Некоторые аспекты процесса гидроимпульсной технологии разрушения крепких пород.....59

10. Кабетенов Т., Бахмагамбетова Г.Б.

Исследование влияния длины, диаметра скважин и мощности рудных тел на ЛНС веерных скважинных зарядов.....64

11. Бекбергенов Д.К., Аймышов Б.Ш.

О перспективной повторной доработке оставшихся запасов в обрушенных районах Жезказганского месторождения технологией с самообрушением руды70

12. Бекбергенов Д.К., Басибеков Б.С.

Возможности и область применения камерно-столбовой системы при доработке запасов наклонных рудных залежей Жезказганского месторождения.....75

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

Методы оценки полноты выемки руд.....80

14. Рогов А.Е.

К теории определения годовой производительности рудника по добыче урана способом подземного скважинного выщелачивания.....86

15. Рогов Е.И., Рогов А.Е.

К теории катастрофических отказов на горнодобывающих
Предприятиях.....91

16. Рогов А.Е.

К теории разрушения бортов карьеров (часть I).....104

17. Рогов А.Е.

К теории разрушения бортов карьеров (часть II).....112

18. Буктуков Н.С.

Влияние бортового содержания в массиве на содержание металла в руде при добыче.....118

19. Буктуков Н.С.

Влияние бортового содержания в массиве на содержание металла в растворе при выщелачивании.....122

20. Рогов А.Е., Багашарова Ж.Т.

К определению коэффициента эффективной пористости при подземном скважинном выщелачивании металлов.....128

21. Буктуков Н.С., Рогов Е.И., Метакса Г.П., Молдабаева Г.Ж.

Обоснование повторного использования месторождений.....133

22. Битимбаев М.Ж., Орынгожин Е.С., Абдугалиева Г.Ю., Орынгожина С.Е. Ультразвуковая интенсификация десорбции золота	138
23. Буктуков Н.С., Метакса Г.П., Молдабаева Г.Ж., Вихрачев Е.П. Спектральный состав откликов на внешнее воздействие при разработке месторождений открытым способом	144
24. Мофа Н.Н., Васин К.А., Шойбекова А.Б., Дукей Н. Оценка структурных изменений порошковых смесей методом измерения диэлектрической проницаемости.....	149
25. Молдабаева Г.Ж., Метакса Г.П., Васин К.А. Условия возникновения параметрического резонанса для флюидосо- держажих систем.....	155
26. Жалгасулы Н., Когут А.В., Черний Г.М., Разумова О.Б. К вопросу рекультивации накопителей отходов производства горнодо- бывающих предприятий.....	168
27. Джаксалыков К.О., Оразалин О.Д. Метод прогнозирования и оптимизации технологических показателей разработки пластов.....	174
28. Орынгожин Е.С., Шукманова А.А., Казангапов А.Е., Бисенгалиева Д.И., Абиляханов Е. Реагентное снижение вязкости нефти.....	180
29. Гуменников Е.С., Жалгасулы Н., Казбекова Г.К. К вопросу использования электроразрядного привода для эксплуатации глубоких скважин.....	183
30. Гуменников Е.С., Жалгасулы Н. Моделирование электроразрядных процессов в среде слабых электроли- тов для обеспечения сверхзвукового разгона порции жидкости.....	188
<i>К 85-летию юбилею</i>	
31. Николай Александрович Дрижд.	194
<i>Памятные даты</i>	
32. Абдулла Менгазович Сиразутдинов.	197
33. Абдеш Ергалиевич Ергалиев.	202

34. Сведения об авторах.....	208
35. Содержание.....	210

Для заметок.

Подписано в печать 01.03.2013 г.
Формат 84х62. Бумага офсетная
Тираж 300 экз.

Отпечатано в типографии ТОО «Signet Print»
Г. Алматы, ул. Макатаева, 127
Тел./факс: 8 (727) 279 71 34,
e-mail: signethrint@bk.ru

