

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 85

Алматы, 2014

УДК 622.3 (075)

БК 33.1 я 7

Н 34

Редакционная коллегия:

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

Члены редколлегии:

Д.т.н., проф., академик НАН РК Рогов Е. И., д.т.н., проф., чл.-корр. НАН Украины, зав. отделом Механики взрыва горных пород ИГТМ НАН Украины Ефремов Э.И., д.т.н., проф., чл.-корр. НАН РК Галиев С.Ж., д.т.н., зам. директора по научной работе ИПКОН РАН [Милетенко И.В.] д.т.н. Абдугалиева Г.Ю., д.т.н. Бояндинова А.А., д.т.н., проф. Букейханов Д.Г., 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. Бекбергенов Д.К., к.т.н. Вагапов Р.В., к.т.н. Волков А.П., к.т.н. Джангулова Г.К.

Рецензент: Ахметов М.М., доктор технических наук, директор компании ТОО «Техногорпром».

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, 2014 г.

Т. 85 - 240 с.

ISBN 978-601-7093-27-3

В данном томе рассмотрены вопросы разрушения междокамерных целиков и способы их упорочения. Проанализировано состояние методической базы по определению показателей потерь и разубоживания руды при подземной разработке. Ряд статей посвящен вопросам подземного скважинного выщелачивания: определение критерия надежности математических моделей геотехнологий, определение времени диффузионного растворения металла и др. Рассмотрены технологические операции кучного выщелачивания золота месторождения Ажжал. Исследованы динамические и энергетические характеристики электромагнитного молота. Обсуждено экспериментальное воздействие искрового разряда на минералы месторождения. Показано влияние физико-химических факторов на спектральные параметры отклика воды. Разработана модель процесса теплового воздействия на не-кондиционное угольное сырье при его утилизации. Проведен анализ сырья Казахстана для производства огнеупорных изделий. Приведены данные по определению интенсивности и радиуса распространения газообразных веществ в атмосфере при разработке нефтяных месторождений. Предложена методика систематизации выбора участков для метода увеличения нефтеотдачи. Дан обзор способов создания растительного покрова на техногенных ландшафтах и приведены результаты лабораторных исследований по выращиванию растений на отходах обогащения хризотил-асбестовых руд Житикаринского месторождения и др. статьи.

В сборнике помещены статьи, посвященные юбилейным датам Почетных научных сотрудников Института: 85-летию к.т.н. Ю.И. Мальченко и 80-летию академика НАН РК, д.т.н., проф. Ракишева Б.Р.

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)

БК 33.1 я 7

Сборник рекомендован к опубликованию решением Ученого совета ИГД им. Д. А. Кунаева, протокол № 2 от 01 августа 2014 г.

ISBN 978-601-7093-27-3 - (Т. 85)

© ИГД им. Д. А. Кунаева
филиал РГП «НЦ КГМС РК», 2014

Абдугалиева Г.Ю.

(Институт горного дела им. Д. А. Кунаева, г. Алматы)

ФОРМИРОВАНИЕ ГРАНИЦЫ НАРУШЕННЫХ ПОРОД В ПОДРАБАТЫВАЕМОМ МАССИВЕ

Аннотация

Современные условия ведения подземных горных работ на угольных шахтах в связи с увеличением глубины связаны с повышением горного давления, объемов выделений газов из различных источников. Предотвращение опасных скоплений газа в подрабатываемом массиве зависит от знания закономерностей деформирования газоносной налегающей толщи. В работе на основе анализа и статистической обработки результатов натурных измерений установлены закономерности деформирования пород подрабатываемого массива, образующего единую газопроводящую систему трещин по мере отработки выемочного столба и его изменение при различных горнотехнических и горно-геологических условиях. Полученные зависимости имеют важное значение при решении вопросов газовой динамики, дегазации.

Ключевые слова: угольный пласт, подрабатываемый массив, нарушение горных пород, закономерность.

Түйін сөздер: көмір қабаты, асты қазылатын массив, тау-кен жыныстарының бұзылуы, заңдылық.

Keywords: Coal bed, underworked mass, rock dislocation, regularity.

Экономически рентабельная и безопасная разработка высокометаносных угольных пластов на больших глубинах без применения специальных мероприятий по сокращению объемов выделения метана в горные выработки практически неосуществима. Однако практика ведения горных работ показывает, что все мероприятия, проводимые в области управления газовыделением в очистной забой, самостоятельно не обеспечивают необходимого снижения метанообильности шахт, требуемого для создания безопасных условий добычи угля и зависят от того, насколько при разработке этих мероприятий учитывались такие показатели состояния подрабатываемой толщи пород, как оседание слоев пород и их деформированное состояние [1].

Как известно, при подземной разработке угольных пластов происходит сдвигание горного массива и перераспределение напряжений в нем. При сплошной отработке угольных пластов с обрушением кровли происходит оседание пород налегающей толщи, как в контуре, так и за контуром отработки. Это приводит к нарушению целостности подрабатываемого массива, развитию трещиноватости, и разгрузке сближенных угольных пластов и угольных пропластков, расположенных в нем, из-за горного давления. В результате изменяются условия существования системы уголь-газ и создаются условия для десорбции газа из угля и пород, и перемещения десорбированного метана через выработанное пространство в очистной забой. Эффективность применения способов по удалению высококонцентрированной метановоз-

душной смеси из выработанного пространства и подрабатываемой толщи в целях повышения безопасности работ по газовому фактору зависит главным образом от правильного представления о процессах, происходящих в толще горных пород при ее подработке, знания их влияния на состояние нарушенной залегающей толщи [2].

Масштабы исследований, разнообразие горнотехнических и горно-геологических условий, проведение инструментальных измерений, наряду с практическими результатами, поставленные в первой половине 20 столетия, позволили получить некоторые данные, пролившие свет на физическую природу явления сдвижения горных пород. Накопление данных измерений, начиная с 30-х годов 20 столетия за сдвижением не только земной поверхности над горными выработками, но и залегающей толщи, как в лабораторных, так и в натурных условиях позволили сформулировать некоторые положения закономерности сдвижения подрабатываемого массива и выделить ряд зон, различающихся характером и степенью деформированности, в зоне влияния очистной выработки [3-5].

Несмотря на то, что накоплены значительные материалы по сдвижению горных пород, многие стороны этого процесса остаются еще невыясненными. Формы и положение линий, ограничивающих зоны сдвижения, окончательно не установлены. Нет единого мнения о размерах зон обрушения, прогиба пород с нарушением сплошности и плавного прогиба. Не установлена степень влияния горно-геологических и горно-технических факторов на процесс сдвижения пород в массиве.

Разделение подработанного массива на зоны проводится по качественному признаку, без количественной оценки нарушенности. Так, зона беспорядочного обрушения характеризуется потерей первоначальной ориентировки слоев и падением их на почву пласта. Зона расслоений оценивается наличием расслоений на контактах слоев различной литологии и прочности, а также систем трещин. Зона связного сдвижения не имеет признаков нарушенности. Вместе с тем, эти данные относятся к участкам с несопоставимыми условиями отработки, нередко дают не однозначную оценку явлениям и процессам, имеют различную степень приближения к реальности.

В результате многолетних натурных исследований ИГД им. Д.А. Кунаева получен значительный объем данных о сдвижении горных пород в толще массива от уровня горных работ до земной поверхности при широком диапазоне изменения горно-геологических условий и технологических параметров отработки, который имеет большую научную ценность. На основании анализа количественных значений изменения относительных растяжений пород подрабатываемого массива, установлено, что общей закономерностью является убывание величин относительных растяжений по мере увеличения расстояния от забоя лавы, также установлено изменение граничной линии с относительным растяжением 0,002 мм/м по высоте по мере увеличения площади отработки выемочного столба. В таблице представлены значения максимальной высоты распространения граничных относительных растяжений величиной 0,002 мм/м на различном расстоянии от забоя лавы для различных условий отработки, сгруппированных в 3 группы: 1-группа – данные участков, представленных одиночными лавами длиной 100-140м, не имеющими на флангах отработанных площадей, при вынимаемой мощности пластов от

1,9 до 2,8 м. 2-группа – данные участков, представленных лавами, имеющими на фланге отработанные площади при вынимаемой мощности 1,9-2,8 м. 3-группа – данные по участкам, где представлены лавы, как в целике, так и имеющие на фланге отработанные площади, но при вынимаемой мощности от 1,1м до 1,6 м, а на рисунке – их графическое изображение [6, 7].

Таблица – Изменение максимальной высоты распространения граничных значений относительных растяжений 0,002 мм/м

Условия отработки	Расстояние от забоя лавы, м						
	10	20	30	40	50	60	70
1 группа	35	50	70	80	70	50	50
2 группа	25	37	42	50	45	40	30
3 группа	30	40	45	50	40	35	35

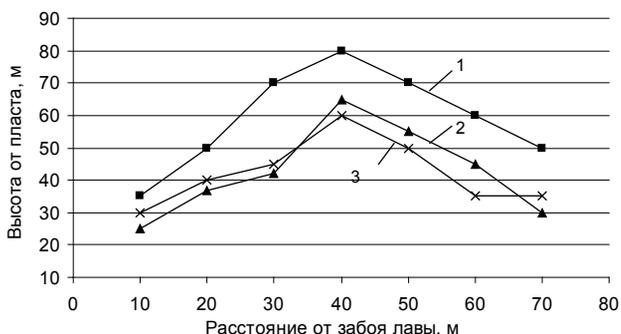


Рисунок – График изменения высоты распространения граничной линии относительных растяжений

На рисунке четко прослеживается, что уменьшение высоты распространения граничных значений относительных растяжений в 0,002 мм/м по мере увеличения площади отработки происходит по закономерности, заключающейся в том, что первоначально наблюдается более быстрое его распределение по высоте. В дальнейшем, высота распространения граничной линии замедляется и на определенном расстоянии стабилизируется, далее происходит ее уменьшение, что указывает на процесс уплотнения пород зоны обрушения. Изменение высоты распространения граничной линии относительных растяжений в зависимости от расстояния от забоя лавы можно выразить полиномиальной зависимостью:

$$1 \text{ группа: } h = -0,038l_3^2 + 3,23l_3 + 5, \quad R^2=0,83; \quad (1)$$

$$1,5 \text{ м} \leq m_b \leq 2,8 \text{ м};$$

$$100 \text{ м} \leq H \leq 700 \text{ м}.$$

$$2 \text{ группа: } h = -0,033l_3^2 + 2,78l_3 - 3, \quad R^2=0,97; \quad (2)$$

$$1,0 \text{ м} \leq m_b \leq 1,6 \text{ м}; \\ 100 \text{ м} \leq H \leq 700 \text{ м}.$$

$$3 \text{ группа: } h = -3,024l_3^2 + 1,94l_3 + 12,1, \quad R^2=0,74; \quad (3)$$

$$2,0 \text{ м} \leq m_b \leq 3,0 \text{ м}; \\ 100 \text{ м} \leq H \leq 700 \text{ м}.$$

где h – высота распространения граничной линии относительных растяжений пород в 0,002 мм/м от кровли пласта, м;

l_3 – расстояние от линии забоя лавы, м.

На основании приведенных результатов исследования можно заключить, что граничная линия зоны нарушенных пород, образующих единую газопроводящую систему трещин, при управлении кровлей полным обрушением, изменяется полиномиально по мере увеличения расстояния от забоя лавы.

Установленные закономерности изменения граничной линии зоны нарушенности в подрабатываемом массиве, образующей единую газопроводящую систему трещин при различных горно-геологических условиях можно использовать при решении задач газовой динамики, дегазации.

Литература

- 1 Рогов Е.И., Рогов С.Е., Рогов А.Е. Теория геотехнологий. Алматы, 2010. 338 с.
- 2 Болгожин Ш.А.-Г., Клиновицкий Ф.И., Сейдахметов Е. Сдвигение пород как исходная категория при управлении породным массивом и газовыделением на угольных шахтах // Вестник АН КазССР. 1991. №10. С. 11-18.
- 3 Акимов А.Г., Земисов В.Н., Канцельсон Н.Н., Коротков М.В., Костенич В.С., Медянцев А.Н., Мурашев А.Н., Петухов И.А. Сдвигение горных пород при подземной разработке угольных и сланцевых месторождений. М.: Недра, 1970. 224 с.
- 4 Шашенко А.Н., Майхерчик Т., Сдвижкова Е.А. Геомеханические процессы в породных массивах. Днепропетровск: НГУ, 2005. 319 с.
- 5 Баклашов И.В., Картозия Б.А., Шашенко А.Н., Борисов В.Н. Геомеханика: Учебник для вузов. В 2 т. М.: Издательство МГУ, 2004. т.2.
- 6 Абдугалиева Г.Ю. Изменение газопроницаемости подработанного массива под влиянием горных работ // 5-я Международная научная школа молодых ученых и специалистов «Проблемы освоения недр в XX веке глазами молодых». Москва, 2008. С. 38-40.
- 7 Абдугалиева Г.Ю. Закономерность изменения растяжений пород кровли при выемке угольных пластов // Международная научная конференция «Наука и образование – ведущий фактор стратегии «Казахстан – 2030». Караганда, 2010. С. 158-160.

References

- 1 Rogov E.I., Rogov S.E., Rogov A.E. Teorija geotehnologij. Almaty, 2010. 338 s.
- 2 Bolgozhin Sh.A.-G., Klinovickij F.I., Sejdahmetov E. Sdvizhenie porod kak ishodnaja kategorija pri upravlenii porodnym massivom i gazovydeleniem na ugol'nyh shahtah // Vestnik AN KazSSR. 1991. №10. S. 11-18.
- 3 Akimov A.G., Zemisov V.N., Kancel'son N.N., Korotkov M.V., Kostenich V.S., Medjancev A.N., Murashev A.N., Petuhov I.A. Sdvizhenie gornyh porod pri podzemnoj razrabotke ugol'nyh i slancevyh mestorozhdenij. M.: Nedra, 1970. 224 s.
- 4 Shashenko A.N., Majherchik T., Sdvizhkova E.A. Geomehanicheskie processy v porodnyh massivah. Dnepropetrovsk: NGU, 2005. 319 s.
- 5 Baklashov I.V., Kartoziya B.A., Shashenko A.N., Borisov V.N. Geomehanika: Uchebnik dlja vuzov. V 2 t. M.: Izdatel'stvo MGGU, 2004. t.2.
- 6 Abdugalieva G.Ju. Izmenenie gazopronicaemosti podrobotannogo massiva pod vlijaniem gornyh rabot // 5-ja Mezhdunarodnaja nauchnaja shkola molodyh uchenyh i specialistov «Problemy osvoenija nedr v HH veke glazami molodyh». Moskva, 2008. S. 38-40.
- 7 Abdugalieva G.Ju. Zakonomernost' izmenenija rastjazhenij porod krovli pri vyemke ugol'nyh plastov // Mezhdunarodnaja nauchnaja konferencija «Nauka i obrazovanie – vedushhij faktor strategii «Kazakhstan – 2030». Karaganda, 2010. S. 158-160.

Резюме

Абдуғалиева Г.Ю.

(Д. А. Қонаев атындағы Кен істері институты, Алматы қ.)

АСТЫ ҚАЗЫЛҒАН МАССИВТЕ БҰЗЫЛҒАН ТАУ-КЕН ЖЫНЫСТАРЫНЫҢ ШЕТІНІҢ ҚАЛЫПТАСУЫ

Көмір шахталарында жерасты тау-кен жұмыстарын жүргізудің қазіргі жағдайлары тереңдіктің үлкеюіне байланысты тау қысымының, бөлінетін газ көлемінің жоғарылауымен сипатталады. Асты қазылған массивте газдың қауіпті жиналуын алдын алу үстінгі газдалған қабаттың деформациялану заңдылықтарын білуге байланысты. Жұмыста табиғи өлшемдерді сараптау және статистикалық өңдеу негізінде, біртұтас газөткізгіш жарықшақтар жүйесін құратын, асты қазылған массив жыныстарының деформациялануының заңдылықтары және олардың әр түрлі кен-геологиялық және кентехникалық жағдайларда өзгеруі нақтыланған. Алынған байланыстардың газ динамикасы, газсыздандыру мәселелерін шешуде маңызы үлкен.

Түйін сөздер: көмір қабаты, асты қазылатын массив, тау-кен жыныстарының бұзылуы, заңдылық.

Summary

Abdugaliyeva G.Yu.
(Mining Institute after D.A. Kunayev, Almaty)

FORMATION OF THE DISLOCATED ROCK BORDERS IN THE UNDERWORKED MASS

The modern conditions of performing the underground mining works in the coal mines in connection with the depth increase are associated with the mine pressure rise, increase of the gas generation volumes from the various sources. Prevention of the dangerous gas accumulation in the underworked mass depends on the knowledge of the gas-bearing superincumbent rock deformation regularities. Based on the analysis and statistical processing of the field measurement results the rock deformation regularities in the underworked mass, forming common gas-conducting joint system due to the extraction pillar processing and its modification at various mine technical and mine-geological conditions have been established in this work. The obtained dependences play important role in resolving the issues of gas dynamics, degasification.

Keywords: Coal bed, underworked mass, rock dislocation, regularity.

Поступила 08.07.2014 г.

Нурлыбаев Р.О.

(Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы)

**УСТАНОВЛЕНИЕ ХАРАКТЕРА И МЕХАНИЗМА РАЗРУШЕНИЯ
СТОЛБЧАТЫХ МЕЖДУКАМЕРНЫХ ЦЕЛИКОВ
И СИСТЕМЫ «ЦЕЛИК – КРОВЛЯ»
С ЦЕЛЮ ИХ СВОЕВРЕМЕННОГО УПРОЧНЕНИЯ**

Аннотация

В статье на основе анализа и оценки геомеханической ситуации, возникающей при камерно-столбовой системе разработки, раскрываются причины и закономерности процессов деформирования и разрушения столбчатых междукамерных целиков (МКЦ) и системы «целик - кровля». Обосновываются целесообразность и необходимость их своевременного упрочнения с учетом специфических особенностей характера и механизма разрушения этих конструктивных элементов с целью повышения безопасности и эффективности ведения подземных горных работ при добыче руд камерно-столбовой системой.

Ключевые слова: *камерно-столбовая система разработки, междукамерный целик (МКЦ), кровля, система «целик-кровля», геомеханическая многоопорная конструкция (ГМК) «целики-налегающая толща пород», горное давление, нагруженность, напряжение, деформация, жесткость, несущая способность, структурная нарушенность, трещиноватость, разрушение, свод обрушения, упрочнение.*

Түйін сөздер: *камералық діңгектей қазу жүйесі, камерааралық кентірек (ККТ), төбе, «кентірек-төбе» жүйесі, көптіректі геомеханикалық құрылғысы (КГҚ) «кентіректер-құлама жатқан тау жыныстар қыртысы», тау қысымы, салмақтандырылу, кернеу, деформация, каттылық, салмақ көтеру қабілеті, іштей бұзылғыштық, жарықшақтық, қирау, опырылу тұсы, бекемдеу.*

Keywords: *room and pillar system, rib pillar (RP), roof, system “pillar-roof”, geomechanical multi-support structure (GMS) “pillars-superincumbent rock”, rock pressure, extent of load, stress, deformation, rigidity, carrying capacity, structural disturbance, fracturing, destruction, apex of cave, strengthening.*

Одной из ведущих систем разработок при подземной добыче руд и других твердых видов полезных ископаемых является камерно-столбовая система, которой, как и всем системам разработок с открытым очистным пространством, свойственны процесс деформирования и разрушения ее конструктивных элементов в зависимости от той или иной степени влияния и сочетания неблагоприятных горно-геологических и горнотехнических факторов в каждом конкретном случае. Поэтому изучение этих процессов и установление причин и закономерностей разрушения конструктивных элементов камерно-столбовой системы разработки с целью их своевременного упрочнения (укрепления)

является весьма актуальным вопросом, имеющим как теоретическое, так и практическое важное значение [1, 2] .

Как известно, при камерно-столбовой системе разработки месторождений полезных ископаемых для поддержания и управления налегающей толщей пород оставляется большое количество целиков различного назначения, которые образуют геомеханическую многоопорную конструкцию (ГМК) «целики - налегающая толща пород». При этом основным грузонесущим элементом конструкции являются столбчатые междукамерные целики (МКЦ), которые в зависимости от влияния тех или иных горно-геологических и горнотехнических факторов частично или полностью разрушаются. Как установлено, особенность разрушения ГМК состоит в том, что разрушение иногда единичной опоры (целика), как одного из элементов конструкции, неизбежно вызовет ее ослабление в результате увеличения и перераспределения нагрузок между целиками по принципу «цепной реакции». При этом некоторые целики по ряду причин могут не выдержать дополнительной нагрузки, что приведет к цепной реакции разрушения рядом расположенных целиков. Отсюда следует, что нарушение сохранности ГМК непосредственно обусловлено разрушением как отдельных, так и тем более группы МКЦ. Поэтому ослабление и снижение устойчивости такой конструкции, как правило, начинаются с разрушения единичных МКЦ и усугубляются при дальнейшем развитии очага и масштабов разрушения целиков в очистной панели.

Основными причинами разрушения МКЦ являются проявление горного давления, структурная нарушенность массива горных пород и влияние производственно-технологических факторов. К ним можно отнести неравномерность нагруженности целиков, трещиноватость, наличие слабых прослоев, стадийность их оформления и влияние взрывных работ, особенно, при отработке мощных залежей. Во время отработки второго и последующего слоев (уступов) целики подвергаются повторным сейсмическим воздействиям взрывов, что приводит к увеличению глубины зоны нарушенных пород у их боковой поверхности и уменьшению опорной площади целика, а, следовательно, его несущей способности.

Как показывают результаты натуральных наблюдений ряда авторов, в начальной стадии разрушения несущей способности МКЦ снижается либо в результате изменения формы целика при сохранении его структурной целостности либо происходит ослабление МКЦ различными системами трещин и прослоев при сохранении их внешней формы. Наиболее характерными и распространенными на практике формами разрушения целиков является разрушение с образованием трещин скола и трещин отрыва.

Целики из монолитных руд, как правило, разрушаются скалыванием в средней части с образованием двух пирамид подобно деформации образцов при сжатии их под прессом без смазки опорных поверхностей. В тех случаях, когда целики прорезаны секущими трещинами или прослойками малоустойчивых пород, деформация их происходит путем образования поверхностей отрыва вдоль вертикальных осей целиков, что имитирует характер деформации образцов на сжатие со смазкой или прокладкой у опорных поверхностей. При этом междукамерные целики, изменяясь внешне, могут принять наклонную форму или форму «песочных часов», «obeliska», «рюмки», что зависит от контактных условий их с кровлей. При полном сцеплении с породами кров-

ли МКЦ, разрушаясь принимает форму «песочных часов»; без сцепления и малом трении с породами – столбообразную форму или форму «обелиска».

Трещиноватость в МКЦ может быть выражена в виде отдельных, крупных, кососекущих трещин тектонического происхождения или в виде систем наклонных и горизонтальных трещин и прослоев слабых пород.

Современные представления о механизме проявления эффекта структурного ослабления следующие: инициатором начала разрушения массива (целика) является совокупность имеющихся трещин, так как при достижении на естественных плоскостях ослабления предельных состояний происходят подвижки и образуются новые трещины, оконтуривающие отдельные структурные блоки. Исходят из предположения, что решающее значение при разрушении имеет ориентирование трещин, а интенсивность трещиноватости, представленная в виде отношения линейного размера элементарного объема массива к размеру структурного блока, определяет характер развития процесса разрушения массива и интегральную величину сцепления в нем. Из этих положений можно установить, что из совокупности трещин инициатором начала разрушения является одна наиболее неблагоприятно ориентированная система трещин (одна трещина), далее процесс разрушения развивается по всему множеству трещин. Процесс разрушения по множеству трещин приводит к формированию зоны предельного разрушения, в пределах которой происходят как повороты отдельных блоков, так и разрушение наименее прочных блоков. По результатам проведенных исследований на структурно-нарушенных образцах установлено, что наибольшее влияние на снижение прочности целиков оказывают трещины, расположенные под углом 45-60° по отношению к действующей нагрузке, а наименьшее – трещины, расположенные под углом 0 и 90°, причем с увеличением частоты трещин дальнейшего снижения прочности не происходит [3]. Кроме того, определено, что при наклонном расположении трещин большое влияние на прочность оказывает их положение в целике. Например, если наклонная трещина пересекает целик, выходя на боковую поверхность, то его прочность резко снижается, что было ранее отмечено Н. Хастом. Это дает основание сделать заключение, что при выемке руды камерно-столбовой системой оформление целиков целесообразно проводить таким образом, чтобы кососекущая трещина проходила через основание целика.

Напряженно-деформированное состояние (НДС) столбчатого междукамерного целика и механика его разрушения в зависимости от трещиноватости наиболее подробно исследованы в работе [4]. В данной работе рассматриваются различные этапы нагружения целика, характеризующие соответствующее состояние целика. По существующему вдоль оси целика распределению напряжений определены наиболее опасные ориентации трещин, которые при нарастании нагрузок и соответственно последующего процесса развития трещин приводят к необратимому процессу разрушения целика. Рассмотренные этапы разрушения завершаются принятием целиком формы «песочных часов» и переходом в состояние стационарной нагрузки как это указано и в работе [3], что в принципе хорошо согласуется с данными натурных наблюдений других исследователей.

Таким образом, как исходит из работы [4] установлено, что в зависимости от размеров междукамерного целика формируются характерные области

трехосного, одноосного сжатий и сжатия-растяжения. При этом значения предельных нагрузок на целик зависят от размеров и формы целика, размеров эндогенных трещин и их ориентации, отсюда следует, что геометрия целика и трещин играет определяющую роль в снижении прочности (несущей способности) и устойчивости целиков и обуславливает их разрушение при прочих равных условиях. Поэтому, если учесть стохастический характер трещиноватости массива горных пород, то можно предположить, что всегда найдется совокупность таких трещин, по плоскостям которых структурное ослабление будет максимальным. Таким образом, учет таких трещин является весьма важным для упрочнения МКЦ в целях повышения их несущей способности и в целом устойчивости ГМК одним из существующих способов, например, как методом смолоинъекции.

Аналогичная закономерность разрушения МКЦ с принятием формы «песочных часов» наиболее характерной для этих целиков получена и в работе [5] при изучении влияния параметров камерно-столбовой системы на устойчивость целиков.

В некоторых других работах (Степанов В.Я., Палий В.Д., Васильев Ю.Д., Орлов Ю.Д., Протопов И.И.) несколько упрощая картину НДС целиков, вместо деформаций целиков в рассмотрение вводят их сопротивление сжатию. Это соответствует существу дела, потому что передача усилий и распределение напряжений прежде всего зависят от сопротивления среды, причем безусловно, играют большую роль и такие факторы, как форма, размеры, ориентировка и положение породных блоков.

Как уже отмечалось выше, одной из основных причин разрушения МКЦ является неравномерность их нагружения, вследствие изменения жесткости целиков, обусловленного различием их геометрических размеров и нарушенностью. Факт зависимости давления на МКЦ от их жесткости, т.е. неравномерную нагруженность целиков впервые экспериментально установил Н. Хаст на руднике «Лайсвалль» (Швеция) [3]. Аналогичную закономерность на Ингичкинском руднике получил В.Р. Рахимов, где давление на целики колебалось в пределах от 50 до 160% от номинального давления налегающей толщи. Подобные результаты также были получены сотрудниками МГИ и ВНИМИ при проведении экспериментов соответственно на Жезказганском месторождении и рудниках комбината «Печанганикель», Талнахском месторождении.

Исследованиями [3, 6, 7] выявлено, что нагрузка на междукамерные целики с большим разбросом геометрических параметров распределяется сложным образом: более жесткие целики, независимо от их местоположения в панели, воспринимают большие нагрузки, которые значительно, иногда в 2,2 раза отличаются от полного веса столба пород по приходящейся на них грузовой площади, что может служить одной из главных причин разрушения целиков. МКЦ, воспринявшие нагрузку больше, чем на которую они были рассчитаны, растрескиваясь теряют свою физическую сплошность и несущую способность или полностью разрушаются.

При изучении процесса и закономерностей разрушения столбчатых МКЦ кроме статистически неоднородного распределения нагрузок на целики в пределах очистной панели необходимо иметь ввиду и статистический характер распределения напряжений в каждом из них по сечению целика, также являющийся причиной его разрушения.

При неравномерном распределении напряжений в целике разрушение его активизируется тогда, когда величина действующего напряжения в характерной области по сечению целика превысит некоторое допустимое его значение. Чем быстрее нагружается целик и чем ближе величины действующих напряжений к уровню несущей способности, тем быстрее этот целик будет разрушаться. В свою очередь, активизация такого процесса приведет к перераспределению нагрузки на соседние целики и может завершиться разрушением целиков и обрушением кровли, как это произошло в панели 29 гор. 220 м шахты 55 Западно-Жезказганского рудника, что является лишь одним из множества примеров практики.

Исследования характера распределения и значений действующих напряжений в МКЦ для условий Жезказганского месторождения по результатам наиболее надежного и общепризнанного «метода разгрузки», полученным разными авторами в работах [3, 5, 7, 8 и др.] свидетельствуют, что эпюры напряжений во всех исследуемых МКЦ показали, что для примерно одинаковых целиков, находящихся в равных горно-геологических и геомеханических условиях:

- пик вертикальных напряжений располагается на разном удалении от оси МКЦ;

- распределение вертикальных напряжений вдоль оси скважины (шпура) различно (имеется ввиду тот факт, что при сохранении общего характера эпюры, в одинаковых, относительно фиксированных, точках напряжения имеют совершенно различную интенсивность) [8];

- хаотичность распределения горизонтальных напряжений по всему горизонтальному сечению МКЦ.

Итак, исходя из того, что пиковые значения вертикальных напряжений делят поперечное сечение целика на две зоны: *A* – зону запредельного состояния материала целика и *B* – несущее сечение, параметры и форма которого определяются степенью трещиноватости целика, его напряженным состоянием и размером.

Выполненные исследования [5] по объемному и плоскому моделированию позволили получить экспериментальный материал о величинах и характере распределения напряжений в целиках различных типов залежей. Согласно результатам этих исследований по сечению целиков вертикальные напряжения распределяются следующим образом: максимальные значения отмечаются по краям на глубине 1 и более м, а минимальные – в центре. В пределах центральной части целика, охватывающей 60-80% его поперечного сечения, напряжения имеют почти постоянную величину. Это говорит о наличии некоторой резервной несущей способности, следовательно, устойчивости целика, что подтверждается результатами экспериментальных исследований, выполненных в натурных условиях методом ультразвукового прозвучивания электрометрии и сейсмометрии [9], в том числе и другими более поздними работами Тулебаева К.К., Ермакова Т.М., Артемьева А.М. и других авторов. Этими работами установлено, что результаты натурных инструментальных наблюдений в целом в достаточной степени согласуются с данными, полученными методом разгрузки [3, 5, 8]. В устойчивом целике по его сечению можно выделить три характерные зоны с соответствующими значениями напряжений. В приконтурной области целика наблюдаются минимальные зна-

чения напряжений, затем на глубине 1-1,5 м от контура – их возрастание и в центральной части напряжения стабилизируются. Отсутствие в целике третьей зоны свидетельствует о предельном его состоянии, поскольку пик напряжений перемещен в центральную часть целика. Если напряжения в этой части по своим значениям приближаются к величинам в периферийной области целика, т.е. наличие только одной зоны с малыми напряжениями говорит о том, что он разрушен и потерял свою несущую способность.

Однако натурные наблюдения за состоянием МКЦ, имеющих признаки разрушения, показывают, что некоторые из них хотя и потеряли свою несущую способность продолжают выполнять свои функции – поддерживают непосредственную кровлю в очистных камерах в течение, иногда, довольно длительного времени, деформируясь уже за пределом прочности. Физическое объяснение этому явлению можно дать, основываясь на результатах испытания образцов горных пород в условиях жесткого нагружения [3, 5, 6, 7, 8]. При жестком нагружении образцов горных пород их полное разрушение непосредственно за пределом прочности не происходит, образцы сохраняют еще часть своей прочности, которая получила название остаточной прочности.

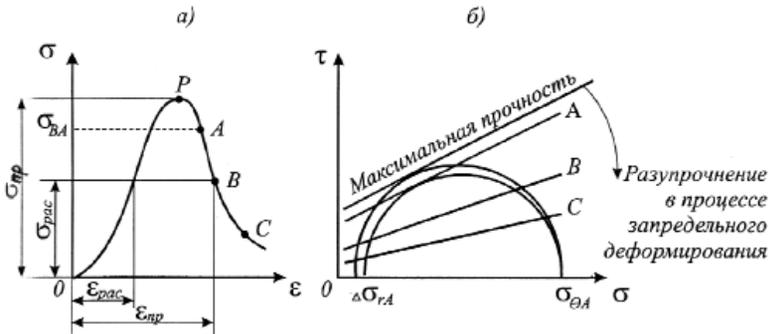
Практическое значение этого положения заключается в том, что режим нагружения образца в системе «образец-плиты испытательной машины» аналогичен нагружению столбчатого междукамерного целика, в геомеханической конструкции «кровля-целик-почва».

Анализ диаграмм «напряжение-деформация» и Мора (рисунок 1) позволяет раскрыть закономерность процесса деформирования и разрушения МКЦ и на этой основе принять соответствующие меры по их своевременному упрочнению [1, 2, 6, 7].

Все точки напряженного состояния в запредельной области (например, напряжения в точках А, В и С, (рисунок 1,а) характеризуется тем, что каждая из них определяет свою фактическую огибающую прочность (которой касается круг напряжений). Всякая дополнительная деформация в запредельной стадии вызывает частичное разрушение и ослабление материала, которое проявляется в более или менее устойчивом снижении огибающей и нисходящую ветвь диаграммы можно рассматривать как «пластическую зону» (рисунок 1,б).

В связи с тем, что в запредельной области происходит постепенное снижение прочности пород во времени, определить несущую способность целика, имеющего признаки разрушения, весьма затруднительно и оценка его устойчивости также весьма неопределенна. Поэтому с целью предотвращения дальнейшего прогрессирующего разрушения целиков необходимо принимать своевременные меры по их укреплению. В таких условиях целики эффективнее упрочнять тогда, когда круг напряжений пока еще не вышел за пределы первой огибающей А или по крайней мере вышел незначительно, поскольку за ней идет процесс необратимого разупрочнения пород в результате перераспределения усилий в целике [1, 2, 7].

В практике горного дела стало традиционным пассивное наблюдение за процессом разрушения целиков, а между тем своевременное укрепление нескольких разрушающихся МКЦ позволяет существенно продлить срок службы всей совокупности целиков, повысить устойчивость выработанного пространства и тем самым обеспечить безопасность и эффективность ведения горных работ.



а – кривая напряжения – деформация; б – диаграмма Мора с несколькими огибающими, соответствующими различным фазам снижения прочности в процессе запредельного деформирования пород

Рисунок 1 – Закономерности процессов деформирования и разрушения столбчатого междукамерного целика

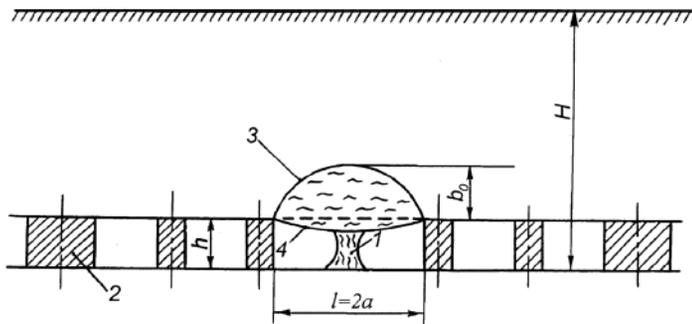
При разрушении МКЦ нарушается его сплошность, уменьшается жесткость, соответственно снижается нагрузка на него при одновременном увеличении деформации, что приводит к расслоению пород и формированию над целиком свода обрушения. В горной практике часто встречаются ситуации, когда начавшееся разрушение МКЦ самопроизвольно прекращается. Это явление можно объяснить тем, что произошло расслоение пород, и над разрушающимся целиком сформировался свод естественного обрушения. Нагрузка на целик при этом определяется весом пород, заключенных в контуре свода естественного равновесия, МКЦ имеет достаточную прочность, сопоставимую с нагрузкой и продолжает выполнять некоторое время свои функции по поддержанию непосредственной кровли.

Схема формирования области разрушения горных пород в кровле очистной выработки (камеры) приведена на рисунке 2.

Практика разработки обширных пологопадающих рудных месторождений (Жезказганского, Миргалымсайского и других) показала, что обрушение пород кровли выработок происходит лишь тогда, когда пролет обнажения в горной выработке превысит вполне определенную для данных горно-геологических условий и глубины залегания предельную ширину. Если пролет обнажения кровли меньше предельного, обрушение налегающих пород имеет ограниченный характер и происходит в контурах свода естественного равновесия, длительно сохраняющего свою форму и устойчивость.

Как правило, горные выработки при ведении очистных работ проходятся с применением буровзрывных работ, при этом горные породы в кровле выработки под действием сил тяжести, взрывов, а также вследствие перераспределения и концентрации напряжений обрушаются до тех пор, пока кровля выработки не приобретет некоторую устойчивую форму свода обрушения.

Практически поэтому следует различать понятия «свод естественного равновесия», представляющий собой теоретически криволинейный контур в массиве горных пород и «свод обрушения», т.е. куполообразную форму кровли, которая может наблюдаться визуально после вывала части пород из области, ограниченной контуром свода естественного равновесия.



- 1 – разрушающийся МКЦ с пониженной устойчивостью (прочностью);
 2 – панельный целик; 3 – контур свода обрушения пород (естественного равновесия);
 4 – прогиб (деформация) кровли; b_0 – высота свода обрушения пород;
 l – длина (ширина) основания свода обрушения; h – высота выработанного пространства (целика); H – глубина разработки

Рисунок 2 – Схема формирования зоны обрушения пород в кровле очистной выработки при разрушении МКЦ

Определение высоты свода естественного равновесия относится к решению обратных задач теории упругости, когда требуется определить форму дуги AB , которая является частью контура $ABCD$ (рисунок 3). В работе Г.П. Черепанова [10] установлено, что когда прямоугольник $ABCD$ близок к нижней половине равнопрочного эллипса, а выработка расположена далеко от дневной поверхности, искомая дуга AB по форме не должна сильно отличаться от верхней половины этого же равнопрочного эллипса, при этом высоту свода, контур которого аппроксимируется эллипсом, целесообразно определять по его формуле, которая наиболее приемлема для данных условий:

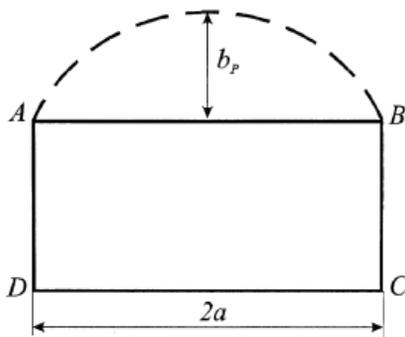
$$b_p = \frac{\nu \cdot a}{1 - \nu}, \quad (1)$$

где: b_p - высота свода естественного равновесия; ν - коэффициент Пуассона; a - ширина очистной камеры.

Основываясь на этом положении, по данным практики высоту свода обрушения для условий Жезказгана можем определить по формуле [10]:

$$b_i = \frac{v \cdot 2a}{1 - v}, \quad (2)$$

где: b_i - высота свода обрушения.



b_p - высота свода естественного равновесия;
 a - ширина выработки (очистной камеры).

Рисунок 3 – Схема к определению величины свода естественного равновесия по Г.П. Черепанову

Форма свода естественного равновесия обеспечивает наиболее равномерное распределение концентрации сжимающих напряжений по контуру свода, что является одновременно условием наибольшей прочности и устойчивости породы в потолочной части выработки.

На основании данных практики можно сделать вывод, что контур свода естественного равновесия всецело определяется факторами взаимодействия системы «целики – вмещающие породы» и высота свода естественного равновесия всецело зависит от физико-механических свойств и структуры массива горных пород.

Таким образом, при деформировании и разрушении МКЦ происходит совместная его деформация с кровлей, т.е. деформируясь целик увлекает за собой некоторую часть пород кровли, при этом формируется локальная система «целик – кровля», увеличивается пролет обнажения, что неизбежно приводит к необратимым механическим процессам (расслаиванию и обрушению пород кровли, (рисунок 2).

Поэтому, для повышения устойчивости ГМК «целики – налегающая толща пород» необходимо своевременное укрепление не только разрушающихся, но и отдельных или нескольких, находящихся пока в предельном состоянии МКЦ, а также в целом локальной системы «целик – кровля». Это значит – разрушающиеся ослабленные МКЦ необходимо упрочнять совмест-

но с породами кровли над ними, пока целики не перешли в запредельное напряженное состояние, так как в запредельной области, как уже утверждалось, идет необратимое интенсивное снижение прочности горных пород. При этом установлено, что укрепление пород кровли необходимо производить в пределах зоны, определяемой расчетным размером свода обрушения, который обрывается, если данный конкретный целик полностью разрушится.

Поскольку все в одной статье из-за ограниченности ее объема невозможно охватить, то предлагаемые автором на основе обобщения всего вышеизложенного способы и технологии упрочнения (укрепления) ослабленных трещинами МКЦ и системы «целик – кровля», позволяющие повысить безопасность и эффективность подземных горных работ при камерно-столбовой системе разработки будут рассмотрены отдельно в последующих очередных статьях.

Литература

1 Нурлыбаев Р.О. Закономерности деформирования и разрушения многоопорной геомеханической конструкции «целики – налегающая толща». – Алматы: 1997. – 21 с. – Деп. В КазгосИНТИ 19.02.97. - №7449-Ка 97.

2 Нурлыбаев Р.О. Исследование процессов деформирования и разрушения столбчатых междукамерных целиков и системы «целики – кровля». – Алматы: 1997. – 20 с. – Деп. В Казгосинти 19.02.97. - №7451-Ка 97.

3 Борщ-Компониец В.И., Макаров А.Б. Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей. – М.: Недра, 1986. - 271 с.

4 Айтиалиев Ш.М., Халманов Х.Ж. Механика трещин в управлении нагруженностью целика //ФТПРПИ. – 1989. - №2. – С. 9-14.

5 Кузнецов С.В., Милетенко И.В., Нугманов К.Х., Слоним М.Э. Напряженное состояние и прогноз поведения массива при камерно-столбовой системе разработки. – Алма-Ата: Наука, 1987. – 128 с.

6 Попов В.Н. Нагруженность междукамерных целиков разной жесткости // Комплексное использование минерального сырья. – 1986. - №7. – С. 15-18.

7 Причины и механизм разрушения междукамерных целиков и повышение устойчивости выработанных пространств // К.Х. Нугманов, В.Н. Попов, Э.В. Файдель, В.Г. Яковенко //Напряженное состояние массивов горных пород и управление горным давлением: Мат. IX Всесоюз. конф. по механике горных пород. 3-5 октября 1989 г. – Бишкек: Илим, 1990. – С. 384-390.

8 Чабдарова Ю.И., Жужгов Ю.В., Букин А.Н. Горное давление в антиклинальных структурах Джекказгана. – Алма-Ата, 1980. – 195 с.

9 Байконуров О.А. Методы контроля физико-технических параметров подземной разработки руд. – Алма-Ата: Наука, 1979. – 298 с.

10 Черепанов Г.П. Равнопрочная выработка в горном массиве //Проблемы механики горных пород: Мат. I Всесоюз. научн. конф. по механике горных пород. – Алма-Ата: Наука, 1966. – С. 440-447.

References

1 Nurlybaev R.O. Zakonomernosti deformirovaniya i razrusheniya mnogoopornoj geomexanicheskoj konstrucii «celiki – nalegajushhaja tolshha». – Almaty: 1997.

– 21 с. – Dep. V KazgosINTI 19.02.97. - № 7449-Ka 97. (in Russ.).

2 Nurylbaev R.O. Issledovanie processov deformirovaniya i razrusheniya stolbchatyh mezhdukamernyh celikov i sistemy «celiki – krovlija». – Almaty: **1997**. – 20 s. – Dep. V KazGosINTI 19.02.97. - №7451-Ka 97. (in Russ.).

3 Borshh-Komponiec V.I., Makarov A.B. Gornoe davlenie pri otrabotke moshnyh pologih rudnyh zalezhej. – M.: Nedra, **1986**. – 271 s. (in Russ.).

4 Ajtaliev Sh.M., Halmanov H.Zh. Mehanika treshhin v upravlenii nagruzhenost'ju celika //FTPRPI. – **1989**. - №2. – S. 9-14. (in Russ.).

5 Kuznecov S.V., Miletenko I.V., Nugmanov K.H., Slonim M.Je. Naprjazhennoe sostojanie i prognoz povedeniya massiva pri kamerno-stolbovoj sisteme razrabotki. – Alma-Ata: Nauka, **1987**. – 128 s. (in Russ.).

6 Popov V.N. Nagruzhenost' mezhdukamernyh celikov raznoj zhestkosti //Kompleksnoe ispol'zovanie mineral'nogo syr'ja. – **1986**. - №7. – S. 15-18. (in Russ.).

7 Prichiny i mehanizm razrusheniya mezhdukamernyh celikov i povyshenie ustojchivosti vyrabotannyh prostranstv // K.H. Nugmanov, V.N. Popov, Je.V. Fajdel', V.G. Jakovenko //Naprjazhennoe sostojanie massivov gornyh porod i upravlenie gornym davleniem: Mat. IX Vsesojuz. konf. po mehanike gornyh porod. 3-5 oktjabrja 1989 g. – Bishkek: Ilim, **1990**. – S. 384-390. (in Russ.).

8 Chabdarova Ju.I., Zhuzhgov Ju.V., Bukin A.N. Gornoe davlenie v antiklinal'nyh strukturah Dzhezkazgana. – Alma-Ata, **1980**. – 195 s. (in Russ.).

9 Bajkonurov O.A. Metody kontrolja fiziko-tehnicheskikh parametrov podzemnoj razrabotki rud. – Alma-Ata: Nauka, **1979**. – 298 s. (in Russ.).

10 Cherepanov G.P. Ravnoprochnaja vyrabotka v gornom massive //Problemy mehaniki gornyh porod: Mat. I Vsesojuz. nauchn. konf. po mehanike gornyh porod. – Alma-Ata: Nauka, **1966**. – S. 440-447. (in Russ.).

Резюме

Нұрлыбаев Р.О.

(Д.А. Қонаев атындағы кен істері институты, Алматы қ.)

КАМЕРААРАЛЫҚ КЕНТІРЕКТЕРМЕН «ТІРЕК-ТӨБЕ» ЖҮЙЕСІНІҢ ҚИРАУ СИПАТТАМАСЫМЕН МЕХАНИЗМІН АНЫҚТАУ, ОЛАРДЫ ДЕР КЕЗІНДЕ БЕКЕМДЕУ МАҚСАТЫНДА

Мақалада камералық діңгектей қазу жүйесі кезінде пайда болатын геомеханикалық жағдайды сараптау және бағалау арқасында камерааралық кентіректермен (ККТ) «кентірек – төбенің» деформациялық және қирау процестерінің себептерімен заңдылықтары ашылып көрсетілген. Бұлардың өздеріне тән қирау ерекшеліктер сипаттамасымен механизмін ескере отырып камералық діңгектей қазу жүйесі барысындағы, жер астында жүргізілетін жұмыстардың қауіпсіздіктерімен тиімділіктерін арттыру үшін, осы элементтердің дер кезінде бекемдеуінің қажет екені негізделген.

Түйін сөздер: камералық діңгектей қазу жүйесі, камерааралық кентірек (ККТ), төбе, «кентірек-төбе» жүйесі, көптіректі геомеханикалық

құрылғысы (КГҚ) «кентіректер-құлама жатқан тау жыныстар қыртысы», тау қысымы, салмақтандырылу, кернеу, деформация, каттылық, салмақ көтеру қабілеті, іштей бұзылғыштық, жарықшақтық, қирау, опырылу тұсы, бекемдеу.

Summary

Nurlybayev R.O.

(Mining Institute after D.A. Kunayev, Almaty)

DETERMINATION OF NATURE AND MECHANISM OF DESTRUCTION OF COLUMNAR RIB PILLARS AND A SYSTEM "PILLAR-ROOF" WITH THE PURPOSE OF THEIR TIMELY STRENGTHENING

On the basis of analysis and assessment of geomechanical situation arising at the application of the room and pillar system, the paper discloses the reasons and regularities of deformation and destruction processes of the columnar rib pillars (RP) and the system "pillar-roof". It substantiates the appropriateness and necessity of their timely strengthening with due account for specific particularities of the nature and mechanism of destruction of these structural components with the purpose of improvement of safety and efficiency of underground mining operations at the application of the room and pillar system in ore mining.

Keywords: room and pillar system, rib pillar (RP), roof, system "pillar-roof", geomechanical multi-support structure (GMS) "pillars-superincumbent rock", rock pressure, extent of load, stress, deformation, rigidity, carrying capacity, structural disturbance, fracturing, destruction, apex of cave, strengthening.

Поступила 14.04.2014 г.

Нурлыбаев Р.О.

(Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы)

АНАЛИЗ ПРИЧИН И ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ МЕЖДУКАМЕРНЫХ ПОТОЛОЧИН ПРИ ЯРУСНОЙ ОТРАБОТКЕ СБЛИЖЕННЫХ ПЕРЕКРЫВАЮЩИХСЯ ЗАЛЕЖЕЙ

Аннотация

В статье на основе изучения устойчивого состояния и надежности всей сложной геомеханической многоопорной конструкции (ГМК) «целики – междукамерная потолочина (междупластье) – целики – налегающая толща пород», образующейся при отработке сближенных перекрывающихся залежей, указаны причины и закономерности процесса разрушения междупластья в зависимости от той или иной степени влияния горно-геологических и горнотехнических факторов. Для предотвращения цепной реакции разрушения ГМК, обосновываются целесообразность и необходимость своевременного упрочнения потолочины совместно с междукамерными целиками (МКЦ) и в особенности с МКЦ нижних ярусов, находящимися в наиболее критическом состоянии, которые могут быть инициатором начала разрушения всей многоярусной ГМК, сопровождающегося в некоторых случаях обрушением налегающей толщи, вплоть до дневной поверхности.

Ключевые слова: сближенные перекрывающиеся залежи, геомеханическая многоопорная конструкция (ГМК) «целики-междукамерная потолочина (междупластье) – целики-налегающая толща пород», междукамерный целик (МКЦ), ярус, деформирование, разрушение, обрушение, упрочнение.

Түйін сөздер: бір біріне жақын және қабаттаса орналасқан кенжаттықтары, көптіректі геомеханикалық құрылғысы (КГҚ) «кентіректер - камерааралық төбе - кентіректер - құлама жатқан тау жыныстар қыртысы», камерааралық кентірек (ККТ), қабат, деформация, қирау, опырылу, бекемдеу.

Keywords: close overlapping beds, geomechanical multi-support structure (GMS) “pillars - interchamber ceiling beam (mining parting) – pillars - superincumbent rock”, rib pillar (RP), tier, deformation, destruction, failure, strengthening.

Рассмотренные выше геомеханические процессы, сопутствующие камерно-столбовой системе разработки, еще более усугубляются при отработке обширных изолированных и сближенных перекрывающихся залежей. Кроме неблагоприятных факторов, имеющих место при разработке обширных изолированных залежей сплошным или почвоуступным забоем (опорное давление, неравномерность напряженно-деформированного состояния целиков и кровли, сейсмическое воздействие от производства взрывных работ), возникают дополнительные условия, свойственные толь-

ко сближенным перекрывающимся залежам и связанные с устойчивостью пород междупластья, представляющего собой в конструктивном отношении междукамерную потолочину. Наличие большого числа влияющих переменных, а также появление нового несущего конструктивного элемента системы разработки – междукамерной потолочины – определяют многообразие форм проявления горного давления при разработке сближенных залежей [1, 2, 3, 4].

Согласно результатам исследований [1] можно выделить несколько основных причин обрушения пород междупластья. К ним относятся обрушения потолочины: под действием собственного веса по одной или нескольким системам трещин; под влиянием динамических напряжений, возникающих при производстве взрывных работ; в результате малой жесткости пород из-за их недостаточной прочности, по сравнению с целиками; вследствие несоосности расположения целиков в верхнем и нижнем ярусах, а также из-за разрушения целика или целиков, поддерживающих потолочину.

Ниже вкратце рассмотрим только наиболее характерные для условий Жезказганского месторождения причины и формы разрушения потолочины.

Обрушение междукамерной потолочины под действием силы собственного веса при различной структурной нарушенности массива рассмотрено в работе [4]. Для оценки устойчивости при воздействии статических нагрузок в расчете учитывали собственный вес потолочины и ее пригрузку отбитой рудой, горным оборудованием, закладкой на верхней залежи, а также боковое давление от природного поля напряжений и воздействия соосно расположенных целиков. Для условий Жезказганского месторождения показано, что для монолитных междукамерных потолочин (без сквозных секущих и послойных трещин) мощность, безопасная по сейсмическому фактору, является безопасной и по статическим нагрузкам. Даже для слабых пород (аргиллитов) при боковом распоре, близком к нулю, запас прочности потолочины превышает 10. Это означает, что условие прочности потолочины по сейсмическому фактору является более жестким, чем по статическим нагрузкам от собственного веса.

Для слоистых потолочин расчет устойчивости можно осуществлять как для всей мощности междупластья, так и по отдельным слоям. В указанной работе поставлены условия, при которых расчет потолочин должен производиться как единого целого или с учетом различно ориентированных трещин.

Анализ результатов, приведенных в этой же работе для условий Жезказганского месторождения, позволил установить, что устойчивость потолочины с вертикальными трещинами обеспечивается при боковом распоре более 0,6 МПа, а при наличии двух систем противоположно ориентированных трещин с углом наклона менее 70-75° потолочина неустойчива практически при любом давлении.

Механизм сейсмического разрушения целиков и потолочин, подробно исследованный А.А. Барсуковым, А.Н. Ханукаевым, Г.Г. Юревичем, описан в работе [1]. Для условий Жезказганского месторождения безопасная по сейсмическому фактору мощность потолочины, установленная Е.С. Раденко и А.И. Борщаговским, приведены в таблице [4].

Таблица – Безопасная по сейсмическому фактору мощность потолочины при различных типах пород и схемах выемки.

Порода междукамерной потолочины	Безопасная по сейсмическому фактору мощность потолочины при выемке, м	
	нисходящая	восходящая
Серый и красный песчаник с неплитчатой структурой	4,5	5,0
Красные плитчатые алевролиты	5,5	6,5
Плитчатые алевролиты с прослоями аргиллитов	6,0	7,0

Из таблицы видно, что безопасная по сейсмическому фактору мощность потолочины зависит от порядка выемки залежей, так как при нисходящей выемке энергия упругих волн распространяется в направлении, противоположном действию силы тяжести, а при восходящей выемке – совпадает с направлением действия силы тяжести. Таким образом, если учесть упругий прогиб потолочины под действием собственного веса, то в первом случае волна динамических напряжений отражается от вогнутой (сжатой) поверхности потолочины, а во втором – от выпуклой (растянутой) поверхности, как это рассматривается и в работах [5, 6] при изучении устойчивости кровли выработок.

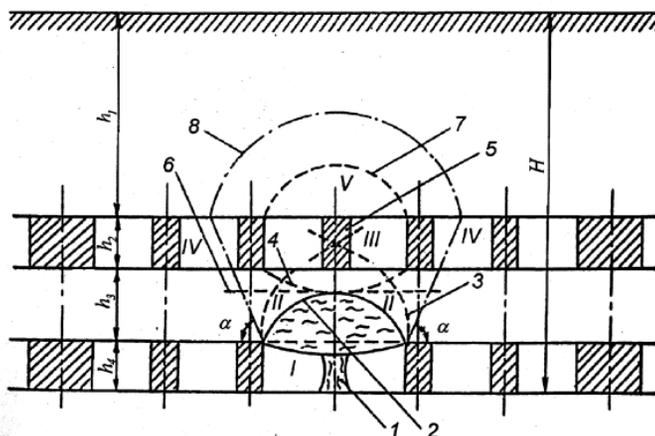
Следующей причиной разрушения потолочины является сдвиг целиков, который возникает вследствие уменьшения площади взаимного перекрытия целиков, т.е. из-за роста действующих напряжений в перекрытой части их сечения. Положение поверхностей сдвига определяется взаимным расположением целиков. В общем случае в процессе сдвига вовлекается зона, внутри которой происходят поворот и опрокидывание структурных блоков.

В работе [1] рассматриваются условия, при которых реализуется разворот структурных блоков и разрушения потолочин, при значительной несоосности МКЦ, установленные А.Б. Фадеевым.

На основе результатов исследований авторов [1, 4] можно определить условия, при которых соосное расположение целиков на перекрывающихся залежах необязательно. Из опыта разработки Жезказганского месторождения установлено, что несоосность целиков не сказывается на устойчивости потолочин при мощности междупластья более 20-30 м. Правилами технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов, установлено, что сближенными следует считать такие рудные тела, отработка одного из которых может повлиять на безопасность и эффективность отработки других. Согласно этому определению, в условиях Жезказганского месторождения, характерной особенностью которого является многоярусность оруденения и перекрытие в плане рудных тел, залегающих на различных горизонтах, сближенными следует считать перекрывающиеся залежи с мощностью междупластья менее 20 м.

Рассмотренные выше формы неустойчивости конструктивных элементов камерно-столбовой системы при разработке сближенных перекрывающихся

залежей в пределах выемочных участков (панелей) могут проявляться как в отдельности, так и в сочетании или все в совокупности (одновременно) в зависимости от конкретных горно-геологических и горнотехнических условий. И, как правило, чаще всего эти формы проявляются одновременно, поскольку все они взаимосвязаны между собой и обуславливают друг друга, т.е. одно порождает другое подобно принципу цепной реакции.



I, II, III, IV, V – соответственно стадии разрушения целиков, обрушения потолочины и пород налегающей толщи; 1 – разрушающийся МКЦ с пониженной устойчивостью; 2 – контур свода обрушения пород (естественного равновесия); 3 – область последующего ожидаемого обрушения за сводом естественного равновесия; 4 – граница максимально возможного смещения пород почвы, за которой происходит лавинное их обрушение; 5 – последующий разрушаемый МКЦ; 6 – предельно-критическая линия соприкосновения зоны опускания почвы с контуром свода обрушения; 7, 8 – предполагаемые своды обрушения соответственно в случае разрушения центрального МКЦ и соседних с ним целиков; α - угол сдвига пород

Рисунок 1 – Схема сводообразования и последовательности развития обрушения при ярусной отработке перекрывающихся залежей

Например, разрушение целиков в определенных условиях может привести к обрушению потолочины или наоборот последнее вызовет разрушение целиков, что зависит от степени влияния наиболее неблагоприятных факторов на тот или иной конструктивный элемент (целик, потолочина). Но с другой стороны, если учесть описанную выше закономерность разрушения ГМК «целики – налегающая толща пород», то инициатором начала этого явления все же является причина разрушения целика. В подтверждение этому можно привести один из наиболее характерных примеров, взятых из практики отработки перекрывающихся залежей в условиях Жезказганского месторождения [1]. Схема последовательности развития обрушения в па-

нелях 3 и 9 соответственно горизонтов 235 и 220 м шахты №45 Южно-Жезказганского рудника, произошедшего в 1977-1979 гг. приведена на рисунке 1. На этом рисунке показан лишь один из эпизодов – разрушение одного МКЦ на нижней залежи (стадия I) привело к увеличению пролета ранее устойчивой потолочины более чем в 2 раза и ее обрушению под действием собственного веса (стадия II). Последующее развитие обрушения сопровождалось разрушением целика III (стадия III) и целиков IV (стадия IV) по краям провала потолочины и закончилось обрушением налегающей толщи в четырех камерах (стадия V). В целом общая неустойчивость потолочины выразилась в появлении еще трех обособленных провалов, приведших, в конечном итоге, к обрушению всей налегающей толщи, т.е. до дневной поверхности.

Таким образом, на данном примере видно, как начавшийся процесс обрушения на одном горизонте, продолжается по залежи другого горизонта вплоть до земной поверхности, что позволило выявить общий механизм обрушения в данном, наиболее типичном случае.

Экспериментальные исследования на моделях с перекрывающимися сблизженными залежами [1] показали, что давление на МКЦ в перекрывающихся панелях зависит не только от параметров целиков и очистных выработок, но также от мощности междупластья и сдвига панелей относительно друг друга по горизонтали. Согласно этим исследованиям картина распределения напряжений в целиках при соосном расположении панелей и целиков качественно та же, что и в изолированных залежах, однако величина коэффициента относительной нагрузки целиков (K_n) на нижней залежи будет на 10-15% меньше. При мощности междупластья, равной суммарной мощности панелей $h_m = h_1 + h_2$, величина напряжений достигает значения их в изолированных панелях (при прочих равных условиях).

На практике встречаются случаи, когда мощности междупластья незначительны и не обеспечивают безопасную отработку сблизженных залежей, что особенно проявляется в сочетании с фактором трещиноватости и несвоевременным принятием мер по укреплению потолочины [7].

Как следует из работы [4], устойчивость трещиноватых междуканерных потолочин («мостов») определяется, в основном, значением коэффициентов трения по трещинам, величиной бокового распора, учитывающей составляющие природного поля напряжений массива и углами падения трещин. Устойчивость «моста» тем ниже, чем меньше коэффициенты трения по трещинам и величина бокового распора «моста» и чем положе углы падения трещин. Например, при минимально возможном в условиях Жезказгана коэффициенте трения по контактам трещин, равном 0,42, который, как показали специальные эксперименты [4], соответствует трещинам с зеркалами скольжения и глиной притирания, устойчивость трещиноватого «моста» обеспечивается в случае вертикальных трещин при боковом распоре больше 0,6 МПа, а в случае наклонных трещин при угле больше 60° и как угодно большом боковом распоре. Особенно неблагоприятным является случай с трещинами, падающими в разные стороны с образованием клинообразных структурных блоков (призм сползания). В этом случае при коэффициенте трения 0,42 «мост» становится неустойчивым уже при угле наклона трещин меньше 70-75° практически при любой величине бокового распора. Обычно

применяемые в таких условиях традиционные способы крепления потолочины штанговой или комбинированной крепью недостаточно эффективны и не решают проблему поддержания потолочин-мостов в безопасном состоянии. Поэтому вопрос этот пока остается актуальным и требует своего решения [7, 8, 9].

Таким образом, в результате разработки сближенных перекрывающихся в плане залежей месторождений камерно-столбовой системой, в массиве горных пород в зависимости от числа вовлекаемых в одновременную отработку рудных тел (пластов) образуется, по меньшей мере, двухуровневая или двухступенчатая сложная геомеханическая конструкция «целики – междупластье (междукамерная потолочина) – целики – налегающая толща пород». Устойчивость такой конструкции зависит от комплекса факторов и, прежде всего, от мощности, состава и прочности пород междупластья, поскольку последнее является самым уязвимым звеном из несущих элементов в этой конструкции. Поэтому устойчивость междукамерной потолочины как несущего конструктивного элемента во многом определяет устойчивое состояние и надежность всей геомеханической конструкции «целики – потолочина – целики – налегающая толща» [9].

Специфическая особенность такой сложной конструкции состоит в том, что образуемая при камерно-столбовой системе разработки ГМК «целики – налегающая толща пород», накладываясь друг на друга по вертикали, усложняет и усугубляет уязвимость конструкции. Все это обуславливает многообразие форм проявлений горного давления, закономерности нагружения его элементов и влияния других горнотехнических факторов, предопределяя разрушения, как отдельных элементов, так и всей ГМК.

Поэтому, для повышения устойчивости сложной ГМК «целики – потолочина – целики – налегающая толща пород» наряду с упрочнением целиков необходимым является своевременное упрочнение также и потолочины, как наиболее слабого звена из несущих элементов указанной конструкции в зависимости от мощности, состава и степени нарушенности в ней пород. При этом важно отметить, что чем больше ярусность отработки залежей, тем выше уязвимость и, следовательно, вероятность разрушения такой конструкции, поэтому необходимо предусмотреть совместность укрепления ее элементов, т.е. потолочину в комплексе с целиками и в особенности с целиками, находящимися в наиболее критическом состоянии, которые могут быть инициатором начала разрушения указанной ГМК и, в свою очередь, привести к катастрофическому обрушению друг на друга всей сложной многоярусной ГМК вплоть с выходом до дневной поверхности. Подтверждением тому могут служить многочисленные примеры массового обрушения, имевшие место на Жезказганском месторождении при отработке пологопадающих перекрывающихся залежей [3].

Таким образом, безопасность и эффективность ведения горных работ при разработке обширных изолированных и сближенных перекрывающихся залежей камерно-столбовой системой в районах с ослабленными или сильнотрещиноватыми МКЦ может быть достигнута принятием соответствующих мер по своевременному упрочнению ее конструктивных элементов, обеспечивающих их длительную устойчивость и сохранность.

Литература

- 1 Борщ-Компониц В.И., Макаров А.Б. Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей. – М.: Недра, 1986. – 271 с.
- 2 Кузнецов С.В., Милетенко И.В., Нугманов К.Х., Слоним М.Э. Напряженное состояние и прогноз поведения массива при камерно-столбовой системе разработки. – Алма-Ата: Наука, 1987. – 128 с.
- 3 Шамганова Л.С. Геомеханическое обоснование отработки пологопадающих перекрывающихся залежей у очагов массовых обрушений: Автореф. дис. канд. техн. наук. – Алма-Ата: 1992. – 18 с.
- 4 Борщаговский А.И., Раденко Е.С. К методике определения рациональных параметров камерно-столбовой системы разработки при выемке перекрывающихся залежей в условиях Джезказганского месторождения //Совершенствование подземной разработки Джезказганского месторождения /Тр. ин-та ИГД АН КазССР. Изд-во Наука. – Алма-Ата: 1984. – Т.62. – С. 22-44.
- 5 Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механические процессы в породных массивах: Учебник для вузов. – М.: Недра, 1986. – 272 с.
- 6 Кенеев Т.К. Разработка способов снижения сейсмического действия взрывов на кровлю очистной выработки: Автореф. дис. ...канд. техн. наук. – Алматы: 1993. – 16 с.
- 7 Нурлыбаев Р.О. Проблемы и некоторые пути обеспечения безопасной отработки обширных и сближенных залежей камерно-столбовой системой // Проблемы освоения разработки и переработки полезных ископаемых на месторождениях Жезказганского региона: Мат. междуна. науч.-техн. конф. 1-4 октября 1997г. – Жезказган, 1997. – С. 150-154.
- 8 Нурлыбаев Р.О. Исследование разрушения междукамерной потолочины при отработке сближенных перекрывающихся залежей. – Алматы: 1997. – 17 с. – Деп. в КазгосИНТИ 19.02.97. - № 7448-Ка 97.
- 9 Нурлыбаев Р.О. Устойчивость и разрушение сложной геомеханической конструкции «целики – потолочина – целики – налегающая толща» //Современные проблемы механики горных пород: Тез. докл. междуна. научн. конф., посвященной 75-летию акад. АН РК Ж.С. Ержанова 10-11 февраля 1997 г. – Алматы: 1997. – С. 101-102.

References

- 1 Borshh-Komponiec V.I., Makarov A.B. *Gornoe davlenie pri otrabotke moshhnyh pologih rudnyh zalezhej*. – M.: Nedra, **1986**. – 271 s. (in Russ.)
- 2 Kuznecov S.V., Miletenco I.V., Nugmanov K.H., Slonim M.Je. *Naprzazhennoe sostojanie i prognoz povedenija massiva pri kamerno-stolbovoj sisteme razrabotki*. – Alma-Ata: Nauka, **1987**. – 128 s. (in Russ.)
- 3 Shamganova L.S. *Geomexhanicheskoe obosnovanie otrabotki pologopadajushhih perekryvajushhihsja zalezhej u ochagov massovyh obrushenij: Avtoref. dis. ...kand. tehn. nauk.* – Alma-Ata: **1992**. – 18 s. (in Russ.)
- 4 Borshhagovskij A.I., Radenko E.S. K metodike opredelenija racional'nyh parametrov kamerno-stolbovoj sistemy razrabotki pri vyemke perekryvajushhihsja zalezhej v uslovijah Dzhhezkazganskogo mestorozhdenija //Sovershenstvovanie podzemnoj razrabotki Dzhhezkazganskogo

mestorozhdenija /Tr. in-ta IGD AN KazSSR. Izd-vo Nauka. – Alma-Ata: 1984. – T.62. – S. 22-44. (in Russ.)

5 Baklashov I.V., Kartzozija B.A. *Mechanicheskie processy v porodnyh massivah: Uchebnik dlja vuzov. – M.: Nedra, 1986. – 272 s. (in Russ.)*

6 Keneev T.K. *Razrabotka sposobov snizhenija sejsmicheskogo dejstvija vzryvov na krovlju ochestnoj vyrabotki: Avtoref. dis. ...kand. tehn. nauk. – Almaty: 1993. – 16 s. (in Russ.)*

7 Nurlybaev R.O. Problemy i nekotorye puti obespechenija bezopasnoj otrabotki obshirnyh i sblizhennyh zalezhej kamerno-stolbovoj sistemoy // *Problemy osvoenija razrabotki i pererabotki poleznyh iskopaemyh na mestorozhdenijah Zhezkazganskogo regiona: Mat. mezhdun. nauch.-tehn. konf. 1-4 oktjabrja 1997g. – Zhezkazgan, 1997. – S. 150-154. (in Russ.)*

8 Nurlybaev R.O. *Issledovanie razrushenija mezhdukamernoj potolochiny pri otrabotke sblizhennyh perekryvajushhihsja zalezhej. – Almaty: 1997. – 17 s. – Dep. v KazgosINTI 19.02.97. - № 7448-Ka 97. (in Russ.)*

9 Nurlybaev R.O. Ustojchivost' i razrushenie slozhnoj geomexanicheskoj konstrukcii «celiki – potolochina – celiki – nalegajushhaja tolshha» // *Sovremennye problemy mehaniki gornyh porod: Tez. dokl. mezhdun. nauchn. konf., posvjashhennoj 75-letiju akad. AN RK Zh.S. Erzhanova 10-11 fevralja 1997 g. – Almaty: 1997. – S. 101-102. (in Russ.)*

Резюме

Нұрлыбаев Р.О.

(Д.А. Қонаев атындағы кен істері институты, Алматы қ.)

БІР БІРІНЕ ЖАҚЫН ЖӘНЕ ҚАБАТТАСА ОРНАЛАСҚАН КЕНЖАТТЫҚТАРЫН ҚАЗУДАҒЫ КАМЕРААРАЛЫҚ ТӨБЕНІҢ ҚИРАУ ПРОЦЕСІНІҢ СЕБЕПТЕРІМЕН ЗАҢДЫЛЫҚТАРЫН САРАПТАУ

Мақалада бір біріне жақын және қабаттаса орналасқан кенжаттықтарын қазып алу кезінде пайда болатын бүкіл қиын көптіректі геомеханикалық конструкциясының (КГК): «тіректер – камерааралық төбе – тректер – құлама жатқан тау жыныстар қыртысының» орнықтылығымен мықтылығын зерттеу негізінде, төбенің қирау себептерімен заңдылықтарына тау-геологиялық және таутехникалық факторлардың әртүрлі әсер етуінен екені көрсетілген. КГК-ның тізбедей басталатын қирау реакциясын болдырмау үшін төбемен камерааралық кентіректердің (ККТ) дер кезінде қоса бекемделуі қажет екені дәлелденген, әсіресе төменгі қабаттардағы орналасқан жағдайлары шеттен тыс нашар ККТ-мен бірге, өйткені бұлар осы көп қабатты және қиын КГК-ның қирауының басталуына өзінің ықпалын тигізуі мүмкін, тіпті кейде бұл жағдай жердің бетіне дейін құлама жатқан тау жыныстар қыртыстарының опырылып түсуімен аяқталады.

Түйін сөздер: бір біріне жақын және қабаттаса орналасқан кен-жаттықтары, көптіректі геомеханикалық құрылғысы (КГК) «кентіректер-камерааралық төбе – кентіректер-құлама жатқан тау жыныстар қыртысы», камерааралық кентірек (ККТ), қабат, деформация, қирау, опырылу, бекемдеу.

Summary

NURLYBAYEV R.O.

(Mining Institute after D.A. Kunayev, Almaty)

ANALYSIS OF CAUSES AND REGULARITIES OF DESTRUCTION PROCESS OF INTERCHAMBER CEILING BEAMS AT TIER DEVELOPMENT OF CLOSE OVERLAPPING BEDS

On the basis of study of stable condition and reliability of the whole complex geomechanical multi-support structure (GMS) “pillars-interchamber ceiling beam (mining parting) – pillars - superincumbent rock”, formed in the course of development of close overlapping beds, the paper indicates the reasons and regularities of destruction process of the mining parting depending on certain extent of impact of mining and geological as well as mining technical factors. In order to prevent a chain reaction of GMS destruction the paper substantiates appropriateness and necessity of timely strengthening of a ceiling beam together with rib pillars (RP) and in particular with RP of lower tiers being in the most critical state which can be an initiator of destruction of the whole multitier GMS in some cases followed by the failure of a superincumbent rock up to the day surface.

Keywords: close overlapping beds, geomechanical multi-support structure (GMS) “pillars - interchamber ceiling beam (mining parting) – pillars - superincumbent rock”, rib pillar (RP), tier, deformation, destruction, failure, strengthening.

Поступила 14.04.2014 г.

Нурлыбаев Р. О.

(Институт горного дела им. Д. А. Кунаева, г. Алматы)

СПОСОБЫ И ТЕХНОЛОГИИ УПРОЧНЕНИЯ РАЗРУШАЮЩИХСЯ И ВНОВЬ ФОРМИРУЮЩИХСЯ В ОСЛАБЛЯЕМОМ ВЗРЫВАМИ МАССИВЕ МЕЖДУКАМЕРНЫХ ЦЕЛИКОВ

Аннотация

Применительно к задачам упрочнения и повышения несущей способности ослабленных столбчатых междукамерных целиков (МКЦ), имеющих признаки разрушения дана их градация по степени нарушенности (трещиноватости), прочности и устойчивости. С учетом этих обстоятельств предложены способы, различные технологические схемы и параметры упрочнения нуждающихся в этом целиков методом смолоинъекции. Также предложены номограммы определения длины и плотности (сетки) бурения инъекционных шпуров при радиальной и тангенциальной схемах их расположения в зависимости от размеров и трещиноватости МКЦ. Обоснована и показана технология предварительного смолоинъекционного упрочнения вновь оформляемых в ослабленном трещинами, в том числе от сейсмического воздействия взрывных работ массиве столбчатых МКЦ с целью повышения их несущей способности, необходимой для создания безопасных условий труда и повышения эффективности ведения подземных горных работ.

Ключевые слова: *междукамерный целик (МКЦ), нарушенность, трещиноватость, устойчивость, прочность, несущая способность, сейсмическое действие взрыва, смолоинъекция, смолонасыщаемость, способы, технологические схемы, параметры упрочнения.*

Түйін сөздер: *камерааралық кентірек (ККТ), бұзылғыштық, жарықшақтық, орнықтылық, мықтылық, салмақ көтеру қабілеті, сейсмикалық жарылыс әсері, шайырмен толтыру, шайырқабылдағыштық, бекемдеу тәсілдері, технологиялық сызбалары, параметрлері.*

Keywords: *rib pillar (RP), extent of disturbance, fracturing, stability, strength, carrying capacity, seismic impact of a blast, resin injection, resinsaturability, methods, process charts, strengthening parameters.*

Многолетний опыт обработки рудных залежей, в том числе Жезказганского месторождения камерно-столбовой системой показывает, что, несмотря на то, что размеры целиков определяются расчетом и, как правило, с большим коэффициентом запаса прочности, имеют место случаи разрушения как отдельных, так и группы столбчатых междукамерных целиков (МКЦ), в результате чего снижаются технико-экономические показатели и безопасность ведения горных работ. Поэтому вопросы о повышении прочностных характеристик и несущей способности МКЦ, являются одной из актуальных проблем и задач, требующих своего решения, как в теоретическом, так и практическом плане, что имеет большое значение при подземной добыче руд камерно-столбовой системой.

Как было ранее отмечено, что совокупность горно-геологических и горно-технических факторов обуславливает наличие в пределах выемочной панели МКЦ, находящихся в различном физическом состоянии. Анализ практического опыта и проведенные исследования позволили прийти к заключению, что целики могут быть рассмотрены и классифицированы как: I – устойчивые; II – средней устойчивости; III – неустойчивые. Первая группа целиков характеризуется нормальным (естественным) напряженным состоянием, низким уровнем трещиноватости и высокой прочностью (несущей способностью). Второй группе целиков свойственны: предельно-напряженное состояние, средний уровень трещиноватости и средняя несущая способность. Для третьей группы целиков характерны запредельно-напряженное состояние, высокая интенсивности трещиноватости и низкая несущая способность. Качественные характеристики целиков могут быть оценены количественно. На основе обобщения результатов натуральных наблюдений за состоянием столбчатых МКЦ в условиях шахт АО «Жезказганцветмет» и анализа многочисленных литературных источников применительно к задачам упрочнения и повышения несущей способности целиков нами разработана градация столбчатых МКЦ по степени нарушенности (трещиноватости), прочности и устойчивости (таблица).

Как видно из таблицы целики в зависимости от степени нагруженности могут находиться в трех различных физических состояниях. Нормально (естественно) – напряженному состоянию целика характерна наименьшая степень его нагружения, предельно-напряженному состоянию – наибольшая нагруженность, а запредельно-напряженному состоянию – минимальная нагруженность, вследствие уже полученных целиком больших деформаций. Из трех приведенных в таблице напряженно-деформированных состояний целиков наибольший интерес для укрепления и повышения устойчивости их представляет второе, т.е. предельно-напряженное состояние. В этом состоянии целики в зависимости от ряда факторов (величины нагрузки, структурной нарушенности, состава пород и др.) могут разрушаться в различной степени, т.е. от пассивного до активного разрушения, которое может быть приостановлено и локализовано своевременным принятием соответствующих технических мер.

Таким образом, предложенная градация целиков позволяет на основе оценки реального состояния целика по характеру и уровню трещиноватости, несущей способности и коэффициенту запаса прочности, а также напряженно-деформированному состоянию отнести данный конкретный МКЦ к той или иной категории устойчивости и разработать, выдать рекомендации о целесообразности или отсутствии необходимости его укрепления.

Данная градация устойчивости целиков была использована при выборе подлежащих упрочнению ослабленных трещинами междукамерных целиков в панелях 29 (залезь ПС-5-I) гор. 260 м и 4 (залезь ПС-5-II) гор. 180-230 м шахты 55 Западно-Жезказганского рудника АО «Жезказганцветмет» при проведении опытных работ по смолоинъекционному укреплению [1].

В настоящее время с переходом горных работ на глубокие горизонты, значение вопроса по укреплению МКЦ и повышению их несущей способности существенно возрастает. В этой связи одним из действенных и перспективных путей совершенствования средств и способов крепления и поддержания элементов горных выработок являются химические способы упрочнения, в частности укрепления (упрочнения) пород полимерными смолами, специ-

Таблица – Градация столбчатых междукламерных щеликов по трещиноватости, прочности и устойчивости

Степень нагруженности щелика	Напряженно-деформированное состояние щелика	Уровень трещиноватости щелика (W, мм/м)	Прочность (несущая способность) щелика	Коэффициент запаса прочности щелика, n	Категория устойчивости щелика	Наличие и степень проявления признаков разрушения	Рекомендации о необходимости укрепления (укрепления)
Наименьшая (наличие по сечению щелика всех трех характерных зон с соответствующими значениями вертикальных напряжений)	Нормально (естественно) – напряженное (в щелике преобладает одна зона с характерными значениями вертикальных напряжений)	Низкий $W < 2$	Высокая	$n \geq 2$	Устойчивый	Отсутствуют	В укреплении не нуждается
Наибольшая (наличие по сечению щелика двух характерных зон с минимальными и максимальными вертикальными напряжениями)	Пределно-напряженное (в щелике преобладает одна зона с характерными значениями вертикальными напряжениями)	Средний $W < 3$	Средняя	$n \geq 1,5$	Средней устойчивости	Присутствуют	В укреплении нуждается щелик
						Средняя и высокая степень проявления признаков разрушения	В укреплении нуждается в целом система «щелик – кровля»
Минимальная (наличие по сечению щелика только одной характерной зоны с малыми вертикальными напряжениями)	Запределно-напряженное (в щелике выложенная безыконая эпюра напряжений)	Высокий $W > 3$	Низкая	$n \geq 1$	Неустойчивый	Щелик в осевом разрезе	В укреплении не нуждается

ально разработанными их рецептурными составами для этих целей [2, 3] из различных компонентов, повышающих скрепляемость (адгезию) структурных блочных отдельностей и их мелких частиц между собой по имеющимся трещинным нарушениям, пустотам, порам и т.п.

Особенность междукамерного целика в качестве объекта упрочнения состоит в том, что он со всех сторон обозрим и доступен, что обеспечивает возможность контроля над ходом процесса смолоинъектирования, оценить количественные и качественные показатели упрочнения. Междукамерные целики, как объекты для упрочнения характеризуются различными формами и заданными геометрическими размерами: высотой, диаметром или шириной, длиной. В поперечном сечении они могут быть круглые, овальные, прямоугольные, квадратные (рисунок 1). Следует отметить, что на практике форма целиков не всегда выдерживается как в плане, так и по высоте, и МКЦ по сути представляют собой отдельно стоящие обнаженные со всех сторон локальные массивы различной конфигурации определенно-ограниченного объема.

Первым этапом смолоинъекционного упрочнения целиков является обоснование оптимальной длины, плотности расположения и направления бурения инъекционных шпуров. Проведенные в натуральных условиях исследования показали, что для смолоинъекционного упрочнения целиков целесообразно использовать схемы с радиальным и тангенциальным расположением шпуров. Причем, первая из них более предпочтительна для целиков с наиболее равномерной и наибольшей глубиной зоны распространения технологической и естественной трещиноватости, а вторая – для целиков с наименьшей глубиной зоны трещин, но с большой их интенсивностью у боковой поверхности целика.

Первая схема предусматривает бурение шпуров в радиальном направлении к вертикальной оси целика. При этом, с целью предотвращения возникновения гидродинамической связи забоев шпуров в глубине целика по трещинам длину шпуров, условно поделенных на четные и нечетные принимают различной, т.е. шпуры в зависимости от трещиноватости целика имеют две установленные длины, чередуемые в каждом последующем шахматно-располагаемом ряду. Таким образом, длину инъекционных шпуров определяют исходя из глубины развития зоны технологической трещиноватости (I_3^T) в приконтурной области целика с учетом его естественной (природной) нарушенности, а также расстояния между шпурами, обусловленного размерами (радиусом) зоны распространения упрочняющих составов при прочих равных условиях. Результаты пробных нагнетаний показывают, что при интенсивности трещиноватости (I) целика до 2-3 мм/м и смолопоглощаемости (Q) его не более 1,0-1,5 л/мин шпуры целесообразно бурить по сетке 2×2 м, а при $I > 3$ мм/м и $Q > 1,5$ л/мин оптимальной сеткой является 3×3 м. Исходя из этого длины глубоких радиальных шпуров (например, условно четных) рассчитывается по формуле $l_{пг} = I_3^T + L_w$ (L_w - дополнительная длина шпура, необходимая для обеспечения наибольшего смолонасыщения целика при заданной трещиноватости). Эта величина, установленная экспериментально в зависимости от трещиноватости целика варьирует в пределах $1,5 \leq L_w \leq 1,5$, а длина радиальных коротких шпуров (условно нечетных) будет $l_{пк} = I_3^T \leq 1,2$ м. Величина

1,2 м – максимальная глубина зоны развития технологической трещиноватости у боковой поверхности целиков, наиболее характерной для столбчатых междукамерных целиков, оформляемых буровзрывным способом в условиях разработки Жезказганского месторождения камерно-столбовой системой.

Тангенциальная схема размещения шпуров в целике предусматривает бурение их под таким минимальным углом к окружности целика, при котором вероятность прорыва упрочняющего состава наружу была бы минимальной. Это расположение шпуров позволяет более качественно обработать приконтурные зоны нарушенных пород в основном за счет удлинения фильтрующей области шпуров. Для расчета рационального угла (α) наклона шпуров с допустимой погрешностью используем формулу, предложенную в работе [2]:

$$\alpha = \arcsin \frac{b_{кр}}{l_{г}}, \quad (1)$$

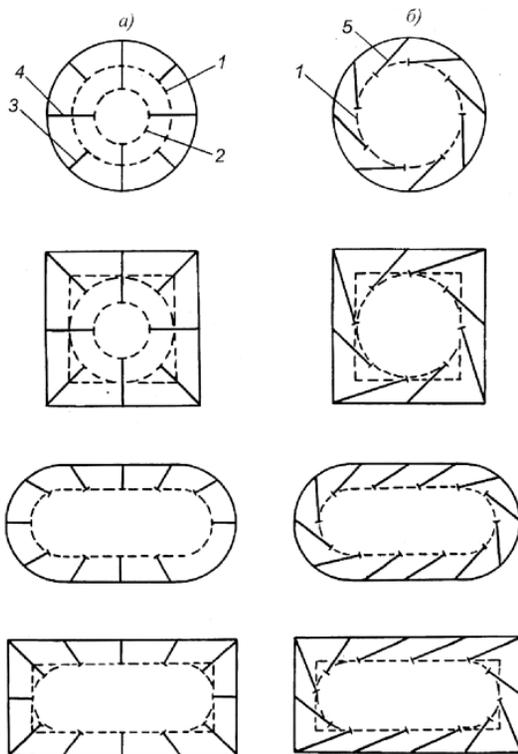
где $b_{кр}$ - критическое расстояние от смесителя дл контура выработки, при котором в породах различной трещиноватости W с вероятностью 0,90 не происходит прорыва раствора, $b_{кр}=0,086+0,018 \cdot W$; $l_{г}$ - глубина герметизации иньектора по условию надежного уплотнения, $l_{г}=0,6$ м.

Как показали натурные эксперименты по смолоиньекционному упрочнению целиков наиболее рациональным является шахматное размещение шпуров, поскольку оно обеспечивает более равномерное распределение укрепляющих составов по объему целика, что гарантирует наибольшую смолонасыщаемость целика и, следовательно, качество и надежность его упрочнения. Это достигается тем, что при радиальной схеме над короткими (например, условно четными) шпурами нижнего ряда бурятся глубокие (условно нечетные) шпуры верхнего ряда и наоборот. При тангенциальной же схеме направление бурения шпуров в каждом последующем ряду относительно предыдущего – меняют на 90° , также со смещением смежных рядов по высоте целика, на величину равную половине расстояния между шпурами.

При выборе расположения иньекционных шпуров целесообразно учитывать трещины напластования, пробуривая шпуры по возможности перпендикулярно к преобладающей системе трещин, что позволяет повысить эффективность нагнетания и смолоприемистость целиков. Для оперативного определения и выбора оптимальной длины иньекционных шпуров и плотности (сетки) их расположения в зависимости от размеров и трещиноватости целиков разработаны номограммы применительно к радиальной и тангенциальной схемам бурения шпуров, которые представлены на рисунке 2.

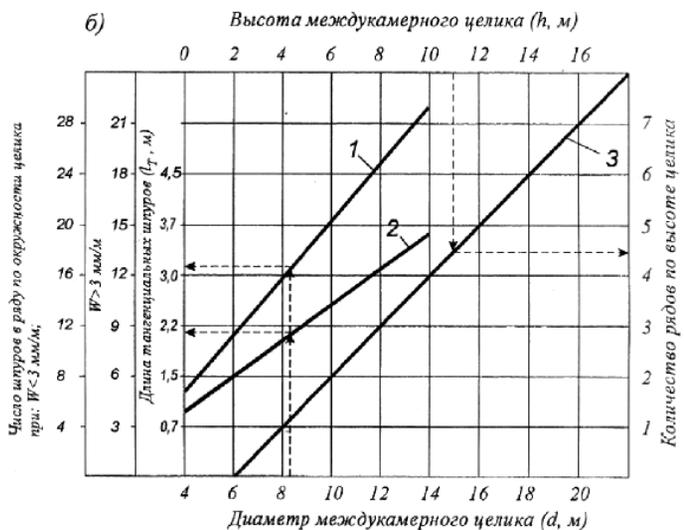
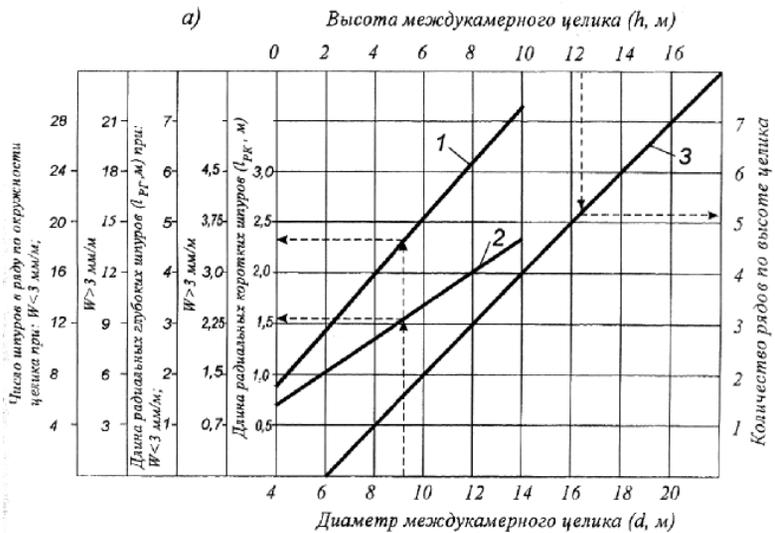
Рекомендуемый для упрочнения МКЦ вариант зажимной технологической схемы отличается от традиционной тем, что позволяет осуществить дифференцированный выбор предельного давления в каждом нагнетании, поскольку темп устанавливается максимальным соответствующим наименьшему давлению гидрорасчленения. Это достигается подбором и настройкой необходимого оборудования [3]. Практически технология смолонасыщения сводится к следующему. Упрочняющий раствор подается в шпур до достижения предельного давления нагнетания, зависящего от степени нарушенности целика. По его достижении нагнетание прекращается, и дальнейшее распространение

раствора происходит в неустановившемся режиме. После некоторого снижения давления производится повторное включение высоконапорной установки, и так продолжается до появления признаков окончания заполнения трещин. Несмотря на недостаток – нагнетание смесей в неустановившемся режиме, схема проста в конструктивном исполнении и эксплуатации и рекомендуется к использованию при смолоинъекционном упрочнении целикков. Натурными экспериментами, выполненными нами в условиях Жезказганского месторождения, установлено, что данная схема нагнетания наиболее целесообразна при радиальном расположении инъекционных шпуров, при тангенциальном – предпочтительно применение смешанной схемы подачи упрочняющих составов.



1 – граница зоны технологической трещиноватости; 2 – контурный круг, ограничивающий глубину длинных радиальных шпуров, при которой исключается их гидросбойка; 3, 4, 5 – соответственно инъекционные короткие, длинные радиальные и тангенциальные шпур

Рисунок 1 – Схемы расположения радиальных (а) и тангенциальных (б) инъекционных шпуров при разных формах поперечных сечений междукammerных целикков



1 – число шпуров в ряду по окружности целика; 2 – длина шпуров;
3 – количество рядов по высоте целика; W – интенсивность трещиноватости

Рисунок 2 – Номограммы определения длины и плотности бурения инъекционных шпуров при радиальной (а) и тангенциальной (б) схемах их расположения в зависимости от размеров и трещиноватости междукамерного целика

Рабочее давление и рациональный темп нагнетания, при которых обеспечивается максимальное смолонасыщение целика (массива) без гидроразрыва пород определяются на месте производства работ экспериментально по известной методике [3] путем бурения 3-4 шпуров длиной 2-3 м на расстоянии, исключающем их предполагаемую гидросбойку, и последующих пробных нагнетаний. По полученным результатам производится выбор вышеуказанных параметров.

Для расчета объема упрочняющего состава, необходимого для заполнения трещинных пустот в целике, нами предлагается следующая формула:

$$\theta_{yc} = \frac{(S_1 - S_2) \cdot h \cdot m \cdot K \cdot i}{n_B}, \quad (2)$$

где S_1 и S_2 - площади соответственно всего поперечного сечения и ненарушенной центральной части целика, м²; h - высота целика, м; m - коэффициент пустотности горных пород, доли ед.; K - коэффициент неравномерности распределения трещин и пустот в горных породах целика, $K=1,25-1,35$; i - коэффициент потерь упрочняющего состава при нагнетании, $i=1,3-1,5$; n_B - коэффициент выхода упрочняющего состава, $n_B < 1$ для цементных растворов, $n_B > 1$ для полиуретана и других смол, которым свойственно при отверждении увеличивать свой объем. Значения коэффициентов K , i и n_B приняты по литературным данным.

Расчеты, проведенные по формуле (2), показывают, что для укрепления столбчатых МКЦ при отработке мощных рудных залежей потребуются значительные объемы полимерных смол и, соответственно, высокие затраты. Для снижения расхода смолы целесообразно использовать комбинированный способ упрочнения целиков по следующим двум схемам:

- нагнетание на первом этапе через короткие шпуров более дешевых и вязких (например, цементных) растворов для тампонирувания наиболее крупных трещин при более низком давлении, затем после их отверждения - нагнетание в соседние шпуров полимерных растворов при более высоком значении давления;

- предварительное торкретирование поверхности целика набрызгбетоном, что обеспечивает снижение потерь полимерных смол за счет сокращения их утечек через крупные трещины в приконтурной зоне целика.

С целью предотвращения растекания раствора вниз по трещинам, нагнетание необходимо производить в поступательно-восходящем порядке для сохранения естественной фильтрационной способности трещин при закачке смеси в шпуров относительно верхних рядов, что обеспечивает более высокую смолоприемность целика и гарантирует более качественное и надежное их упрочнение.

Наряду с изложенным другим альтернативным и эффективным решением повышения несущей способности и устойчивости столбчатых МКЦ, формируемых в нарушенном трещинами и ослабленном в различной степени массиве, в том числе и от воздействия сейсмических ударных волн при буровзрывных

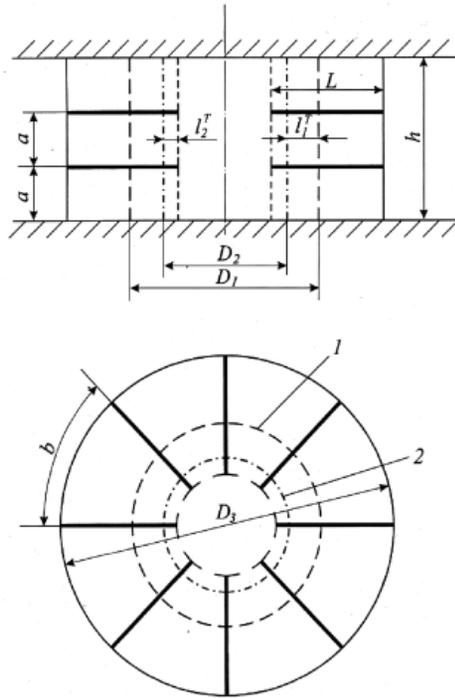
работах, являются способ и технология предварительного смолоинъекционного упрочнения еще не сформировавшегося в горном массиве тела целика.

Наличие зон трещиноватости и приконтурное нарушение боковых поверхностей междукамерных целиков обусловлены их напряженным состоянием и влиянием взрывных работ. Установлено, что процесс трещинообразования происходит с самого начала оформления МКЦ и усугубляется при его дальнейшем оконтуривании и отделении от массива. Такая динамика формирования зон трещиноватости в МКЦ свидетельствует о том, что взрывные работы оказывают существенное воздействие на процесс трещинообразования и, следовательно, снижают несущую способность и устойчивость целиков.

В связи с этим с целью снижения воздействия взрывов, повышения прочности и устойчивости массива, представляющего из себя будущий МКЦ, особенно когда они формируются в зоне повышенной трещиноватости предлагается предварительное смолоинъекционное их упрочнение через окружающий МКЦ массив [4]. При этом целики оформляются в два этапа.

Первый этап заключается в том, что по мере продвижения очистного забоя в камере оконтуривается и оформляется обычный МКЦ, но с диаметром, превышающим проектный на 2-3 м (рисунок 3). Затем через пробуренные согласно паспорту буровзрывных работ шпуров в законтурную часть $(l_1^T + l_2^T)$ проектного диаметра (D_1) будущего МКЦ под давлением при помощи иньектора-герметизатора подается специальный упрочняющий полимерный состав, обладающий достаточной пластичностью и взрывостойкостью, для чего шпуров перебуриваются за контуры 1 и 2 соответственно проектного и ожидаемого диаметров (D_1, D_2) целика на длину, незначительно превышающую или равную сумме размеров зон нарушаемых у боковой поверхности целика пород от взрывных работ при его обычном и предлагаемом способах оформления. Как видно на рисунке 3 глубина зоны развития технологической трещиноватости, обозначаемой (l_2^T) почти в 2 раза меньше чем (l_1^T) , что объясняется повышенной сопротивляемостью упрочненных пород воздействию производимых взрывов. Экспериментальными работами установлено, что наибольшая возможная глубина зоны нарушаемых пород при окончательном оформлении целика составляет: $l_2^T = 0,3-0,5$ м, тогда как $l_1^T = 0,6-1,2$ м.

Второй этап оформления МКЦ состоит в том, что в целях его максимального смолонасыщения через образуемые во время взрыва трещины, предварительно перед осуществлением взрывных работ в законтурную часть шпуров в ампулах или без них подают быстротвердеющий специальный взрывостойкий состав, за которым помещается пыж. Затем оставшаяся часть шпуров заряжается согласно паспорту буровзрывных работ. При взрывании наряду с отбойкой рудной массы происходит уплотнение быстротвердеющего состава в шпурах и проникновение его в трещины массива, т.е. теперь уже целика меньшего диаметра по сравнению с проектным с одновременным сохранением его несущей способности.



$a \times b$ – сетка расположения инъекционных шпуров; h – высота целика;
 D_p, D_2, D_3 – соответственно проектный, истинный и предварительный диаметры
 целика; l – длина шпура; l_1^T – предполагаемая глубина зоны технологической
 трещиноватости при обычном оформлении целика; l_2^T – наибольшая возможная
 глубина нарушаемой пристеночной области будущего целика; 1, 2 – контуры
 соответственно проектного и ожидаемого диаметров

Рисунок 3 – Схема способа предварительного смолоинъекционного
 упрочнения столбчатого междукамерного целика

Проведенные опытно-промышленные работы в панели 4 гор. 180/230 м шахты 55 Западно-Жезказганского рудника АО «Жезказганцветмет» позволили получить положительные и вполне ощутимые результаты: за счет сокращения размеров целиков были вынуты дополнительные объемы руды, оставляемой в целиках при их прежних проектных размерах [4]. По данным сейсмического прозвучивания при оценке состояния МКЦ было установлено, что значения скоростей ультразвуковых продольных волн в направлении диаметра упрочненных целиков варьировались в незначительных пределах по сравнению с неупрочненными, что свидетельствовало об относительно оди-

наковой плотности материала целика после нагнетания в него упрочняющего раствора. Благодаря предварительному упрочнению целиков их приконтурная часть у боковой поверхности нарушалась в меньшей степени, что подтвердилось и анализом состояния выбуренных кернов, показавшим полноту заполнения трещин в приконтурной и законтурной части целиков между инъекционными шпурами.

Таким образом, предварительное смолоинъекционное упрочнение междукамерных целиков обеспечивает максимальное сохранение целостности их боковой поверхности при оформлении буровзрывным способом, и тем самым повышение прочностных характеристик и устойчивости целиков, что в целом повысит безопасность работ. Кроме того, предварительное упрочнение позволяет существенно снизить потери руды (15-30%) за счет уменьшения зон трещиноватости и корректировки проектных размеров целиков в сторону уменьшения их диаметров.

Литература

1 Алтаев Ш.А., Нурлыбаев Р.О., Абеуов М. и др. Смолоинъекционное упрочнение горных пород при подземной разработке крепких руд. – Алматы: Рауан, 1997. – 336 с.

2 Минаев В.А., Тедеев В.Л., Белкин В.В. Повышение устойчивости выработок оснований рудных блоков путем нагнетания карбамидных смол // Совершенствование методов и средств подземной добычи руд при комплексном освоении месторождений /Сб. научн. тр. /МГИ. – М.: 1985. – С. 138-145.

3 Кузьмин Е.В. Упрочнение горных пород при подземной добыче руд. – М.:Недра, 1991. – 253 с.

4 Алтаев Ш.А., Нурлыбаев Р.О. Повышение безопасности работ за счет предварительного упрочнения междукамерных целиков //Взрыв-97: Мат. междунар. науч.-прак. конф. 18-20 июня 1997. – Алма-Ата, 1997. – С. 45-47.

References

1 Altaev Sh.A., Nurlybaev R.O., Abeuov M. i dr. *Smoloinjekcionnoe uprochnenie gornyh porod pri podzemnoj razrabotke krepkih rud.* – Almaty: Rauan, 1997. – 336 s. (in Russ.).

2 Minaev V.A., Tedeeev V.L., Belkin V.V. *Povyshenie ustojchivosti vyrabotok osnovanij rudnyh blokov putem nagnetanija karbamidnyh smol // Sovershenstvovanie metodov i sredstv podzemnoj dobychi rud pri kompleksnom osvoenii mestorozhdenij /Sb. nauchn. tr. /MGI.* – M.: 1985. – S. 138-145. 22 (in Russ.).

3 Kuz'min E.V. *Uprochnenie gornyh porod pri podzemnoj dobyche rud.* – M.:Nedra, 1991. – 253 s. (in Russ.).

4 Altaev Sh.A., Nurlybaev R.O. *Povyshenie bezopasnosti rabot za schet predvaritel'nogo uprochnenija mezhdukamernyh celikov Vzryv-97: Mat. mezhdunar. nauch.-prak. konf. 18-20 ijunja 1997.* – Alma-Ata, 1997. – S. 45-47. (in Russ.).

Резюме

Нұрлыбаев Р.О.

(Д. А. Кунаев атындағы кен істері институты, Алматы қ.)

ҚИРАЙ БАСТАҒАН ЖӘНЕ ЖАРЫЛЫСТАРДЫҢ ӘСЕРІНЕН ОСАЛДАНАТЫН МАССИВТЕН ПАЙДА БОЛАТЫН КАМЕРААРАЛЫҚ КЕНТІРЕКТЕРДІ БЕКЕМДЕУ ТӘСІЛДЕРІМЕН ТЕХНОЛОГИЯСЫ

Қирау белгісі бар діңгекті камерааралық кентіректерді (ККТ) бекемдеуде, олардың салмақ көтеру қабілетін арттыру үшін осы кентіректердің әр дәрежеде бұзылғандығының (жарықшақтығының), мықтылығының және орнықтылығының кестесі берілген. Осы жайларды ескере отырып бекемдеуді қажет ететін кентіректерді шайырмен толтырудың тәсілдері және әртүрлі технологиялық сызбаларымен параметрлері ұсынылған. Сондайақ камерааралық кентіректердің көлемдігінің және жарықшақтығының байланысына қарай, шайыр айдайтын шпурлардың радиалдық және тангенстік сызба орналасуында осы шпурлардың ұзындығымен бұрғылау сеткасын анықтау номограммалары ұсынылған. Қауіпсіздік еңбек жағдайын жасау және жер астында жүргізілетін тау жұмыстарының тиімділігін арттыру үшін, жарылыстың сейсмикалық әсерінен жарықшақтармен осалданатын массивтен пайда болатын діңгекті камерааралық кентіректерді алдынала шайырмен толтыра бекемдеудің әдіс технологиясы негізделіп көрсетілген.

Түйін сөздер: камерааралық кентірек (ККТ), бұзылғыштық, жарықшақтық, орнықтылық, мықтылық, салмақ көтеру қабілеті, сейсмикалық жарылыс әсері, шайырмен толтыру, шайырқабылдағыштық, бекемдеу тәсілдері, технологиялық сызбалары, параметрлері.

Summary

NURLYBAYEV R.O.

(Mining Institute after D.A. Kunayev, Almaty)

METHODS AND TECHNOLOGIES OF STRENGTHENING OF RIB PILLARS DESTROYED AND NEWLY FORMED IN THE MASSIF WEAKENED WITH BLASTS

In respect to the problems of strengthening and increase of carrying capacity of weakened columnar rib pillars (RP) with signs of destruction, the paper sets out their gradation according to the extent of disturbance (fracturing), strength and stability. With due account for these circumstances, the paper proposes the methods, various process charts and parameters of strengthening of pillars demanding this using the method of resin injection. Besides, the paper proposes the programs for determination of length and density (network) of injection blast-hole drilling at their radial and tangential layout depending on the dimensions and fracturing extent of RP. It substantiates and shows the technology of preliminary

resin injection strengthening of newly formed massif of columnar RP, including due to the seismic impact of blasting operations, with the purpose of enhancement of their carrying capacity needed for the creation of safe labor conditions and increase of efficiency of underground mining operations.

Keywords: rib pillar (RP), extent of disturbance, fracturing, stability, strength, carrying capacity, seismic impact of a blast, resin injection, resinsaturability, methods, process charts, strengthening parameters.

Поступила 14.04.2014 г.

НУРЛЫБАЕВ Р.О.

(Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г.Алматы)

**ПОВЫШЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ КОНСТРУКТИВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ
КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЫ
РАЗРАБОТКИ «ЦЕЛИК-КРОВЛЯ»**

Аннотация

Приведены основные причины и механизмы потери устойчивости конструктивных элементов камерно-столбовой системы разработки – столбчатых междукамерных целиков (МКЦ) и в целом системы «целик-кровля» в зависимости от влияния и сочетания ряда неблагоприятных горно-геологических и горнотехнических факторов. Описаны некоторые закономерные особенности процессов деформирования и обрушения пород кровли над целиком, вследствие его частичного или полного разрушения по тем или иным известным причинам. Предложены и показаны технологические схемы и параметры смолоинъекционного упрочнения системы «целик-кровля» при различной стадии ее формирования, в том числе при предельном ее деформировании (критический случай) в зависимости от степени нарушенности и деформационных свойств целиков.

Ключевые слова: камерно-столбовая система разработки, междукамерный целик (МКЦ), кровля, целик-кровля, деформирование, разрушение, обрушение, смолоинъекционное упрочнение.

Түйін сөздер: камералық діңгектей қазу жүйесі, камерааралық кентірек (ККТ), төбе, кентірек-төбе, деформация, қирау, опырылу, шайырман толтырып бекемдеу.

Keywords: room and pillar system, rib pillar (RP), roof, pillar-roof, deformation, destruction, failure, resin injection strengthening.

Принимаемые расчетным путем параметры камерно-столбовой системы разработки с учетом имеющегося опыта, не всегда обеспечивают должную устойчивость и длительную сохранность ее конструктивных элементов, как столбчатых междукамерных целиков (МКЦ), потолочины (кровли) и в целом локальной системы «целик-кровля», в силу влияния и сочетания ряда неблагоприятных горно-геологических и горнотехнических факторов, о чем было более подробно изложено в предыдущей статье в данном томе сборника.

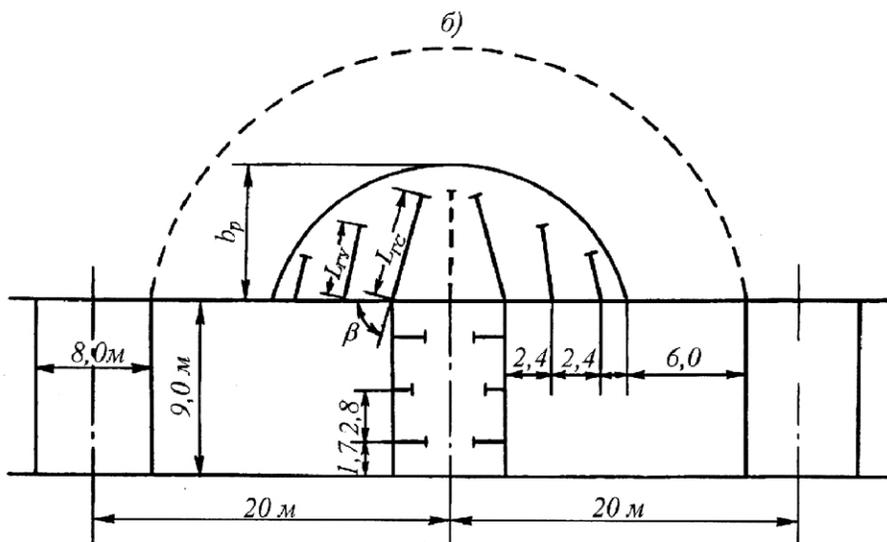
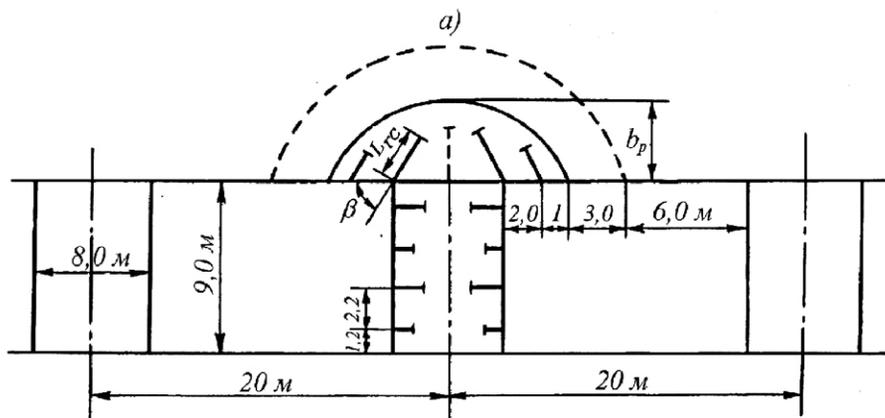
Столбчатые МКЦ в процессе своего оформления могут работать в двух режимах: в режиме заданной деформации (когда деформируется вся геомеханическая конструкция (ГМК) «целики-кровля-налегающая толща пород», образуемая при камерно-столбовой системе разработки, что аналогично жесткому нагружению образца и в режиме заданной нагрузки; второй режим нагружения реализуется у тех МКЦ, которые в общей системе находятся в предельном состоянии.

Таким образом, при деформировании МКЦ происходит совместная его деформация с кровлей, т.е. деформируясь, целик увлекает за собой некоторую часть пород кровли, при этом формируется локальная система «целик-кровля». В результате совместного деформирования системы «целик-кровля» увеличивается пролет обнажения, что неизбежно приводит к необратимым механическим процессам (расслаиванию и обрушению пород кровли). Поэтому для повышения устойчивости ГМК, как и ранее говорилось необходимо укрепление не только разрушающихся, но и отдельных, находящихся пока в предельном состоянии МКЦ, а также в целом локальной системы «целик-кровля» [1]. Это значит, разрушающиеся ослабленные МКЦ необходимо упрочнять совместно с породами кровли над ними, пока целики не перешли в запредельное напряженное состояние, поскольку в запредельной области идет интенсивный и необратимый процесс разупрочнения пород в результате перераспределения усилий в целике. При этом укрепление пород кровли необходимо производить в пределах зоны, определяемой размером свода естественного равновесия (обрушения), который образуется над целиком в случае его полного разрушения. Исходя из этого, нами разработаны технологические схемы и параметры смолонъекционного упрочнения системы «целик-кровля» при различной стадии ее формирования в зависимости от степени нарушенности и деформационных свойств целиков (рисунки 1-3). Предлагаемые схемы упрочнения заключаются в том, что наряду с укреплением столбчатых междукамерных целиков по ранее предложенному способу, упрочняются и породы кровли над целиками путем нагнетания твердеющих укрепляющих составов в шпурь, пробуренные в кровлю по кольцевой схеме вокруг целика на соответствующие глубины [2].

На рисунках 1 и 2 условно показаны схемы трех различных по размерам сводов обрушений, наиболее четко отражающих степень ослабления системы «целик-кровля», а также соответствующая каждому из сводообразований схема расположения и параметры инъекционных шпуров для нагнетания упрочняющего состава в породы кровли над целиком.

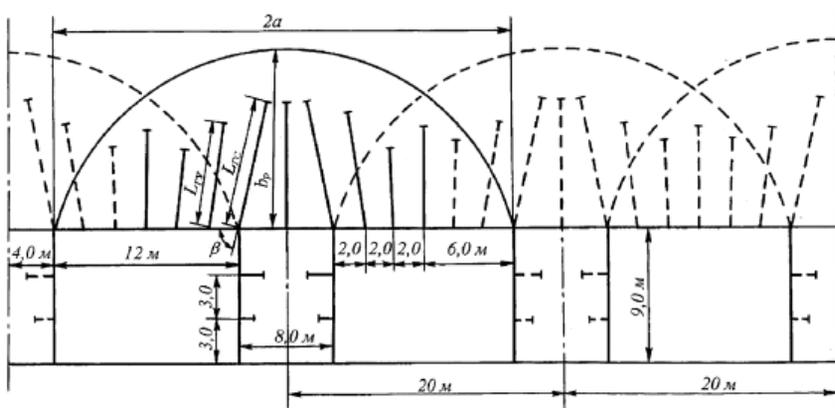
Первый свод обрушения пород имеет минимальные размеры: его основание составляет четверть ширины камеры (рисунок 1,а); основание второго достигает середины камеры (рисунок 1,б); а основание третьего доходит до контура следующего соседнего целика (рисунок 2). Такое условное разделение сводообразований по размерам и масштабам в некоторой степени позволяет оптимизировать схемы и параметры технологии упрочнения системы «целик-кровля».

Возможны несколько вариантов технологических схем упрочнения пород кровли над целиком и в целом кровли очистной выработки (камера, панель). Применение каждого из них определяется горно-геологическими условиями, наличием необходимого оборудования и других специальных технических средств, упрочняющих материалов, а также требованиями безопасности ведения работ [3]. Теоретические исследования и натурные эксперименты позволили разработать следующую технологическую схему нагнетания упрочняющих составов, а именно, нагнетание через шпурь, пробуренные в кровлю по кольцевой схеме вокруг целика по концентрическим окружностям на разные глубины, соответствующие высоте свода обрушения в местах расположения этих шпуров.



a - условно-начальная стадия формирования системы «целик-кровля»;
 $б$ - последующая – при продолжающемся совместном деформировании истемы;
 b_p - высота свода естественного равновесия; β - угол наклона бурения шнуров;
 L_{TC} - длина глубоких шнуров на сопряжении кровли с целиком;
 L_{IV} - длина глубоких шнуров в рядах, удаленных от целика.

Рисунок 1 - Схемы и параметры смолоинъекционного упрочнения системы «целик-кровля» при различной стадии ее формирования.



β - угол наклона бурения инъекционных шпуров; L_{GC} - длина глубоких шпуров на сопряжении кровли с целиком; L_{GV} - длина глубоких шпуров в рядах, удаленных от целика; $2a$ - размер основания свода обрушения или критический (запредельный) пролет выработки, при котором происходят расслаивания и обрушения пород кровли

Рисунок 2 - Схемы и параметры смолоинъекционного упрочнения системы «целик-кровля» при запредельном ее деформировании (критический случай).

Подготовка к упрочнению пород кровли над целиком шпурами разной длины состоит в следующем. На месте сопряжений кровли с целиком вокруг последнего под углом β бурируют радиальные инъекционные шпуры, располагаемые по кольцу-ряду равномерно через определенное расстояние, обусловленное трещиноватостью и радиусом распространения упрочняющего состава (рисунок 3). Угол наклона бурения инъекционных шпуров при этом определяется из следующего выражения:

$$\beta = 90^{\circ} - \operatorname{arctg} \frac{D}{2 \cdot b_p}, \quad (1)$$

где D - диаметр столбчатого междукамерного целика, м; b_p - высота свода естественного равновесия, м.

На рисунке 3 представлены схемы смолоинъекционного упрочнения системы «целик-кровля». Согласно предлагаемым схемам, шпуры бурят с чередованием длин, также как при обурировании и упрочнении целиков с тем, чтобы предотвратить гидросбойку шпуров в первом ряду над целиком. После обурирования первого кольца шпуров на расстоянии 2,0-2,4 м от него в кровле вокруг целика аналогично бурируют последующие кольца (ряды) шпуров также с чередованием их длин. Длина коротких шпуров при этом выбирается исходя из глубины зоны развития повышенной тех-

нологической трещиноватости пород, а глубоких – из расчетного контура свода обрушения. Поэтому, для определения соответствующей длины шпуров в ряду вокруг целика, нами предлагаются формулы, учитывающие при первом приближении высоту контура свода обрушения в местах расположения инъекционных шпуров и радиус проникновения (распространения) упрочняющих составов. Длина шпуров в первом ряду определяется из следующего выражения:

$$L_{ГC} = \frac{D}{2 \cdot \sin \alpha} - R_{MAX}, \quad (2)$$

где $L_{ГC}$ – длина глубоких шпуров на сопряжении кровли с целиком, м; D – диаметр междукammerного целика, м; R_{MAX} – возможный максимальный радиус распространения упрочняющего состава, м.

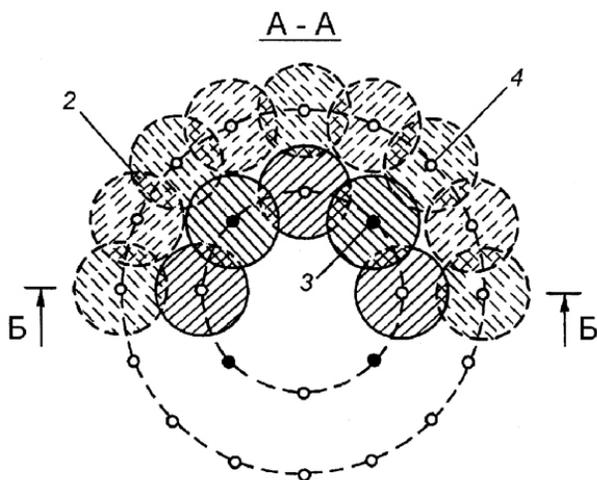
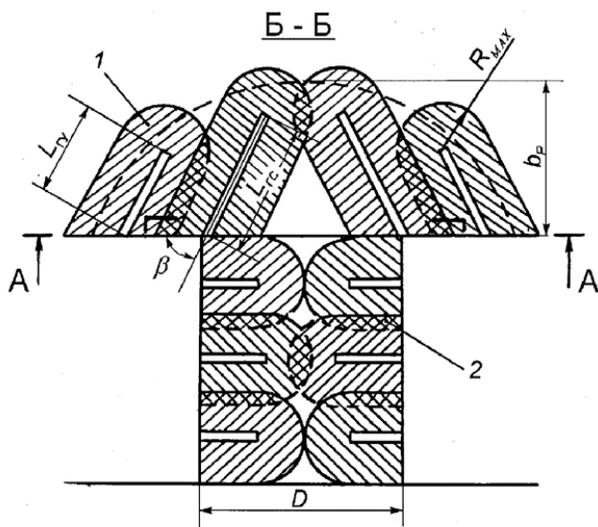
Длина шпуров в последующих удаленных от целика рядах определяется по формуле:

$$L_{ГУ} = \frac{n \cdot \left(\frac{D}{2 \cdot \sin \alpha} - R_{MAX} \right) \cdot \cos \alpha}{n + 1} - R_{MAX}, \quad (3)$$

где $L_{ГУ}$ - длина глубоких удаленных от целика шпуров, м; n - число рядов шпуров вокруг целика, шт.

При этом шпуров по кольцам вокруг целика располагают на таком расстоянии друг от друга, чтобы зоны распространения отверждающегося состава по трещинам от каждого шпура перекрывали бы друг друга, что гарантирует наибольшую степень надежности упрочнения горных пород (рисунок 3).

Порядок нагнетания упрочняющих материалов в породы кровли характеризуется рядом особенностей. Прежде всего, это связано с возможностью обильной утечки раствора на контуре выработки. Поэтому для снижения потерь смолы и, соответственно, ее расхода, а также улучшения качества и надежности упрочнения предлагается производить нагнетание в две стадии. На первом этапе - нагнетание более вязких быстротвердеющих составов через короткие шпуров для создания внутренней несущей оболочки по контуру выработки, что позволяет затампонировать наиболее крупные трещины, поскольку преждевременного выхода смолы на поверхность выработки не происходит, благодаря быстрому схватыванию раствора, протекающему в течение 1,5-3,0 минут. Состав и рецептура раствора уточняются на месте работ с учетом величины сцепления пород структурных блоков и раскрытия берегов трещин на контуре выработки. С целью повышения эффективности упрочнения горных пород, внутреннюю несущую оболочку по контуру выработки размещают с шагом, опережающим шаг крепления глубинной части массива на величину, не менее максимального радиуса распространения раствора с нормальным временем твердения [4].



- 1 - зона распространения упрочняющего состава;
- 2 - область наибольшего насыщения составом;
- 3,4 – шпуры для нагнетания раствора с быстрым и обычным сроками твердения.

Рисунок 3 - Схемы расположения инъекционных шпуров и радиусы распространения по ним твердеющих составов при упрочнении системы «целик-кровля»

На втором этапе - нагнетание растворов с нормальным (обычным) временем твердения ($40 \div 60$ и более минут, необходимых при одnorастворной схеме нагнетания) через длинные шпурь или через те же, но с предварительным разбуриванием и добуриванием их на необходимую длину. Такой технологический прием позволяет создать внутреннюю, а затем внешнюю несущие оболочки и благодаря этому повысить эффективность упрочнения пород за счет исключения выдавливания и просачивания скрепляющего раствора в выработку из зоны повышенной трещиноватости пород, так как предварительно возведенная внутренняя герметизационно-несущая оболочка позволяет перекрывать крупные трещины с шириной раскрытия более 1 мм на глубине 1,5-2 м. А при возведении внешней несущей оболочки скрепляющий раствор проникает в наиболее тонкие трещины с шириной раскрытия, начиная от 1,0 до 0,01 мм на глубину 2,0-5,0 м, образуя породную крепь, способную воспринимать значительные статические и динамические нагрузки. В зависимости от величины раскрытия трещин и их поглощающей способности в шпурь закачивают от 10 до 70 и более л состава.

Технология нагнетания состава в шпурь разной длины характеризуется тем, что инъецирование раствора в короткие шпурь производят при меньшем давлении и большом расходе, а в длинные - при большом давлении и меньшем расходе. Признаком окончания нагнетания являются величина давления, большая, чем в начале нагнетания, и минимальный расход закачиваемого раствора. При нагнетании упрочняющих составов в короткие шпурь, смежные длинные шпурь по отношению к первым являются контрольными за ходом нагнетания и служат первоначально для определения удельного поглощения раствора.

Нагнетание составов в короткие шпурь производится по смешанной схеме, т.е. подачу в шпурь исходных компонентов осуществляют отдельно при последующем смешивании их в инъецирующей камере, а в длинные шпурь составы нагнетают по одnorастворной схеме с уже заранее заданными характеристиками и параметрами, обусловленными горно-геологическими особенностями упрочняемого участка и, прежде всего, его трещиноватостью.

В случае высокой интенсивности трещин с большим раскрытием их берегов на контуре выработки, кровлю в таких местах целесообразно предварительно торкретировать тонким слоем набрызгбетона, предотвращающего вытекание инъецируемых растворов в выработку. В связи с этим вариант указанной схемы упрочнения, т.е. упрочнение примыкающих к целикам участков кровли (система «целик-кровля») и в целом кровли возможен только по одnorастворной схеме нагнетания.

Испытания предлагаемой технологии при упрочнении системы «целик-кровля» в условиях Жезказганского месторождения [2] показали ее достаточную эффективность и возможность практической реализации по обеспечению устойчивости и длительной сохранности элементов камерно-столбовой системы разработки и, тем самым, выработанного и очищенного пространства при добыче руд, что позволит повысить безопасность и эффективность ведения горных работ в тяжелых подземных условиях.

Литература

1 Нурлыбаев Р.О. Создание безопасных условий труда при камерно-столбовой системе разработки рудных месторождений // Новое в охране труда и окружающей среды: Мат. III Международной науч.-техн. конф. 16-17 сентября 1998 г. – Алматы, 1998. - С. 73-74.

2 Нурлыбаев Р.О. Технология механохимического упрочнения элементов камерно-столбовой системы разработки месторождений // Новости науки Казахстана. Науч.-техн. сб., выпуск 6. Алматы, 1999. - С. 15-18.

3 Кузьмин Е.В. Упрочнение горных пород при подземной добыче руд. – М.: Недра, 1991. – 253 с.

4 Патент РК №20427 / Способ упрочнения массива горных пород и устройство для его осуществления // Нурлыбаев Р.О., Жалгасулы Н., Бектыбаев А.А. и др. - Оpubл.15.12.2008, бюл. №12.

References

1 Nurlybaev R.O. Sozdanie bezopasnyh uslovij truda pri kamerno-stolbovoj sisteme razrabotki rudnyh mestorozhdenij // *Novoe v ohrane truda i okruzhajushhej sredy: Mat. III Mezhdunarodnoj nauch.-tehn. konf. 16-17 sentjabrja 1998 g.* – Алматы, **1998**. - S. 73-74. (in Russ.).

2 Nurlybaev R.O. Tehnologija mehanohimicheskogo uprochnenija jelementov kamerno-stolbovoj sistemy razrabotki mestorozhdenij // *Novosti nauki Kazahstana. Nauch.-tehn. sb.*, vypusk 6. Алматы, **1999**. - S. 15-18. (in Russ.).

3 Kuz'min E.V. *Uprochnenie gomnyh porod pri podzemnoj dobyche rud.* – М.: Nedra, **1991**. – 253 s. (in Russ.).

4 Patent RK №20427 / *Sposob uprochnenija massiva gomnyh porod i ustrojstvo dlja ego osushhestvlenija* // Nurlybaev R.O., Zhalgasuly N., Bektybaev A.A. i dr. - Opubl.15.12.2008, bjul. №12. (in Russ.).

Резюме

Нұрлыбаев Р.О.

(Д.А. Қонаев атындағы кен істері институты, Алматы қ.)

КАМЕРАЛЫҚ ДІҢГЕКТЕЙ ҚАЗУ ЖҮЙЕСІНІҢ КОНСТРУКЦИЯЛЫҚ ЭЛЕМЕНТТЕРІ «КЕНТІРЕК-ТӨБЕНІҢ» ОРНЫҚТЫЛЫҒЫН АРТТЫРУ

Біраз жайсыз таукен-геологиялық және таукентехникалық факторларының әсерімен байланысты, қазындыларды камералық діңгектей өндіру жүйесінің конструкциялық элементтері – діңгекті камерааралық кентіректерімен (ККТ) жалпы «кентірек-төбенің» орнықтылығының жоғалтуының негізгі себептерімен механизмді қысқаша көрініс алған. Кентіректердің әртүрлі белгілі себептерінің әсерінен бөлшектей, не болмаса толықтай қирауының кесірінен кентіректің үстінде жатқан тау жыныстарының деформациялық және

опырылу процестерінің кейбір заңдылық ерекшеліктері сипатталған. «Кентірек-тәбе» жүйесінің әртүрлі деформациялық, тіпті шеттен асатын деформациялық кезеңінде, кентіректің бұзылу деңгейімен деформациялық қасиетіне байланысты, оны шайырмен толтырып бекемдеудің технологиялық сызбасымен параметрлері ұсынылып көрсетілген.

Түйін сөздер: камералық діңгектей қазу жүйесі, камерааралық кентірек (ККТ), тәбе, «кентірек-тәбе», деформация, қирау, опырылу, шайырмен толтырып бекемдеу.

Summary

Nurlybayev R.O.
(Mining Institute after D.A. Kunayev, Almaty)

ENHANCEMENT OF STABILITY OF STRUCTURAL COMPONENTS OF THE ROOM AND PILLAR SYSTEM "PILLAR-ROOF"

The paper briefly indicates the major reasons and mechanisms of stability loss in structural components of the room and pillar system such as columnar rib pillars (RP) and the whole system "pillar-roof" depending on the impact and combination of a number of unfavorable mining and geological as well as mining technical factors. It describes some regular particularities of deformation and failure processes of the roof rock above a pillar as a result of its partial or complete destruction for certain reasons. The paper proposes and shows process charts and parameters of resin injection strengthening of the system "pillar-roof" at various stage of its deformation including its deformation beyond the limits (critical event) depending on the disturbance extent and deformation properties of pillars.

Keywords: room and pillar system, rib pillar (RP), roof, pillar-roof, deformation, destruction, failure, resin injection strengthening.

Поступила 14.04.2014 г.

Шамганова Л.С., Тулебаев К.К., Джангулова Г.К., Черманов С.Б.

(Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы)

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД МЕСТОРОЖДЕНИЯ КОКТАСЖАЛ

Аннотация

В данной статье приведены результаты определения физико-механических свойств горных пород для оценки устойчивости при отработке месторождения Коктасжал открытым способом.

Ключевые слова: *физико-механические свойства горных пород, структурные особенности месторождения, горные породы, скважина.*

Түйін сөздер: *тау жыныстарының физика-механикалық қасиеттері, кенорынның құрылым ерекшеліктері, тау жыныстары, оқпан.*

Keywords: *physical and mechanical properties of rocks, structural characteristics of deposits, rocks, a well.*

Месторождение Коктасжал расположено в Карагандинской области, известно с конца XIX века, детально разведывалось в период 1953–1958 гг. горными выработками, разведочными скважинами, геохимическими и геофизическими работами.

Коктасжалская контрактная площадь (175 км²) находится в северо-восточной части Карагандинской области на территории Шарыктинского сельского округа Каркаралинского района в 356 км от г. Караганды.

Рельеф площади – типичный мелкосопочник с субширотными мелкими горными участками, расчлененными долинами и логами с абсолютными отметками 500 – 800 м и относительными 40 – 50 м (рисунок 1) [1].

Рудное поле представлено северо-западными грядами с выходами рудо-локализирующей интрузии плагиогранит-порфиоров. Холмообразные возвышенности быстро переходят в ложбины и впадины различных направлений, образуя седловидные формы рельефа.

Абсолютные отметки 630-730м, относительные превышения отдельных сопok в пределах 30 – 50м.

Геолого-структурная особенность района месторождения Коктасжал определяется его положением на перегибе Баян-Аул-Чингизской мобильной глыбы, ограничивающейся с востока и запада ответвлениями. Эти региональные структуры в той или иной степени влияли на процессы формирования складчатых структур района месторождения, который неоднократно подвергался воздействию мощных тектонических подвижек пликативного и разрывного характера.

Одновременно с этими структурами образовались многочисленные ослабленные зоны и глубинные разломы, вдоль которых локализованы проявления меди, золота, свинца, цинка, молибдена и других полезных ископаемых.



Рисунок 1 - Общий вид участка Коктасжал

Поэтому для выбора рациональных параметров системы разработки необходимы достоверные знания свойств массива и, в первую очередь, прочностные и механические свойства слагающих его пород.

В результате проведенных нами исследований получены результаты физико-механических свойств порфириров, вторичных кварцитов, плагиогранитов и диоритов залежей месторождения Коктасжал.

Исследования проводились по керновому материалу в лабораторных условиях по согласованию с геологической службой рудоуправления «Алтай Полиметаллы».

Для каждого образца пород и партии в целом составлялась подробная паспортизация с описанием места отбора, геологическая характеристика материала, наличие структурных нарушений и инородных включений.

В лабораторных условиях из кернов вырезались образцы цилиндрической формы $d = 48$ мм с соотношением высоты h к диаметру $h:d \approx 2,0$. Распиливание производилось на камнерезном станке САСП-1 алмазным диском, площадь поперечного сечения испытываемого образца равнялась $18,1 \text{ см}^2$ [2].

Образцы для исследований на растяжение были изготовлены в пределах $1,0 \times 1,0$ см и $1,5 \times 1,5$ см, а из слабых трещиноватых пород образцы изготавливались с соотношением $4,5 \times 1,5$ см.

Особое внимание уделялось контролю за параллельностью и ровностью торцевых участков образцов, во избежание нарушения соосности нагружения при испытаниях (рисунок 2).



Рисунок 2-Изготовленные образцы для испытаний

После проведения всех подготовительных операций образцы испытывались на 40-тонном прессе WPM-Leipzig со шкалами давления 0-4000 кг, 0-10000 кг, 0-20000 кг (рисунок 3).



Рисунок 3- Испытание образцов на сжатие

Исследование образцов на растяжение осуществлялось с помощью металлических зажимов с резиновыми накладками и 500 кг динамометром. Растягивание производилось электродвигателем через редуктор (рисунок 4).



Рисунок 4- Испытание образцов на растяжение

Полученные данные показаний приборов систематизировались по каждому типу пород.

Определение скорости распространения продольных и поперечных упругих волн в образцах проводилось с использованием соответствующей ультразвуковой аппаратуры и методики измерений.

Измеренные скорости распространения продольных и поперечных упругих волн позволяет с определенной точностью получить такие динамические показатели, как модуль упругости E_n и коэффициент Пуассона μ .

В качестве преобразователей применены пьезоэлектрические приборы ПРИЗ-12 (ТУ 25-7761.033-86) [3], (рисунок 5).

Отобранные для измерения упругих параметров образцы были выбраны во всех интервалах скважин с полным представлением всех описанных по скважине пород.

Угол внутреннего трения (φ) и сцепление (C) определялись по паспорту прочности. Паспортом прочности горной породы является кривая, огибающая все максимальные круги напряжений Мора, построенная в координатах нормальных σ и касательных τ напряжений. Паспорт прочности горных пород строился согласно ГОСТ 21153.0-75 [4].

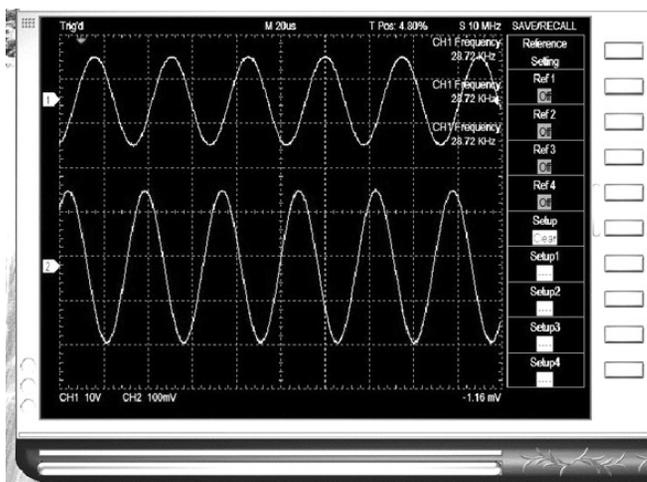


Рисунок 5-Ультразвуковой метод исследования

В результате проведенных тестов физико-механических свойств пород месторождения Коктасжал получены значения предела прочности на сжатие, предел прочности на растяжение, скорость продольных волн, скорость поперечных волн, коэффициент Пуассона, сцепление, угол внутреннего трения, трещинная пустотность по образцам.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Геологический отчет по месторождению Коктасжал 153с
- 2 Ильницкая Е.И. и др. Определение свойств горных пород. - М.: Недра. – 1969. – 392 с.
- 3 ГОСТ 21153.0-75. Породы горные. Отбор проб и общие требования к методам физических испытаний. Госкомитет СССР по стандартам. - М., 1975. - 35 с.
- 4 И.И. Зурабишвили, Н.Р. Надирашвили, Э.Д. Матарадзе. Геофизические исследования напряженно-деформированного состояния горного массива при разработке рудных месторождений пластового типа., изд.» Мецниереба», Тбилиси, 1971. 120 с.

REFERENCES

- 1 Geologicheskij otchet po mestorozhdeniju Koktaszhal 153s
- 2 Il'nickaja E.I. i dr. Opredelenie svojstv gornyh porod. - M.: Nedra. – 1969. – 392 s.
- 3 GOST 21153.0-75. Porody gornye. Otbor prob i obshhie trebovaniya k metodam fizicheskikh ispytaniy. Goskomitet SSSR po standartam. - M., 1975. - 35 s.
- 4 I.I. Zurabishvili, N.R. Nadirashvili, Je.D. Mataradze. Geofizicheskie issledovaniya naprjazhenno-deformirovannogo sostojaniya gornogo massiva pri

razrabotke rudnyh mestorozhdenij plastovogo tipa., izd.» Mecniereba», Tbilisi, 1971. 120 s.

Резюме

*Шамганова Л.С., Төлебаев Қ.К., Жанғұлова Г.Қ., Шорманов С.Б.
(Д.А. Қонаев атындағы кен істері институты, Алматы қ)*

КӨКТАСЖАЛ КЕНОРНЫ КЕНЖЫНЫСТАРЫНЫҢ ФИЗИКА-МЕХАНИКАЛЫҚ ҚАСИЕТТЕРІН АНЫҚТАУ ӘДІСТЕМЕСІ

Бұл мақалада Көктасжал кенорнын ашық тәсілмен қазымдау барысында, тұрақтылық қасиеттерін бағалауға қажетті жыныстың физика-механикалық қасиеттерін анықтау нәтижелері қарастырылған

Түйін сөздер: тау жыныстарының физика-механикалық қасиеттері, кенорынның құрылым ерекшеліктері, тау жыныстары, оқпан.

Summary

Shamganova L.S., Tulebaev K.K., Djangulova G.K., Chermanov S.B.

(Mining Institute after D.A. Kunayev, Almaty)

METHODOLOGY OF DETERMINATION OF PHYSICS- MECHANICAL PROPERTIES OF MOUNTAIN BREEDS DEPOSIT OF KOKTASZHAL

To this article the results of determination of physics- mechanical properties of mountain breeds are driven for realization of corresponding calculations and estimation of stability at working off the deposit of Koktaszhal by an open method

Keywords: physical and mechanical properties of rocks, structural characteristics of deposits, rocks, a well.

Поступила 16.07.2014 г.

Бектібаев Ә.Д.¹, Нұршайықова Г. Т.², Тұңғышбаева З. К.², Бекбергенов Д.Қ.¹
(¹ Д.А. Конаев атындағы КИИ, Алматы қ., ² Д. Серікбаев атындағы ШҚМТУ, Өскемен қ.)

ПАЙДАЛЫ ҚАЗЫЛЫМДАРДЫ ЖЕРАСТЫ ТЕХНОЛОГИЯСЫМЕН ҚАЗЫП АЛУ ЖҰМЫСТАРЫНЫҢ САПАСЫНА БАЙЛАНЫСТЫ ОНЫҢ ОҢТАЙЛЫ САПА ДЕҢГЕЙІН АНЫҚТАЙТЫН ҒЫЛЫМИ ӘДІСТЕМЕСІ

Аңдатпа

Аталмыш жұмыста кенорындарынан жерасты тәсілімен кен қазып алу жұмысының ерекшеліктеріне бейімдеп, пайдалы қазылымдардың сапасына байланысты оның оңтайлы және қазып алуға шығын келтірмейтін тиімді көрсеткіштерді табуға арналған әдістемелік берілді.

Түйін сөздер: *квалиметрия, сапа, сан, әдістеме, модель, қазу жүйесі, ұқсату, тиімділік, жоғалым, құнсыздану, қаржылардың төменгі саны.*

Ключевые слова: *квалиметрия, качество, количество, метод, модель, система разработки, потери, разубоживание, эффективность, минимальные затраты*

Keywords: *qualimetry, quality, quantity, method, model, system development, loss, dilution, efficiency, minimum cost*

Ғылыми зерттеулерде пайдалы қазылымдардың қорын тиімді пайдалану проблемасының қазіргі таңдағы қалпын талдау және жер қойнауынан пайдалы қазылымдарды толығырақ алу мен олардың сапасын көтеруге ынталандыратын экономикалық әдістерге қысқаша шолу қорытындысында кен өндіретін кәсіпорындары кен жоғалымын азайтуға бағытталған нәтижелі шаралардың жоқтығына назар аударады. Нәтижесінде кәсіпорындардың өндірістік бөлімшелерінің техникалық басшыларының бұл мәселені шешуіне бір жақты қарап, кен жоғалымын азайтқандарды ынталандыратын материалдық және мадақтау шараларын қолданғанның орнына, қалыптан тыс кен жоғалымын жібергендерге айып ретінде тиесілі қаржыны ұстап қалу әрекеттерін қолдануға мәжбүрлейді. Ешқандай экономикалық дәлелсіз еңбектің және материал шығындарымен есептеспей кен жоғалымын осындай тәсілмен азайтуға бағытталған тәсілдердің өдетке айналғандығы айтылған.

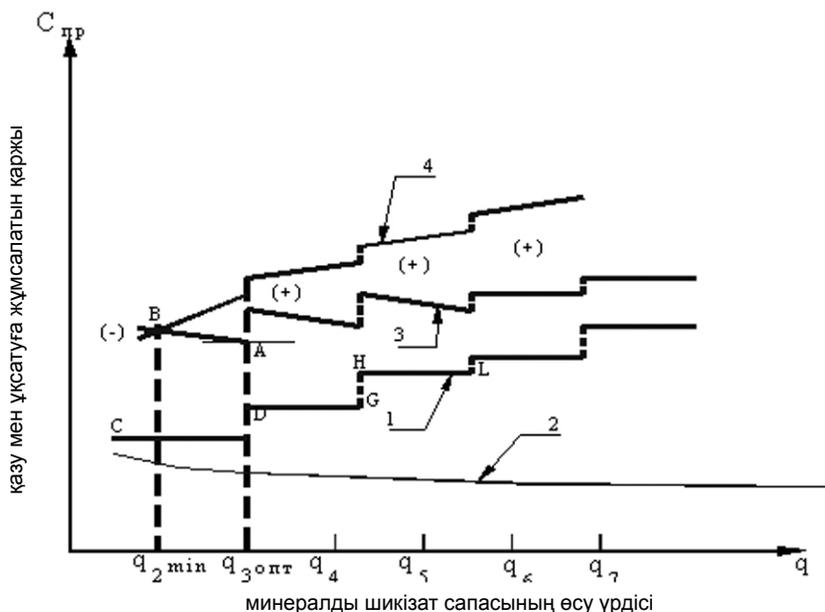
Төмендегі 1-ші суретте ордината осінің бойына кенді өндіру барысында орындалатын қазу мен ұқсату жұмыстарына жұмсалатын қаржы мен соңғы өнімнен алынатын құндылықтың ақшадай көрінісі салынған. Абсцисса осінде жер қойнауынан өндірілетін минералды шикізат сапасының өсу үрдісі берілген. Суреттегі бірінші (1-ші) сынық сызықтар қазу жұмысына жұмсалатын қаржының өзгерісін көрсетсе, ал екінші (2-ші) қисық сызық ұқсатуға жұмсалатын қаржының өзгерісін білдіреді. Келтірілген 1-ші және 2-ші сызықтардың өзгеру үрдісінің сипаттауына келсек, бірінші сынық сызықтар жер қойнауынан өндірілетін пайдалы қазылымдардың сапасы өскен сайын басқа жағдайлары (тау –кен геологиялық) бірдей болып келгенде қазу жұмысына жұмсалатын қаржының көлемі де өсе беретінін көрсетеді. Үйткені

кен ішіндегі пайдалы компоненттердің үлестік мөлшері аз, жұтаң кендерді қазуға әдетте оның жоғалымы мен құнсыздану деңгейлерінің жоғары болуына жол беретін қазу жүйелері қолданылады да, ал шикізат сапасы жоғарлаған сайын техникалық-экономикалық көрсеткіштерінің (жоғалым, құнсыздану, өзіндік құн, еңбек өнімділігі т.б.) оңтайлы арақатынасына сай келетін басқа қазу жүйелері бірін-бірі ауыстырып отырады. Айталық, пайдалы қазылымдар ішінде металдың үлестік мөлшері шағын, жұтаң кендерді қазуға өнімділігі жоғары, қазу жұмысына жұмсалатын қаржы шығыны басқа қазу жүйелерімен салыстырғанда бір шама төмен болатын блокты еріксіз қопарып қазу жүйесі қолданылады. Ол суретте CD, FG сызықтарына сәйкес келеді. HL және басқа сызықтар кенорнын этажды қопарып қазу жүйесі, кені алынған кеңістікті толтырмалап қазу жүйесі сияқты кен жоғалымы мен құнсыздану деңгейлері төмен болатын қазу жүйелері қолданылады. 2-ші қисық сызық ұқсатуға жұмсалатын қаржының көлемі пайдалы қазылымдар сапасы өскен сайын керісінше азая беретіндігін көрсетеді.

Жер қойнауынан қазылып алынатын пайдалы қазылымдар сапасы жоғарлаған сайын бір-біріне кереғар өзгертін екі сызықтың (1-ші және 2-ші) тиісінше ординатадағы мәндерін қосу арқылы үшінші (3-ші) қосынды қисық сызықты алуға болады. Ал осы қосынды қисық сызыққа жанама етіп, абсцисса осіне параллель түзу сызық жүргізіп «А» нүктесін алуға болады. «А» нүктесінен абсцисса осіне перпендикуляр түсіру арқылы жоғарыда айтылған қазу және ұқсату жұмыстарына жұмсалатын қаржылардың ең төменгі мәніне сәйкес келетін пайдалы қазылымдар сапасын анықтауға болады. Бірақ, 3-ші қосынды қисық сызық арқылы табылған «А» нүктесі, яғни жұмсалған қаржының оптималды мәні мен соған сәйкес келетін пайдалы қазылымдар сапасы, шикізат қорларын жер қойнауынан толығырақ және тиімді алуды қамтамасыз етеді деп оған сенім артуға негіз жоқ. Олай дейтініміз жоғарыда айтылған қаржылар шығынынан басқа жер қойнауынан алынатын пайдалы қазылымдардың табиғи сапасына байланысты өнім құндылығының өзгеру үрдісін білу қажет. Мұны ескермей, соңғы өнімді тұтынушыларға өткізу нәтижесінде алынатын пайданың ең жоғарғы мәнін анықтау мүмкін емес. Сонымен қатар өнімді өткізу нәтижесінде алынатын пайданың оптималды мәнінің болуы да, болмауы да мүмкін. Айталық мына 3-ші суретте келтірілген 1-ші, 2-ші, 3-ші және 4-ші сызықтардың өрбу үрдісі шындыққа жанасады деп қарайтын болсақ, онда мұндай жағдайда кен өндіру нәтижесінде алынатын пайданың оптималды мәнінің болмауы ғажап емес. Түптеп келгенде жоғарыда аталған сызықтардың өрбу үрдісінің мәндеріне байланысты өндіруден алынатын пайданың сандық мәні пайдалы бір қалыпты болу немесе төмендеу үрдісімен өзгеруі мүмкін. Егер өнімнен алынатын пайданың деңгейі төмендеу үрдісімен өзгертін болса, онда оның оптималды мәнін табуға болады және пайдалы қазылымның сапасы жоғары болғанымен оны қазу мен ұқсатудың қолайсыз, қиындығына байланысты тиімсіз шегінің болуын да жоққа шығаруға болмайды [1,2].

3-ші және 4-ші сызықтардың пайдалы қазылымдар сапасының төмендеу үрдісі жалғасқан сайын бір-біріне жақындайды да қиылысқан «В» нүктесіне тұспа-тұс келетін кенорнының барланған қорының өндіруге жарамды, зиян шектірмейтін, бірақ пайда да бермейтін ең төменгі сапасын (q_{\min}) көрсетеді. Осы екі (3-ші мен 4-ші) сызықтардың «В» нүктесінің сол жағындағы және оң жағындағы жатқан бөліктерінің арасын жіңішке түзу сызықтармен түрлесек,

«В» нүктесінің сол жағында түрленген (-) және оң жағында түрленген (+) таңбалары бар екі алаңды аңғаруға болады. Оң жағындағы (+) таңбасы бар алаң жер қойнауында осы кенорнындағы барланған қордың есепке алынған бөлігін (балансовую часть) өндіріске тарту нәтижесінде минералды шикізат сапасына байланысты алынған пайданың өзгеру үрдісін көрсетсе, «В» нүктесінің сол жағында жатқан (-) таңбасы бар алаңда орналасқан есептен тыс қорды (забалансовые запасы) іске қосу барысында тартатын зиянды білдіреді.



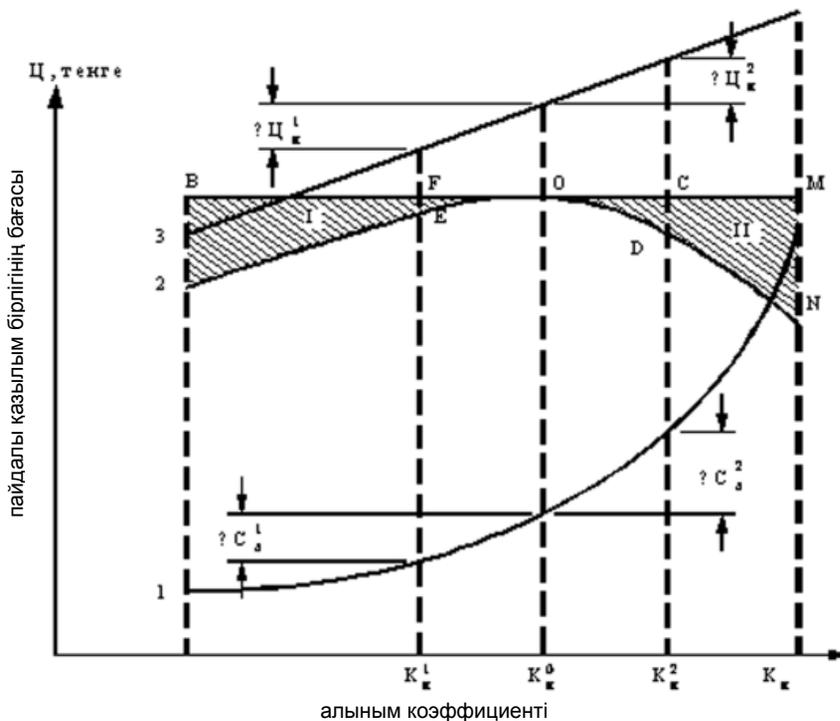
1-кен қазуға жұмсалған аржының өзгеру үрдісі; 2-кенді ұқсатуға жұмсалған қаржының өзгеру үрдісі; 3-қазу мен ұқсатуға жұмсалған қаржылар қосындысының өзгеру үрдісі; 4-соңғы өнімнің өткізу бағасы (алыным құндылығы).

1 сурет – Кенорнын жерасты тәсілімен қазу барысында пайдалы қазылымдар сапасының өзгеруіне байланысты өндіруге тиімді оның ең төменгі мөнін анықтау әдістемесі

Академик М.И. Агошковтың еңбегіне [3] сүйеніп, тау-кен кәсіпорындарының техникалық қызметкерлері жер қойнауынан пайдалы қазылымдарды өндіру барысында кен жоғалымы салдарынан пайда болатын экономикалық зиян кәсіпорынның көрсеткіштеріне шамалы ғана әсері болады деген түсініктерімен жоғалым мәселесіне онша көңіл аудармаған деген қорытынды жасайды.

Сөйтіп ол жер қойнауынан пайдалы қазылымдарды қажетті деңгейде алуды қамтамасыз ететін жоғалыммен күрестің экономикалық қаруы

ретінде кәсіпорындарына және оның жұмысшыларына оңды ықпалы бар экономикалық механизмді ұсынады. Механизмнің маңызын жекеленген блок қорын қазып алу мысалымен төмендегідей түсіндіреді (2-шы сурет).



2 сурет – Пайдалы қазылымдар алынымы коэффициентінің тиімді мәнін анықтау

Жер қойнауынан пайдалы қазылымдарды алуда әдеттегідей неғұрлым алыным көлемі көбейген сайын оған жұмсалатын қаржы көлемі де өседі. Осы қағида келтірілген суретте график түрінде бейнеленген (1-ші қисық сызық). Сонымен қатар алыным көбейген сайын одан алынатын құндылық та өсе береді (3-ші түзу сызық). Графикте берілген 1-ші және 3-ші сызықтар кенорнын қазу мен ұқсатуға жұмсалған қаржы көлемімен алынатын құндылықтың абсцисса осіне салынған алыным коэффициенті деңгейіне тәуелділіктерін көрсетеді.

Алыным құндылығын мына төмендегі белгілі формуламен анықтауға болады:

$$C_u = C \cdot c \cdot BK_n \cdot I_o \quad (1)$$

мұнда: C – пайдалы қазылым бірлігінің бағасы; c – пайдалы қазылымдар қорының алымының сапалық сипаттамасы, рудалы кенорындары үшін – пайдалы компоненттің үлестік мөлшері; B – өтелетін есептегі қордың мөлшері; K_n ; I_o – тиісінше қазу мен ұқсату барысындағы алыным коэффициенті.

Егер I_o (ұқсату барысындағы алыным коэффициенті) тұрақты деп қабылданса, онда алыным құндылығы (C_u) күні бұрын c , B , C көрсеткіштерінің мәндері белгілі жағдайында алыным коэффициентінің мөлшеріне тура пропорционалды болып өседі.

Алыным құндылығы (3-ші түзу сызық) мен оған жұмсалған қаржының (1-ші қисық сызық) айырмасы жекеленген блок қорын қазып алу барысындағы пайданың көлемін көрсетеді. 2-ші қисық сызық қазу және ұқсату барысында алынатын пайда көлемінің алыным коэффициентіне тәуелділігін бейнелейді. Графиктегі пайда көлемінің өзгеру заңдылығынан, яғни 2-ші қисық сызықтың «о» нүктесінде бүгілістің барын байқауға болады. Ол – алынған құндылық пен оған жұмсалған қаржы мөлшерін үйлестіру нәтижесінде табылған пайданың оңтайлы мәні. Мұндай оңтайлы болуын кезінде В.И.Никанорова дәлелдеген. Себебі өнім құндылығы алыным коэффициентіне пропорционалды өседі де, ал қаржы шығыны үдемелі қарқынмен дамиды. Пайданың оңтайлы мәніне сай келетін алыным коэффициенті жекеленген блок қорының нормативті алынымы болып есептеледі.

Графиктен көрінгендей пайданың оңтайлы мәнінен кез-келген бағытқа ауытқудың (ең жоғарғы пайда алу тұрғысынан қарағанда) тиімсіздігін байқауға болады. Ауытқу нәтижесінде болатын пайданың азаю себептері – әр түрлі. Айталық, 2-ші қисық сызықтың «о» бүгіліс нүктесінің сол жағында жатқан АБО сызылған алаң алынатын құндылықтың жоғалымын білдіреді. Яғни, бір жағынан, пайдалы қазылымдар жоғалымының өсу үрдісімен, екінші жағынан, еңбек және материалдарды үнемді пайдаланумен ерекшеленеді. Ал «о» бүгіліс нүктесінің оң жағында жатқан *НМО* сызылған алаң құнсызданған кен массасын қазу мен ұқстауға ақталмайтын қаржы жұмсау нәтижесінде пайданың оңтайлы деңгейінен төмендеуіне себепкер болса, сонымен қатар пайдалы қазылымдар жоғалымын азайтып, алынатын құндылықтың өсуіне оң ықпал жасауға әрекеттенеді.

Біздің пайымдауымызша басқа жағдайлары бірдей болғанда халық шаруашылығы үшін тау-кен жұмыстарын алыным коэффициентінің оңтайлы мәніне сай жүргізген жөн. Бұл бір жағынан артықша қаржы жұмсауды көздесе, екінші жағынан – алынатын пайданы кемітпеді мақсат тұтады. Сондықтан жер қойнауындағы пайдалы қазылымдарды тиімді пайдалану проблемасын шешудің басты мәселесі – белгіленген нормативтік алынымның бұзылуына жол бермеу.

Пайданың оңтайлы қалпын сақтау үшін өнімге жұмсалатын қаржы мөлшерін азайту арқылы пайдалы қазылымның жер қойнауынан алыным коэффициентін жоғарлатуды қамтамасыз ететін шараларды жасау мүмкіншілігін қарастыру

қажет. Оның бірден бір жолы - өндіріс ұжымын моральдық және материалдық жағынан ынталандыратын шараларды өндіріске енгізу. Сондықтанда «о» бүгіліс нүктесінің оң жағында жатқан NMO алаңын жер қойнауынан пайдалы қазылымдардың алынымын көтеретін экономикалық ынталандыру алаңы деп атауға болады. Мысалы пайданың көлемін оңтайлы деңгейде қалдырып алыным коэффициентін K_n^o дан K_n^2 дейін жоғарлату үшін өнімнен алынатын құндылық пен оған жұмсалатын қаржы айырмашылығы $\Delta C_u^2 - \Delta C_o^2$ пайданың оңтайлы мәнінен кем болмағаны ждн. Алыным коэффициентін оның пайдасының оңтайлы мәніне сәйкес келетін алыным коэффициентінің мәнінен төмендету әдетте тау-кен кәсіпорындарының жұмысына әсер етпейді, себебі ол алыным құндылығының жоғалымымен байланысты, ал алыным құндылығы тек қана халық шаруашылық деңгейінде ғана білінеді. Ол ол ма, кен өндіруші кәсіпорнына қалыптан тыс жоғалым жасау өнімнің өзіндік құнын төмендету және қосымша пайда алу үшін тиімді болуы мүмкін. Бұған көз жеткізу қиын емес. Айталық кәсіпорны жекеленген блоктың қорын қазу нәтижесінде алыным коэффициенті K_n^1 болды делік, яғни нормативтік алынымнан K_n^o бір шама төмен. Мұндай жағдайда пайданың көлемі оның оңтайлы көлемінен EF кесіндісінің мәніне азаяды. Бірақ оның есесіне кен өндіруге жұмсалған қаржы көлемі ΔC_o^1 кесіндісінің мәніне тең көлемде кем жұмсалады. Халық шаруашылығының алатын пайданың оптималды көлемінен кәсіпорнына тиесілі үлесінен үнемделінген қаржы көлемі анағұрлым артық болуы мүмкін. Мұндай жағдайда халық шаруашылығының зардап шегетіні өзінен өзі түсінікті. Олай болса, зардапты азайту үшін кен өндіретін кәсіпорындарын жер қойнауынан кен алудың нормативтік деңгейге жеткізу үшін мәжбүрлеу керектігі туындайды. Сондықтан «о» бүгіліс нүктесінің сол жағында жатқан алаңды экономикалық айып алаңы деп атауға болады [4].

Жер қойнауынан пайдалы қазылымдарды өндіруде экономикалық шаруашылық есеппен реттеудің жекеленген блокқа арналған механизм әдістемесінің жетістігі мен кемшіліктерін төмендегідей сипаттауға болады.

Жетістіктері:

- кен өндіру кәсіпорындарының тәжірибесінде болмаған есептегі кеннің қазу барысында болатын жоғалымын азайтуға бағытталған шаралардың жасалып, өндіріске өндірілмегеніне алғашқылардың бірі болып дабыл қағып кен өндірушілерді моральдық және материалдық жағынан ынталандыратын шаралар жасау қажеттігін көтеруі;

- аталмыш проблеманы шешу үшін жекеленген блок қорын қазып алу мысалында пайдалы қазылымдардың алынымын экономикалық реттеудің принципалды схемасын ұсынуы;

- жер қойнауынан пайдалы қазылымдардың толығырақ алынуына бағытталған ғылыми жұмыстарды дамытуға назар аударды.

Әдебиеттер

1. Ө. Бектібаев, Д. Мусин, А. Бектібаев Кен қазудағы жоғалым мен құнсыздану (теория, экономика, зардаптар) Алматы, «Ғылым», - 2000, -210 с.

2 Певзнер М. Е., Попов В. Н. Квалиметрия недр – новое направление в горных науках. //Горный информационно – аналитический бюллетень, – 1999.- №5., - С.34-36.

3 Тұңғышбаева З. К., Нұршайықова Г. Т., Бейсенов Б. Б. Эксплуатационные потери при разработке месторождений Рудного Алтая. // Международная научно-практическая конференция «Модернизация непрерывного образования в условиях суверенного Казахстана». -Алматы, 2007. – С. 79-82.

4 Нұршайықова Г. Т. Квалиметрия теориясының негізінде кен өндіруде жиі қолданылатын қазу жүйелеріндегі жоғалым мен кен сапасының нормативтік көрсеткіштерін анықтайтын әдістемелер жобасын жасау. //«Творчество молодых-инновационному развитию Казахстана» IX РНТК студентов, магистрантов, аспирантов и молодых ученых.- Өскемен,- 2009. – С. 33-35.

References

1 A. Bektibaev, D. Musin, A. Bektibaev. Ken kazudagy zhogalym men kunsyzdanu (teoriya, ekonomika, zardaptar). Almaty, «Gylym»,- **2000**, -210 s. (in Kazakh).

2 Pevzner M. E., Popov V. N. Kvalimetriya neдр – novoe napravlenie v gornyh naukah. //Gornyi informacionno – analiticheskiy byulleten', – **1999**.- №5., - S.34-36 (in Russ.).

3 Tungyshbaeva Z. K., Nurshaikova G. T., Beisenov B. B. Ekspluatatsionnye poteri pri razrabotke mestorozhdeniy Rudnogo Altaia. // Mezhdunarodnaya nauchno-prakticheskaya konferenciya «Modernizatsiya nepreryvnogo obrazovaniya v usloviyah suverennogo Kazakhstana». -Almaty, **2007**. – S. 79-82 (in Russ.).

4 Nurshaikova G. T. Kvalimetriya teoriyasynyng negizinde ken ondirude zhiyi koldanylatyn kazu zhuielerindegi zhogalym men ken sapasynyng normativtik korsetkishterin anyktaityn adistemeler zhobasyn zhasau. //«Tvorchestvo molodyh-innovacionnomu razvitiyu Kazahstana» IX RNTK studentov, magistrantov, aspirantov i molodyh uchenyh.- Oskemen,- **2009**. – S. 33-35. (in Kazakh).

Резюме

Бектыбаев А.Д.¹, Нуршайықова Г. Т.², Тунгушбаева З. К.², Бекбергенов Д.К.¹

(¹ Институт горного дела им. Д. А. Кунаева, г. Алматы,

² ВКГТУ им. Д. Серикбаева, г. Усть-Каменогорск)

НАУЧНАЯ МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ УРОВНЯ КАЧЕСТВА ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ, СВЯЗАННЫХ С ПРИЕМЛЕМЫМ ЕГО КАЧЕСТВОМ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ГОРНЫХ РАБОТ

В работе приведена методика определения уровня качества добычи и эффективности извлечения полезных ископаемых с приемлемым его качеством извлечения в условиях особенностей проведения подземных горных работ, обеспечивающих без ущерба достижения наилучших показателей добычи и переработки руды

Ключевые слова: квалиметрия, качество, количество, метод, модель, система разработки, потери, разубоживание, эффективность, минимальные затраты.

Summary

Bektibaev A.D.¹, Nurshayikova G.T.², Tungyshbaeva Z.K.², Bekbergenov D.K.¹
(¹ Mining Institute after D.A. Kunayev, Almaty, ² East Kazakhstan State Technical University after D. Serikbaev, Ust-Kamenogorsk)

SCIENTIFIC METHOD OF DETERMINING THE LEVEL OF QUALITY PRODUCTION OF MINERAL RELATED TO ITS REASONABLE AS LESSONS IN UNDERGROUND MINING TECHNOLOGY

Methodology over of determination of level of quality of booty and efficiency of extraction of minerals is in-process brought with his acceptable quality of extraction in the conditions of features of realization of underground mountain works providing without the damage of achievement of the best indexes of booty and processing of ore.

Keywords: qualimetry, quality, quantity, method, model, system development, loss, dilution, efficiency, minimum cost.

Поступила 22.04.2014 г.

Бектыбаев А.Д.¹, Бекбергенов Д.К.¹, Тунгушбаева З.К.², Сыздыков С.К.¹

(¹ ИГД им. Д.А.Кунаева, г. Алматы, ² ВКГТУ им. Д.Серикбаева, г. Усть-Каменогорск)

СОСТОЯНИЕ МЕТОДИЧЕСКОЙ БАЗЫ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАЗАХСТАНА

Аннотация

В условиях рыночной экономики требуются новые подходы к определению оптимального соотношения потерь и разубоживания руды, учет и рациональное использование всех категорий запасов полезных ископаемых. В статье обоснована необходимость совершенствования существующей методики по определению и нормированию потерь и разубоживания руды.

Ключевые слова: Потери и разубоживание руды, эксплуатационные потери, полнота и качество отработки запасов полезного ископаемого, типовые методические указания, отраслевая инструкция.

Түйін сөздер: Кеннің жоғалымы мен құнарсыздануы, пайдаланудағы жоғалымдар, пайдалы қазба қорларының қазудағы толықтығы мен сапасы, әдістемелік нұсқаулар, салалық нұсқау.

Keywords: Losses, dilution, operating losses, completeness and quality of mining mineral reserves, model guidelines, branch instructions.

Одной из главных задач при подземной разработке рудных месторождений является определение величины потерь и разубоживания руды. В основе нормативных потерь и разубоживания руды лежит метод экономической оптимизации технологически возможных вариантов выемки полезного ископаемого по выемочной единице, в пределах которой полностью осуществляется принятая технология разработки месторождения и проявляются все источники образования количественных и качественных потерь полезного ископаемого.

До сегодняшнего дня в Казахстане при недропользовании основными методическими документами по нормированию потерь и разубоживания при добыче руды используются «Отраслевая инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках МЦМ бывшего СССР» [1] и Типовые методические указания по определению и учету, оценке-экономическим последствиям и нормированию потерь твердых полезных ископаемых при добыче [2], которые в дальнейшем подлежат пересмотру, корректировке и переутверждению в соответствии с постановлениями Правительства Республики Казахстан от 14 января 1097 г. - М.1 64 и распоряжения Министерства энергетики и минеральных ресурсов от 21 мая 1998 г № 3 «О пересмотре и подготовке отраслевых правил».

Многообразие и сложность геологических и горнотехнических условий обусловили необходимость разработки инструкции для практически каждого месторождения на основе отраслевых инструкций с изложением принципов и

метода расчета нормативных и плановых потерь и разубоживания полезного ископаемого, перечня необходимых исходных данных по отдельным выемочным единицам и возможностью корректировки расчетных нормативов при изменении значений исходных данных.

Основной принцип установления нормативов потерь (Π) и разубоживания (P) по обязательным для всех предприятий цветной металлургии «Типовым методическим указаниям» (ТМУ) и «Отраслевой инструкции...» [1,2] заключается в принятии варианта отработки, обеспечивающего получение максимальной прибыли с 1 тонны погашаемых балансовых запасов руды.

При определении нормативных значений отдельных видов (Π) и (P) для расчета оптимального соотношения между потерями и разубоживанием на границе оконтуривания рекомендуется использовать коэффициент « r » или бортовое содержание полезного компонента, чтобы не рассматривать большое количество вариантов его выемки.

На основании методических указаний и требований [1, 2] горнодобывающие предприятия с привлечением научно-исследовательских и проектных институтов могут разрабатывать аналогичные инструкции, отражающие конкретные условия месторождений, подлежащие согласованию и утверждению в установленном порядке, классификация потерь и разубоживания подразделяет отдельные виды (Π) и (P) на первичные (происходящие в процессе отбойки полезного ископаемого) и вторичные (при выпуске и доставке полезного ископаемого).

Полнота и качество отработки запасов полезного ископаемого выражаются коэффициентом извлечения полезного ископаемого из недр

$$K_u = D/B_c,$$

где D – количество полезного компонента в добытом полезном ископаемом; B_c – количество полезного ископаемого в погашенных балансовых запасах и коэффициентом изменения качества полезного ископаемого при добыче (K_k).

$$K_k = a/c,$$

где a – содержание полезного компонента в добытом полезном ископаемом; c – содержание полезного компонента в погашенных балансовых запасах).

Коэффициенты K_u и K_k могут выражаться в долях единицы процента или отношением валовой ценности 1 т добытого полезного ископаемого к валовой ценности 1 т погашенных балансовых запасов.

Наряду с указанными коэффициентами основными учетными показателями на предприятиях являются показатели потерь и разубоживания.

Потери полезного ископаемого исчисляются в долях единицы или в процентах и выражаются отношением количества потерянных запасов (Π) в тоннах или в кубических метрах к количеству погашенных балансовых запасов (B):

$$\Pi = (\Pi/B) 100$$

Потери полезного компонента (Π) – количество полезного компонента в потерянном полезном ископаемом (в долях единицы, процентах).

Разубоживание (P , %) – изменение (как правило, снижение) содержания полезных компонентов в добытом полезном ископаемом (a) по сравнению с их содержанием (c) в балансовых запасах,

$$P = [(c - a)/c] 100.$$

«Отраслевая инструкция...» (М., 1975) – методика расчета отдельных нормируемых видов потерь и разубоживания руды при подземной разработке рудных месторождений в практике расчета нормативов потерь и разубоживания используется на крупных и длительно эксплуатируемых месторождениях цветных металлов (медно-никелевые месторождения Норильской горной компании, Тишинское, Риддер-Сокольное полиметаллические месторождения Риддерского ГОКа, Текелийское свинцово-цинковое ТСЦК и другие месторождения Рудного Алтая).

Отраслевая инструкция дает принципиальную схему разработки научно обоснованных нормативов потерь, однако, в ней не конкретизирован ряд вопросов, например, методика расчета технологически возможных вариантов отбойки руд в приконтактных зонах, выбора критерия экономической оптимизации вариантов, последовательность и взаимосвязь расчетов [4].

Наиболее значимые методические разработки, дополняющие методические указания «Отраслевой инструкции...» (М. 1975), сводятся к нижеследующему.

Для расчета потерь и разубоживания руды в висьяем и лежачем боках рудного тела, возникающих из-за сложности морфологии промышленного контура оруденения, по опыту Норильской горной компании целесообразно выделять логически однородные участки рудного тела, оценивая сложность морфологии контура в пределах эксплуатационного блока по падению (на геологических разрезах в пределах подэтажа) или по простиранию (на погоризонтных планах между разведочными линиями) по формуле [5]

$$V = L_k / L,$$

где, L_k – длина контура рудного тела, м; L – длина проекции контура рудного тела на осевую линию, м.

Выбор графической основы (разрезов или планов) зависит от степени сложности морфологии контура по падению или по простиранию.

В современных условиях при определении экономической эффективности освоения месторождений полезных ископаемых наибольшее значение приобретает основной рыночный принцип: спрос и предложение на производимую продукцию. Кроме того, в процессе перехода к рыночным условиям хозяйствования практически ликвидирована плановая система государственного финансирования как геологических, так и эксплуатационных работ.

Методическими рекомендациями ГКЗ Республики Казахстан [3] предложены:

Оценку балансовой принадлежности запасов месторождений полезных ископаемых и экономической эффективности их промышленной отработки и технико-экономические расчеты работы горнодобывающих предприятий, товарной продукцией которых являются руды и/или концентраты, производят по рыночным (биржевым) ценам готовой продукции (металлов) с учетом затрат по переработке и доставке потребителям. Методика расчета, учитывающая мировую практику геолого-экономической оценки месторождений полезных ископаемых, в дополнение к ранее известному комплексу параметров и показателей включает новые экономические категории (бонус, роялти, процентную ставку, суммарный денежный поток, временную стоимость, дисконтированный денежный поток, срок окупаемости капитала, чистую современную стоимость, внутреннюю норму прибыли, коммерческую ценность объекта

и степень риска его освоения и др.) и имеет цель – привлечение иностранных инвестиций в горно-металлургическую промышленность.

При известных колебаниях оптовых (биржевых) цен на металлы и примерной стоимости денег (обесценивание денег во времени) рассчитывается внутренняя норма прибыли (JRR) или процентная ставка дисконтирования, при которой текущая стоимость будущей прибыли от капиталовложений равна величине капиталовложений. Если суммарная чистая современная стоимость оттоков (величина капиталовложения) и притоков денег (возврат от капиталовложений) равна нулю, то в этом случае ставка дисконтирования является внутренней нормой прибыли. Проводится также анализ чувствительности – исследование влияния изменения переменных величин (например, сырья, качества руд, продажи товарной продукции) на степень риска или на эффективность капиталовложений. Указанная методика освоена лабораторией компьютерного программирования ВНИИЦветмета и может использоваться при различных экономических расчетах, в частности, при расчетах оптимального соотношения потерь и разубоживания руды на месторождениях цветных металлов при различных системах разработки.

Таким образом, опыт горнодобывающих предприятий и отраслевых институтов свидетельствует о том, что при подземном способе разработки месторождений за выемочную единицу, как правило, принимается эксплуатационный блок, причем правильное определение нормативов потерь и разубоживания руды во многом зависит от достоверности выявленной взаимосвязи между потерями и разубоживанием руды при отработке приконтактных зон.

Широко распространенный в настоящее время графоаналитический метод определения исходных величин потерь и разубоживания руды для их нормирования основан на статистическом подходе к определению площадей «треугольников» теряемой и примешиваемой породы. Здесь необходимо дополнительно учитывать достоверность геологических контуров балансовых руд, степень деформации взрываемого массива, прочностные свойства заледочного массива, фактический механизм отбойки.

Кроме того, в условиях рыночной экономики требуются новые подходы к определению оптимального соотношения потерь и разубоживания руды.

В соответствии с общепринятой классификацией эксплуатационных видов потерь и разубоживания руды при подземной разработке рудных месторождений с учетом горно-геологических условий Малеевского месторождения и принятых на Малеевском руднике систем разработки нормируются [4].

Эксплуатационные потери образуются непосредственно в процессе добычи и учитываются в абсолютном выражении по полезному ископаемому и полезным компонентам и в процентах к погашенным балансовым запасам, отработанным за соответствующий период (полугодие, год) и по окончании работ на отдельных участках (блоках, на отдельных горизонтах) или в целом по руднику и разделяются на 2 группы (потери полезного ископаемого в массиве и потери отбитого от массива полезного ископаемого).

Выводы:

- потери и разубоживание руды на современном этапе зависят от изменения требований к кондиции добываемой руды. Обычно потери и разубоживание для каждого месторождения устанавливаются от утвержденной системы разработки. При подземной разработке жильных месторождений (на примере

месторождения Акбакай) с применением самоходного оборудования привело к большому разубоживанию 50-60%, что влияет на переработку пустой горной массы. Поэтому Акбакайский ГОК опять возвращается на ручную отбойку руды, где потери составят 6% и разубоживание 15%. Товарная руда с содержанием золота 3 г/т;

- нормирование и планирование потерь и разубоживания руды - одна из сложнейших задач проблемы рационального и эффективного использования запасов месторождений. В проектах разработки месторождений рассматривается 2 или 3 варианта системы добычи с учетом строгого и точного соблюдения всех требований правил безопасности, действующих технических и технологических инструкций, а также принятых к внедрению рекомендаций научно-исследовательских организаций;

- на сегодня в Казахстане пока еще нет утвержденного нормативного документа по потере и разубоживанию, каждое предприятие при проектировании работ по добыче рассматривает окупаемость руды при определенных содержаниях;

- при разработке разных типов месторождений проектом должны быть предусмотрены наименьшие потери полезных ископаемых с меньшим разубоживанием.

Длинная цепь потерь и сопутствующего им разубоживания зависят от многочисленных факторов: горно-геологических, горнотехнических, технологических, экономических, а также организационных. Горно-геологические и основные экономические факторы (действие экономических законов и конъюнктура рынка) неуправляемы, следовательно, их необходимо тщательно изучать и возможно полнее учитывать для правильного выбора подземной технологии и организации горных работ.

Литература

1 Отраслевая инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках Министерства цветной металлургии СССР. М., 1975. - С. 40.-111.

2 Типовые методические указания по определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь полезных ископаемых при добыче. М., Академия наук СССР, 1972. - 222 с.

3 Методические рекомендации по геолого-экономической оценке месторождений твердых полезных ископаемых. Утв. : ГКЗ МГ и ОН РК 10.12.95 г. - 34 с.

4 Отчет о НИР по теме 6-2-25 «Методика расчета потерь и разубоживания руды для принятых систем разработки на Малеевском руднике ОАО «Казцинк», выполненный по х/д №10/Г-10/2002 от 01.03.2002 г. – 19 с.

5 Нормирование потерь и разубоживания руды при добыче. М., ЦНИИИЦветмет экономики и информации, сер.: экономика цвет.мет., 1987.- 40 с.

References

1 Otrasleyavaja instrukcija po opredeleniju, normirovaniju i uchetu poter' i razubozhivaniya rudy i peskov na rudnikah i priiskah Ministerstva cvetnoj metallurgii SSSR. M., 1975. - S. 40.-111 (in Russ.).

2 Tipovye metodicheskie ukazaniya po opredeleniju, normirovaniju, uchetu i jekonomicheskoj ocenke poter' poleznyh iskopaemyh pri dobyche. M., Akademija nauk SSSR, 1972. - 222 s. (in Russ.).

3 Metodicheskie rekomendacii po geologo-jekonomicheskoj ocenke mestorozhdenij tverdyh poleznyh iskopaemyh. Utv. : GKZ MG i ON RK 10.12.95 g. - 34 s. (in Russ.).

4 Otchet o NIR po teme 6-2-25 «Metodika rascheta poter' i razubozhivaniya rudy dlja prinjatyh sistem razrabotki na Maleevskom rudnike OAO «Kazcink»», vypolnennyj po h/d №10/G-10/2002 ot 01.03.2002 g. – 19 s. (in Russ.).

5 Normirovanie poter' i razubozhivaniya rudy pri dobyche. M., CNIIIcvetmet jekonomiki i informacii, ser.: jekonomika cvet.met., 1987.- 40 s. (in Russ.).

Резюме

Бектібаев Ә. Д.¹, Бекбергенов Д. Қ.¹, Тұңғышбаева З. К.², Сыздықов С. К.¹
(¹ Д. А. Қонаев атындағы КИИ, Алматы қ., ² Д. Серикбаев атындағы ШҚМТУ, Өскемен қ.)

КАЗАҚСТАН КЕН ОРЫНДАРЫН ЖЕРАСТЫМЕН ҚАЗБАЛАУДАҒЫ КЕННІҢ ЖОҒАЛЫМЫ МЕН ҚҰНСЫЗДАНУЫН АНЫҚТАЙТЫН МЕТОДИКАЛЫҚ БАЗАСЫНЫҢ ЖАҒДАЙЫ

Нарықтық экономика шарттарындағы кеннің жоғалымы мен құнарсыздануын оптималдық қатынасын анықтау мен пайдалы қазба қорларының барлық санаттарын есепке алып оның қолдануына жаңа әдістер қажет етеді. Мақалада кеннің жоғалым мен құнарсыздануын анықтау мен нормалаудағы белгілі әдістемені жетілдіру қажеттілігіне байланысты негізделінген.

Түйін сөздер: Кеннің жоғалымы мен құнарсыздануы, пайдаланудағы жоғалымдар, пайдалы қазба қорларының қазудағы толықтығы мен сапасы, әдістемелік нұсқаулар, салалық нұсқау.

Summary

Bektibaev A.D. ¹, Bekbergenov D.K. ¹, Tungyshbaeva Z.K. ², Sizdikov S.K. ¹

(¹ Mining Institute after D.A. Kunayev, Almaty, ² East Kazakhstan State Technical University after D. Serikbaev, Ust-Kamenogorsk)

CONDITION METHODOLOGICAL BASIS FOR THE MEASUREMENT OF LOSS AND DILUTION ORE UNDERGROUND MINING IN KAZAKHSTAN

In a market economy requires new approaches to determine the optimal ratio of losses and dilution of ore, accounting and rational use of all categories of mineral reserves. The paper substantiates the need to improve existing techniques for identifying and standardizing ore loss and dilution.

Keywords: Losses, dilution, operating losses, completeness and quality of mining mineral reserves, model guidelines, branch instructions.

Поступила 22.04.2014 г.

Бекмурзаев Б.Ж.¹, Бекбергенов Д.К.².

(¹КазНУ им. Аль-Фараби, г. Алматы, ²ИГД им. Д.А. Кунаева, г. Алматы)

ПРИМЕНЕНИЕ ГИС-ТЕХНОЛОГИИ В КОНСТРУИРОВАНИИ ПОВТОРНОЙ ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И СИСТЕМЫ С САМООБРУШЕНИЕМ РУДЫ

Аннотация

Принимая во внимание преимущества ГИС технологии и актуальность проблемы научных исследований статья посвящена целесообразному применению и развитию отечественной ГИС технологии при подземной добыче руд.

Ключевые слова: *Геоинформационная технология, повторная отработка, ГИС конструирование, технология самообрушения руды, камерно-столбовая система, управление технологическими процессами очистной выемки, проектирование и планирование подземных горных работ.*

Түйін сөздер: *Геоақпараттық технология, қайталанба қазу, ГАЗ құрылымдау, кеннің өздігінен құлау технологиясы, кенүңгірлі-бағаналы қазу жүйесі, тазартпалау қазу технологиялық барысын басқару, жер асты жұмыстарын жобалау мен жоспарлау.*

Keywords: *Geoinformation technology, re working development, GIS design, technology caving ore-and-pillar system, process control sewage extraction, design and planning of underground mining.*

Горнодобывающая промышленность является одной из ведущих отраслей промышленного производства Республики Казахстан и разрабатывает минеральные георесурсы из недр. Мировое их потребление растет из года в год, несмотря на их ограниченное и ухудшающееся состояние.

В этой связи, приоритетным направлением горного производства является, прежде всего, бережное отношение к богатствам недр с комплексным использованием минерально-сырьевых ресурсов и высокой полнотой их извлечения.

При истощении запасов руды и возрастания спроса на металл применяется повторная разработка междукамерных целиков (МКЦ) на рудных месторождениях, обрабатываемых камерно-столбовой системой.

Характерным примером является Жезказганское месторождение и к настоящему времени, многолетняя его интенсивная эксплуатация привела к истощению балансовых запасов на действующих рудниках с накоплением в пределах рудоносной толщи значительных объемов выработанного пространства. В то же время, в отработанных панелях осталось значительное количество богатой руды, сосредоточенной в целиках различного назначения. Из анализа отчетных материалов на данном месторождении, в этих опорных целиках и недоработанных участках в недрах с начала эксплуатации к 2009 г. потеряно руды примерно 180 млн.т., оставленной на ранних стадиях отработки с большим содержанием меди, которое почти в два раза превышает

содержание их в оставшихся балансовых запасах. Вовлечение в повторную отработку этих запасов позволит продлить срок существования подземных рудников, получить дополнительную прибыль за счет добытой при повторной разработке руды и одновременно обеспечит погашение выработанных пространств (пустот).

Выработанное пространство, в котором оставлены целики различного назначения, и недоработанные участки залежей образуют сложное очистное геомеханическое пространство, поэтому оценка устойчивости локальных групп МКЦ и прогноз устойчивости в связи с их отработкой имеют большое значение для обоснования параметров технологических процессов очистной выемки и безопасного ведения горных работ.

Основными проблемами при подземной повторной разработке месторождения являются задачи по управлению продолжающимися процессами разрушения целиков и сдвижением налегающей толщи, погашение накопленных подземных пустот, управление горным давлением при ведении очистных работ на сложных горно-геологических объектах.

На современном этапе, для акционеров крупных горнорудных компаний, в том числе Корпорации «Казахмыс», главным критерием является максимальный доход от вложенных собственных средств в этот проект, и соответственно предъявляются повышенные требования к качеству проектирования и планирования горных работ при повторной отработке запасов, обеспечивающих эффективность работы рудников.

В этой связи, повышение качества проектирования и технико-экономическое обоснование принимаемых решений при повторной добыче руды достигаются путем создания эффективных геоинформационных технологий проектирования, планирования подземными горными работами и управление технологическими процессами очистной выемки руды на базе системного подхода и использования высококачественного программного обеспечения систем современной информационной технологии с рациональным унифицированным процессом объектно-ориентированного моделирования.

Исходя из вышесказанного, создание геоинформационной интегрированной системы планирования и управления технологическими процессами при подземной повторной отработке рудных месторождений с применением рационального унифицированного процесса объектно-ориентированного моделирования является весьма актуальной проблемой.

Для решения данного вопроса будет создана интегрированная система компьютерной технологии оптимального стратегического планирования и управление технологическими процессами очистной выемки при подземной повторной доработке целиков рудных месторождений как целостная организационно-техническая система. Она представляет собой единство совокупности информационных, проектирующих, планирующих и управляющих подсистем, объектов и элементов, обеспечивающих стратегию действий и принятие оптимальных решений техническим руководством подземного горного предприятия (компании).

Полученные результаты позволят решить важную проблему планирования и управления технологическими процессами производственной деятельности подземных горных предприятий с повторной разработкой рудных месторождений и вооружить их принципиально новыми научными методами, отвечаю-

щими современным рыночным условиям их жизнедеятельности, помочь качественному обучению будущих специалистов подземного горного профиля, что даст мощный импульс дальнейшему совершенствованию методологии принятия решений в больших и сложных динамических системах, какими являются подземные рудники.

Оценивая состояние и степень разработанности темы исследования, следует отметить, что анализ разработок фирм MICROMINE, DATAMINE, GEMCOM, SURPAC и других свидетельствует, что все они предназначены для решения горно-геометрических задач проектирования карьеров, рудников и планирования горных работ без оптимизации параметров основных и вспомогательных процессов.

Для настоящего проекта исследование планирования горных работ и управление технологическими процессами в области подземной повторной отработки запасов рудных месторождений является недостаточная степень ее разработанности.

Научное значение работы в том, что в результате выполненных исследований будут созданы теория, модели и средства геоинформационной технологии и на их основе будет разработана технология стратегического планирования и управления технологическими процессами очистной выемки при подземной повторной отработке рудных месторождений.

Практическое значение состоит в том, что разработанная система оптимального стратегического планирования и управления технологическими процессами подземной повторной отработки рудных месторождений будет использована при создании бизнес проектов в проектных и научно-исследовательских организациях, а также на действующих предприятиях, работающих в области подземной разработки рудных месторождений.

Создание геоинформационной системы (ГИС) конструирования технологии с самообрушением руды с искусственным днищем блоков при подземной добыче с высокой полнотой извлечения [5] является актуальной в горной практике.

С развитием рыночной экономики и добычи на горном производстве предъявляются все более высокие требования к деятельности горного инженера: к техническому уровню по обеспечению подземных горных работ, к обоснованию принимаемых проектно-конструкторских решений, и с развитием компьютерной технологии в проектировании и планировании горных работ, к использованию современных ГИС.

Одним из существенных недостатков применяемой системы разработки с самообрушением рудного массива на шахте «Молодежная» ДонГОКа является то, что под влиянием опорного горного давления ухудшается геомеханическая ситуация на днище блоков. В связи с переходом на искусственное днище с понижением глубины разработки необходимо решение практических вопросов по конструированию на стадии проектирования.

На базе геоинформационной технологии с использованием множественных интегрированных программных пакетов проектирование горных работ ведется в развивающемся темпе, как зарубежными горнодобывающими организациями, так и в Казахстане. Основные программные продукты предназначены для компьютеризированного моделирования процессов геологии и подсчета запасов месторождения, горное проектирование, оптимизация,

календарное планирование горных работ, маркшейдерия и различные задачи горного производства.

Оценивая состояние и степень разработанности темы исследования, следует отметить, что анализ разработок фирм MICROMINE, DAT AMINE, GEMCOM, SURPAC и других свидетельствует, что все они предназначены для решения горно-геометрических задач проектирования карьеров, рудников и планирования горных работ больше как удобный инструмент проектировщика, но сами они сложные решения не принимают. В области конструирования при проектировании подземных горных работ, систем и технологии разработки рудных месторождений является практическое внедрение достижений разработок ГИС технологий и объектно-ориентированных методологий моделирования сложных динамических систем с применением унифицированного визуального языка UML (Unified Modeling Language) и унифицированным процессом разработки программного обеспечения сложных систем UP (Unified Process), которые обеспечивают построение комплексов моделей и перевод их в программный продукт [1, 2].

Объектно-ориентированное конструирование – это методология конструирования, соединяющая процесс объектно-ориентированной декомпозиции и систему обозначений для представления логической и физической, статической и динамической моделей конструируемой системы. В данном определении содержатся две важные части: 1) объектно-ориентированное конструирование основывается на объектно-ориентированной декомпозиции; 2) используется многообразие приемов представления моделей, отражающих логическую (классы и объекты) и физическую (модули и процессы) структуру системы, а также ее статические и динамические аспекты.

В свете изложенного и беря во внимание преимущества использования ГИС технологии на горном производстве и практику применения ГИС ГЕОМИКС (ФГУП ВИОГЕМ, г. Белгород, РФ) на шахте «Молодежная» ДонГОКа [3], а, также учитывая актуальность проблемы данного научного исследования, вопрос создания ГИС конструирования технологии самообрушения руды при подземной добыче с высокой полнотой извлечения достигается на базе применения высококачественной современной геоинформационной системы, разработанной с использованием унифицированного языка визуального объектно-ориентированного моделирования сложных динамических систем - UML и унифицированным рациональным процессом разработки программного обеспечения сложных систем - UP [2,4].

В заключение, для решения вышеуказанной проблемы и дальнейшего сотрудничества по развитию отечественной ГИС технологии при подземной разработке рудных месторождений, принимая во внимание преимущества ГИС технологии и учитывая актуальность проблемы научных исследований, считаем целесообразным пригласить к участию в совместной работе представителей геоинформационной технологии (математиков-программистов и компетентных специалистов).

Литература

1 Букейханов Д.Г. Принципы моделирования сложных динамических систем недропользования. Материалы научно-практической конференции//XX1

Век: Инновационные технологии в металлургии, проблемы, перспективы, посвященной 80 летию известного металлурга Куленова А.С. 18 апреля, Усть-Каменогорск, ВКТУ им. Д.Серикбаева, 2012 г.

2 Джим Арлоу, Айла Нейштадт. UML2 и Унифицированный процесс. Практический объектно-ориентированный анализ и проектирование.Перевод с англ.- СПб: Символ-Плюс, Санкт-Петербург-Москва, 2007. - 624 с.

3 Бекмуханова Р.Ш., Саланин А.В., Рязанцев Р.Г. Внедрение геоинформационной системы ГЕОМИКС на шахте «Молодежная». Горный журнал, 2008, №5, С. 20-22

4 Геоинформационные объектно-ориентированные технологии разработки систем автоматизированного проектирования карьеров/ Жарменов А.А., Турдахунов М.М., Букейханов Д.Г., Бекмурзаев Б.Ж., и др. -Алматы: АО «НЦНТИ», Алматы, 2011. - 222 с.

5 Бекмурзаев Б.Ж, Бекбергенев Д.К., Тлеуов О.Б., Иманкулова А.Т. Создание геоинформационной системы Конструирования технологии самообрушения руды при подземной добыче с высокой полнотой извлечения// Тезисы докладов одиннадцатого международного конференции «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр», г. Усть-Каменогорск. Восточно-Казахстанский государственный технический университет 18-21 сентября 2012 г. С.- 155-156.

References

1 Bukejhanov D.G. Principy modelirovaniya slozhnyh dinamicheskikh sistem nedropol'zovaniya. Materialy nauchno-prakticheskoy konferencii//HH1 Vek: Innovacionnye tehnologii v metallurgii, problemy, perspektivy, posvjashhennoj 80 letiju izvestnogo metallurga Kulenova A.S. 18 aprilja, Ust'- Kamenogorsk, VKTU im. D.Serikbaeva, **2012** g. (in Russ.).

2 Dzhim Arlou, Ajla Nejshtadt. UML2 i Unificirovannyj process. Prakticheskij ob'ektno-orientirovannyj analiz i projektirovanie.Pereyod s angl.- SPb: Simvol-Pljus, Sank-Peterburg-Moskva, **2007**. - 624 s (in Russ.).

3 Bekmuhanova R.Sh., Salanin A.V., Rjazancev R.G. Vnedrenie geoinformacionnoj sistemy GEOMIKS na shahte «Molodezhnaja». Gornyj zhurnal, **2008**, №5, S. 20-22 (in Russ.).

4 Geoinformacionnye ob'ektno-orientirovannye tehnologii razrabotki sistem avtomatizirovannogo projektirovaniya kar'erov/ Zharmenov A.A., Turdahunov M.M., Bukejhanov D.G., Bekmurzaev B.Zh., i dr. -Almaty: AO «NCNTI», Almaty, **2011**. - 222 s. (in Russ.).

5 Bekmurzaev B.Zh, Bekbergenov D.K., Tleuov O.B., Imankulova A.T. Sozdanie geoinformacionnoj sistemy Konstruirovaniya tehnologii samoobrusheniya rudy pri podzemnoj dobyche s vysokoj polnotoj izvlechenija// Tezisy dokladov odnadsatogo mezhdunarodnogo konferencii «Resursovosproizvodjashhie, maloohodnye i prirodohrannnye tehnologii osvoeniya nedr», g. Ust'-Kamenogorsk. Vostochno-Kazahstanskij gosudarstvennyj tehniceskij universitet 18-21 sentjabrja **2012** g. S.- 155-156. (in Russ.).

Резюме

Бекмұрзаев Б.Ж^{1.}, Бекбергенов Д.Қ^{2.}

(¹Әл-Фараби атындағы ҚазҰУ, Алматы қ., ²Д.А.Қонаев атындағы кен істері институты, Алматы қ.)

КЕН ОРЫНДАҒЫ ҚОРЛАРДЫ ҚАЙТАЛАП ҚАЗУДЫ ЖӘНЕ КЕНДІ ӨЗДІГІНЕН ҚҰЛАТУ ЖҮЙЕСІН ГАЖ-ТЕХНОЛОГИЯСЫН ҚОЛДАНУМЕН КОНСТРУКЦИЯЛАУ

ГАЖ технологияларының артықшылықтарымен бірге ғылыми зерттеу мәселесінің өзектілігін ескере отырып, жер асты кенді игеруге отандық ГАЖ технологияларын мақсатты түрде қолдануына және оның дамуына арналаған мақала.

Түйінді сөздер: Геоақпараттық технология, қайталанба қазу, ГАЖ құрылымдау, кеннің өздігінен құлау технологиясы, кенүңгірлі-бағаналы қазу жүйесі, тазартпалау қазу технологиялық барысын басқару, жер асты жұмыстарын жобалау мен жоспарлау.

Summary

Bekmurzaev B.Zh^{1.}, Bekbergenov D.K^{2.}

(¹Kazakh national university after Al-Farabi, Almaty, ²Mining Institute after D.A.Kunayev, Almaty)

APPLICATION OF GIS TECHNOLOGY IN RE-DESIGNING MINING STOCKS ORE DEPOSITS AND ORE CAVING SYSTEM

This article takes into account the benefits of GIS technology and the urgency of the problem and is dedicated to research and development of appropriate use of GIS technology in the domestic underground mining ores.

Keywords: Geoinformation technology, re working development, GIS design, technology caving ore-and-pillar system, process control sewage extraction, design and planning of underground mining.

Поступила 22.04.2014 г.

Рогов Е.И., Рогов А.Е., Рогов Е.А.

(Институт горного дела имени Д. А. Кунаева, г. Алматы)

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КРИТЕРИЯ НАДЕЖНОСТИ МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ

Аннотация

Разработан метод вычисления критерия надежности математических моделей при заданных параметрах случайных величин, распределенных, как правило, по нормальному закону.

Ключевые слова: подземное скважинное выщелачивание, кучное выщелачивание, гидродобыча, заводнение, математическая модель.

Түйін сөздер: жер асты ұңғымаларды сілтілеу, үйме сілтілеу, гидроөндіру, сулану, математикалық модель.

Keywords: underground borehole leaching, heap leaching, hydromining, waterflooding, mathematic model.

1 Введение

В наших многочисленных работах рассмотрено множество оптимизационных математических моделей и моделей физических процессов различных подсистем подземных, открытых горных работ, подземного скважинного и кучного выщелачивания, заводнения нефтяных пластов, гидродобычи.

Следует отметить, что параметры среды – массива горных пород, подземных и поверхностных вод, атмосферы в зоне влияния горнодобывающих предприятий (ГДП) практически всегда являются стохастическими. В этой связи в конечном результате реализации различного класса математических моделей появляется степень надежности или определенности, которая еще в наших первых работах [1] была определена в форме простейшей критериальной оценки в виде:

$$\alpha = 1 - \frac{\sqrt{D}}{M}, \quad (1)$$

где α – степень надежности или определенности модели;

D – дисперсия параметра или критерия оптимальности модели;

M – математическое ожидание определяемого параметра или критерия оптимальности.

Следует отметить, что если в модели все входящие в нее параметры детерминированные величины, то $D = 0$, тогда из (1) следует:

$$\alpha = 1, \quad (2)$$

т.е. неопределенность отсутствует и модель абсолютна надежна.

Однако в реальных системах всегда определенная часть параметров являются случайными величинами. В этой связи возникает совсем не простая задача уметь вычислять α для любых математических моделей.

2 Теория задачи

Из критерия (1) следует, что для его определения необходимо уметь находить математическое ожидание M и дисперсию искомого критерия оптимальности или параметра в моделях физических процессов.

Рассмотрим решение этой задачи на примере подземного скважинного выщелачивания (ПСВ) урана [1].

Простейшие зависимости для аналитического вычисления дебитов $Q_{зс}$ закачных и откачных - $Q_{ос}$ скважин определяются по нашим формулам:

$$Q_{зс} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot S_n \cdot K_\phi \cdot M_\gamma}{10^2 \left(\ln \frac{R_o}{R_c} + S_\kappa \right)}, \text{ м}^3/\text{сут.} \quad (3)$$

$$Q_{ос} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot (n \cdot S_n + S_o) \cdot K_\phi \cdot M_\gamma}{10^2 \left(\ln \frac{R_o}{R_c} + S_\kappa \right)}, \text{ м}^3/\text{сут.} \quad (4)$$

В этих формулах входящие в них три параметра:

K_ϕ – коэффициент фильтрации продуктивного пласта, м/сут.;

M_γ – эффективная мощность пласта, м;

S_γ – параметр скин-эффекта являются случайными величинами, а остальные R_c, R_o – радиус скважины и ячейки, S_n, S_o – компрессия и депрессия на ЗС и ОС детерминированные.

Как правило, из наблюдений известно, что чаще всего параметры K_ϕ , M_γ и S_κ распределены по нормальному закону. Причем эти случайные величины между собой практически независимы. Поэтому вычислить для $Q_{зс}$ и $Q_{ос}$ математические ожидания и дисперсии не представляет большого труда.

Пусть известны математические ожидания для входных параметров $M(K_\phi)$, $M(M_\gamma)$, $M(S_\kappa)$ и дисперсии $D(K_\phi)$, $D(M_\gamma)$, $D(S_\kappa)$, тог-

да используя правило трех сигм получим крайние значения для Q_{3c} и Q_{oc} большее и меньшее:

$$\hat{Q}_{3c} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot S_H \cdot (K_{\phi} + 3\sigma_{кф}) \cdot (M_{э} + 3\sigma_{мэ})}{10^2 \left(\ln \frac{R_o}{R_c} + S_k - 3\sigma_{Sк} \right)}, \text{ м}^3/\text{сут.} \quad (5)$$

$$Q_{3c}^{\vee} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot S_H \cdot (K_{\phi} - 3\sigma_{кф}) \cdot (M_{э} - 3\sigma_{мэ})}{10^2 \left(\ln \frac{R_o}{R_c} + S_k + 3\sigma_{Sк} \right)}, \text{ м}^3/\text{сут.} \quad (6)$$

Далее имеем искомые значения:

$$M(Q_{3c}) = \frac{\hat{Q}_{3c} + Q_{3c}^{\vee}}{2}, \text{ м}^3/\text{сут.}, \quad (7)$$

$$M(Q_{oc}) = \frac{\hat{Q}_{oc} + Q_{oc}^{\vee}}{2}, \text{ м}^3/\text{сут.}, \quad (8)$$

$$M(Q_{3c}) = \frac{\hat{Q}_{3c} + Q_{3c}^{\vee}}{6}, \text{ м}^3/\text{сут.}, \quad (9)$$

$$M(Q_{oc}) = \frac{\hat{Q}_{oc} + Q_{oc}^{\vee}}{6}, \text{ м}^3/\text{сут.} \quad (10)$$

Следовательно, критерий надежности (1) будет:
для Q_{3c}

$$\alpha = 1 - \frac{\left(\hat{Q}_{3c} - Q_{3c}^{\vee} \right)}{3 \left(\hat{Q}_{3c} + Q_{3c}^{\vee} \right)}. \quad (11)$$

Например, имеем: $\hat{Q}_{3c} = 36 \text{ м}^3/\text{сут.}$, $Q_{3c}^{\vee} = 24 \text{ м}^3/\text{сут.}$, тогда:

$$\alpha = 1 - \frac{12}{3 \cdot 60} = 0,933, \quad (12)$$

т.е. критерий надежности модели очень высок и составляет почти единицу или 94%.

Рассмотрим другой пример.

Время выщелачивания урана из гексагональной ячейки определяется по нашей формуле:

$$T_3 = \frac{160 \cdot R_o^2 \cdot \rho_{\Pi} \cdot f}{\beta \cdot K_{\Phi} \cdot (n \cdot S_{\Pi} + S_o) \cdot \ln \left(\ln \frac{R_y}{R_c} \right)}, \text{сут.} \quad (13)$$

В этой формуле независимыми случайными величинами являются:

$$\rho_{\Pi}; f; \beta; K_{\Phi} \quad (14)$$

ρ_{Π} – удельный вес пород, т/м³;

f – отношение жидкого к твердому, безразмерный;

$\beta = \frac{V_{\text{в}}}{V_{\Phi}}$ – безразмерный – отношение средней скорости выщелачивания урана к средней скорости фильтрации выщелачивающего раствора (ВР) по любой линии тока.

Пусть эти параметры также распределены по нормальному закону с параметрами математического ожидания и дисперсии, тогда

$$M(y) = \frac{\hat{y} + y}{2} \quad \text{и} \quad D(y) = \frac{\hat{y} - y}{6}, \quad (15)$$

где y – это параметры (14).

\hat{T}_3 и T_3 по формулам:

$$\hat{T}_3 = \frac{160 \cdot R_o^2 \cdot \hat{\rho}_{\Pi} \cdot \hat{f}}{\hat{\beta} \cdot \hat{K}_{\Phi} \cdot (n \cdot S_{\Pi} + S_o) \cdot \ln \left(\ln \frac{R_o}{R_c} \right)}, \text{сут.}, \quad (16)$$

$$T_3 = \frac{160 \cdot R_o^2 \cdot \rho_{\Pi} \cdot f}{\beta \cdot K_{\Phi} \cdot (n \cdot S_{\Pi} + S_o) \cdot \ln \left(\ln \frac{R_o}{R_c} \right)}, \text{сут.} \quad (17)$$

Зная (16) и (17) имеем:

$$\left. \begin{aligned} M(T_3) &= \frac{\hat{T}_3 + T_3}{2}; \\ \sigma(T_3) &= \frac{\hat{T}_3 - T_3}{6}. \end{aligned} \right\} \quad (18)$$

И тогда критерий надежности будет:

$$\alpha = 1 - \frac{\hat{T}_3 - T_3}{3 \left(\frac{\hat{T}_3 + T_3}{\sqrt{\quad}} \right)}.$$

Для примера пусть

$$\hat{T}_3 = 1800 \text{ сут.}, \quad T_3 = 1450 \text{ сут.},$$

$$\text{тогда } \alpha = 1 - \frac{1800 - 1450}{3(1800 + 1450)} = 0,964$$

или надежность модели здесь более 96%.

Литература

1 Рогов Е.И., Рогов С.Е., Рогов А.Е. Теория геотехнологий. Алматы. FORTRESS, 2010. 356 с.

References

1 Rogov E.I., Rogov S.E., Rogov A.E. Theory of geotechnologies. Alma-Ata. FORTRESS, 2010. 356 pages. (in Russ.).

Резюме

Рогов Е.И., Рогов А.Е., Рогов Е.А.

(Д.А. Қонаев атындағы Кен істері институты, Алматы қаласы)

ГЕОТЕХНОЛОГИЯНЫ МАТЕМАТИКАЛЫҚ ҮЛГІЛЕУДІҢ СЕΝІМДІЛІК БЕЛГІЛЕРІН АНЫҚТАУ

Бұл мақалада қалыпты заң бойынша, бөлінген, кездейсоқ өлшемнің берілген параметрінде есептеу белгілерінің әдістері мен оның сенімділігі берілген.

Түйін сөздер: жер асты ұңғымаларды сілтілеу, үйме сілтілеу, гидроөндіру, сулану, математикалық модель.

Summary

Rogov E.I., Rogov A.E., Rogov E.A.

(Mining Institute named after D.A. Kunaev, Almaty)

GEOTECHNOLOGIES MATHEMATICAL MODELS RELIABILITY CRITERION DETERMINATION

In the article the method of their reliability criterion computation in case of the given random variables parameters distributed as a rule on the normal law, is given

Keywords: underground borehole leaching, heap leaching, hydromining, waterflooding, mathematic model.

Поступила 29.04.2014 г.

Рогов Е.И., Рогов А.Е., Сабирова Л.Б.
(Институт горного дела имени Д. А. Кунаева, г. Алматы)

К ТЕОРИИ ОЦЕНКИ НАДЕЖНОСТИ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЭКОСИСТЕМ (ПЛАСТОВЫХ ВОД) ПОСЛЕ ПОДЗЕМНОГО СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

Аннотация

Даны формулы для определения надежности восстановления экосистем после подземного скважинного выщелачивания урана.

Ключевые слова: уран, подземное скважинное выщелачивание, пластовые воды.

Түйін сөздер: уран, жер асты ұңғымаларды сілтілеу, қабат сулары.

Keywords: uranium, underground borehole leaching, reservoirs water

При добыче урана и других металлов способом кислотного подземного скважинного выщелачивания пластовые воды существенно подвергаются загрязнению различными компонентами вследствие реакций серной кислоты с естественной средой – породами и подземными пластовыми водами. Наиболее существенными вредностями, появляющимися в остаточных растворах, принято считать сульфаты ионы, нитрат ионы, сумму различных солей, растворенный уран и показатель кислотности РН. Хотя в более точном описании этих процессов заражения пластовых вод нами включено 19 параметров вредности.

Вследствие известного закона природы – самовосстановления и самозалечивания водной среды нами установлены для ПСВ урана и рекомендованы закономерности восстановления параметров y_j качества подземных вод в виде аналитических зависимостей:

$$\left. \begin{aligned} y_j &= \alpha_j e^{-\beta_j t}; \\ y_j &= \alpha_j e^{\beta_j t}; \\ y_j &= \alpha_j + \beta_j t; \\ y_j &= \alpha_j - \beta_j t; \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

где $\alpha_j, \beta_j, j = \overline{1, N}$ - статистически устанавливаемые параметры на основе изучения соответствующих проб воды на интервале времени $(0-T_K)$.

Ранее нами был обоснован критерий надежности восстановления пластовых вод в виде:

$$K_j = 1 - \frac{\int_{t_0}^{T_k} \varphi_j(t) \cdot dt}{\int_0^{T_k} \varphi_j(t) \cdot dt} \quad (2)$$

Ясно, что при

$$\left. \begin{array}{l} t = 0; K = 0 \\ \text{и при } t = T_k; K = 1. \end{array} \right\} \quad (3)$$

Следовательно, критерий (2) верно и объективно отражает реальную ситуацию восстановления пластовых вод с оценками вначале процесса $K_j = 1$. Произведем далее операции вычисления критерия K_j , проделав интегрирование функций (1).

Рассмотрим интегралы для $f(t)$ по порядку (1)

$$y_j(t) = \alpha_j e^{-\beta_j t}; \quad 1 < t < T_k;$$

$$\alpha_j \int_1^{T_k} e^{-\beta_j t} dt = \alpha_j \left[-\frac{1}{\beta_j} e^{-\beta_j t} \right]_1^{T_k} = \frac{\alpha_j}{\beta_j} \left(-e^{-\beta_j T_k} + e^{-\beta_j} \right) = \left(\frac{1}{e^{\beta_j}} - \frac{1}{e^{\beta_j T_k}} \right) \frac{\alpha_j}{\beta_j} \quad (4)$$

И далее от 0 до T_k :

$$\int_0^{T_k} \alpha_j e^{-\beta_j t} dt = \alpha_j \left[-\frac{1}{\beta_j} e^{-\beta_j t} + \frac{1}{\beta_j} e^{0 \cdot T_k} \right] = \frac{\alpha_j}{\beta_j} \left(1 - e^{-\beta_j T_k} \right) = \frac{\alpha_j}{\beta_j} \left(1 - \frac{1}{e^{\beta_j T_k}} \right) \quad (5)$$

После соответствующих преобразований получим:

$$K_j = 1 - \frac{\left(\frac{1}{e^{\beta_j t}} - \frac{1}{e^{\beta_j T_{kj}}} \right)}{\left(1 - \frac{1}{e^{\beta_j T_{kj}}} \right)}, \quad j = \overline{1, N}. \quad (6)$$

Рассмотрим пример: $\beta_j = 0,38$; $T_{kj} = 15$ лет и $t = 10$ лет:

$$K_j = 1 - \frac{\left(\frac{1}{e^{0,38 \cdot 10}} - \frac{1}{e^{0,38 \cdot 15}} \right)}{\left(1 - \frac{1}{e^{0,38 \cdot 15}} \right)} = 1 - \frac{1}{44} - \frac{1}{300} = 1 - \frac{0,022 - 0,003}{0,997} = 1 - 0,019 = 0,981.$$

Это означает, что частный критерий надежности восстановления пластовых вод через 15 лет достигает почти единицы.

Прделаем аналогичные операции теперь для $y_j(t) = \alpha_j e^{\beta_j t}$.

Имеем для числителя:

$$\alpha_j \int_t^{T_{kj}} e^{\beta_j t} dt = \frac{\alpha_j}{\beta_j} = \left(e^{\beta_j T_k} - e^{\beta_j t} \right) = \frac{\alpha_j}{\beta_j} e^{\beta_j (T_k - t)}$$

для знаменателя:

$$\alpha_j \int_0^{T_k} e^{\beta_j t} dt = \frac{\alpha_j}{\beta_j} \left(e^{\beta_j T_k} - 1 \right).$$

Получаем конечную формулу в виде:

$$K_j = 1 - \frac{e^{\beta_j (T_k - t)}}{e^{\beta_j T_k} - 1}. \quad (7)$$

Пример: $\beta = 0,38$, $T_k = 15$, $t = 10$

$$K_j = 1 - \frac{e^{0,38 \cdot 5}}{e^{0,38 \cdot 15} - 1} = 0,977.$$

Расчет для $y_j(t) = \alpha_j + \beta_j \cdot t$.

Числитель:

$$\int_t^{T_k} (\alpha_j + \beta_j \cdot t) \cdot dt = \left(\alpha_j T_k + \beta_j \frac{T_k^2}{2} - \alpha_j t - \beta_j \frac{t^2}{2} \right).$$

Знаменатель:

$$\int_0^{T_k} \alpha_j T_k + \beta_j \frac{T_k^2}{2} - 0;$$

$$K_j = 1 - \frac{\alpha_j \cdot T_{\kappa} + \beta_j \frac{T_{\kappa}^2}{2} - \alpha_j t - \beta_j \frac{t^2}{2}}{\alpha_j \cdot T_{\kappa} + \beta_j \frac{T_{\kappa}^2}{2}} = \frac{\alpha_j t - \beta_j \frac{t^2}{2}}{\alpha_j \cdot T_{\kappa} + \beta_j \frac{T_{\kappa}^2}{2}}. \quad (8)$$

Пример: $\alpha_j = 22$; $\beta_j = 0,38$; $T_{\kappa} = 15$; $t = 10$

$$K_j = \frac{220 + 0,38 \cdot \frac{225}{2}}{330 + 0,38 \cdot \frac{225}{2}} = \frac{263}{373} = 0,705.$$

И для последней $f_j(t) = \alpha_j - \beta_j t$ (8) имеем интеграл от числителя:

$$\alpha_j \cdot T_{\kappa} - \beta_j \frac{T_{\kappa}^2}{2} + \alpha_j t - \beta_j \frac{t^2}{2}.$$

Интеграл от знаменателя:

$$\alpha_j \cdot T_{\kappa} - \beta_j \frac{T_{\kappa}^2}{2}$$

$$K_j = 1 - \frac{\alpha_j \cdot T_{\kappa} - \beta_j \frac{T_{\kappa}^2}{2} + \alpha_j t - \beta_j \frac{t^2}{2}}{\alpha_j \cdot T_{\kappa} - \beta_j \frac{T_{\kappa}^2}{2}}.$$

Итоговая формула имеет вид:

$$K_j = \frac{\alpha_j t - \beta_j \frac{t^2}{2}}{\alpha_j \cdot T_{\kappa} - \beta_j \frac{T_{\kappa}^2}{2}}.$$

Пример: $\alpha_j = 22$; $\beta_j = 0,38$; $T_{\kappa} = 15$ лет; $t = 10$ лет

$$K_j = \frac{220 - 43}{330 - 43} = \frac{177}{287} = 0,62.$$

Заклучение

Таким образом, нами выведены конечные аналитические формы для вычисления частных критериев K_j надежности восстановления пластовых вод при полном спектре аналитических функций самозалечивания:

$$\left. \begin{aligned} K_j &= \alpha_j e^{-\beta_j t} \quad (1); \\ K_j &= \alpha_j e^{\beta_j t} \quad (2); \\ K_j &= \alpha_j + \beta_j t; \\ K_j &= \alpha_j - \beta_j t. \end{aligned} \right\}$$

Для K_j по всем $j = \overline{1, N}$.

Литература

1 Рогов Е.И., Рыспанов Н.Б. Математические основы геотехнологий. Алматы. FORTRESS, 2007. 368 с.

References

1 Rogov A.E., Ryspanov N. B. Mathematical bases of geotechnology. Almaty., FORTRESS, 2007, 368p. (in Russ.).

Резюме

Рогов Е.И., Рогов А.Е., Сабирова Л.Б.

(Д.А. Қонаев атындағы Кен істері институты, Алматы қаласы)

УРАНДЫ ЖЕР АСТЫ ҰҢҒЫМАЛЫҚ ШАЙМАЛАУДАН КЕЙІНГІ (ҚАБАТ СУЛАРЫН) ЭКОЖҮЙЕЛЕРДІ ҚАЛПЫНА КЕЛТІРУ СЕНІМДІЛІГІН БАҒАЛАУ ТЕОРИЯСЫНА

Уранды жер асты ұңғымалық шаймалаудан кейінгі экожүйелерді қалпына келтіру сенімділігін анықтауға арналған формулалар келтірілген.

Түйін сөздер : уран, жер асты ұңғымаларды сілтілеу, қабат сулары.

Summary

*Rogov E.I., Rogov A.E., Sabirova L.B.
(Mining Institute named after D.A. Kunaev, Almaty)*

*TO THE THEORY OF ECOSYSTEMS (RESERVOIR WATERS) RECLAMATION
RELIABILITY AFTER UNDERGROUND OF URANIUM BOREHOLE LEACHING*

*Formulas for ecosystems restoration reliability determination after uranium
underground borehole leaching are given.*

Keywords: uranium, underground borehole leaching, reservoirs water.

Поступила 29.04 2014 г.

Рогов А.Е., Кабаев С.Т., Сабирова Л.Б.

(Институт горного дела имени Д. А. Кунаева, г. Алматы)

К ОПРЕДЕЛЕНИЮ ВРЕМЕНИ ДИФфуЗИОННОГО РАСТВОРЕНИЯ МЕТАЛЛА ПРИ ПОДЗЕМНОМ СКВАЖИННОМ И КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ

Аннотация

Даны расчетные формулы для определения времени диффузионного растворения металла при подземном скважинном и кучном выщелачивании.

Ключевые слова: уран, подземное скважинное выщелачивание, диффузионное растворение.

Түйін сөздер: уран, жер асты ұңғымаларды сілтілеу, диффузиялық еруі.

Keywords: uranium, underground borehole leaching, diffusion solution

Время диффузионного растворения металла, в частности урана, при подземном выщелачивании через скважины или наземном при кучном является главным критериальным показателем, с которым связана вся эффективность работы рудника. Поэтому его обоснованное определение еще в проекте рудника является первостепенным.

Будем наши аналитические выводы обосновывать, исходя из известного закона Фика.

Физические модели диффузионного растворения и фильтрационного переноса металлов рассматривались нами ранее для совершенных скважин. Для сложных условий, оцениваемых критериями, такие модели отсутствуют, и их следует скорректировать.

Рассмотрим диффузионное растворение металла в реагенте.

В соответствии с законом диффузии Фика запишем модель в виде дифференциального уравнения [1]:

$$\frac{\partial C}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial x} \left[D_x \frac{\partial C}{\partial x} + \frac{\partial}{\partial y} \left(D_y \frac{\partial C}{\partial y} \right) \right] + \frac{\partial}{\partial z} \left(D_z \frac{\partial C}{\partial z} \right), \quad (1)$$

где $C(x, y, z, t)$ – искомая функция распределения металла в пространстве по времени t ,

D_x, D_y, D_z - коэффициенты диффузии по координатам x, y, z .

Для наших исследований интерес представляет одномерный (линейный) закон диффузии, который описывается уравнением:

$$\frac{\partial C}{\partial t} = D \frac{\partial^2 C}{\partial x^2}. \quad (2)$$

Следует искать решение (2) в виде функции $C(x, t)$ при следующих граничных условиях:

$$\begin{aligned} C(x, t) &= C_o \text{ при } 0 < x < 1 \text{ и } t = 0; \\ C(x, t) &= 0 \text{ при } x = \ell, x = 0, t > 0, \end{aligned}$$

где C_o – исходная концентрация металла, т/см³;

$C(x, t)$ – текущая концентрация металла по оси x за время t ;

ℓ – размер куска руды, см;

t – время диффузии, сут.

Имеется решение такого уравнения [1] в виде бесконечного ряда:

$$C(x, t) = \frac{4C_o}{\pi} \sum_{j=1}^{\infty} \frac{1}{2j+1} \operatorname{Csch}\left(\frac{2j+1}{x}\right) \times \exp\left\{-\left[\frac{(2j+1)\pi}{x}\right]^2 D_i \cdot t\right\}. \quad (3)$$

Если положить, что в относительных единицах $C_o = 1$, а $C_{\text{пр}} = 0,75$, т.е. конечное значение диффундирующего металла (растворения) до 75 %, то можно получить простейшее решение, ограничившись первым членом быстро убывающего ряда (3):

$$\frac{C_{\text{пр}}}{C_o} = \frac{8}{\pi^2} \exp\left(-\frac{\pi^2 D_n \cdot t}{\ell^2}\right). \quad (4)$$

При заданном $D_n \cong 0,864 \times 10^{-3}$ см²/сут. из (4) находим время диффузионного выщелачивания металла:

$$t_{\partial} = \frac{\ell^2 \cdot \ln \frac{8C_o}{C_{\text{пр}} \cdot \pi^2}}{\pi^2 \cdot D_n}, \text{ сут}, \quad (5)$$

где ℓ – средний диаметр куска руды, см;

$C_o = 1$ и $C_{\text{пр}} \cong 0,7 \div 0,75$ – относительные единицы содержания металла в руде и извлечения его из руды;

D_n – эффективный коэффициент диффузии, м²/сут, для металлов [1]

$$D_n \cong 0,864 \times 10^{-3} \text{ см}^2/\text{сут}.$$

Анализ формулы (5) показывает, что она обладает некоторыми недостатками. Первое - $C_{np} \cong 0,7 \div 0,75$, т.е. весьма узкий, хотя и практически правильный диапазон изменения коэффициента извлечения металла. Второе – при увеличении C_{np} от 0,7 до 0,75 время t_{δ} будет уменьшаться, что является противоречием.

Исходя из этих замечаний, запишем формулу (5) в виде:

$$t_{\delta} = \frac{\ell^2 \cdot \ln \alpha \frac{8C_o}{C_{np} \cdot \pi^2}}{\pi^2 \cdot D_{II}}, \text{ сут,} \quad (6)$$

где α – некоторый параметр, $\ell > 0$, который определяется статистическим путем или экспериментально по схеме.

Для определения α принимаем $C_{np} = 0,7$, тогда формулу (6) запишем:

$$t_{\delta} = \frac{\ell^2 \cdot \ln \alpha \cdot 1,159}{\pi^2 \cdot D_{II}}. \quad (7)$$

Из уравнения (7) имеем:

$$\ln 1,159 \cdot \alpha = \frac{t_{\delta} \cdot \pi^2 \cdot D_{II}}{\ell^2}. \quad (8)$$

Из уравнения (8) легко определить искомый параметр α из уравнения:

$$\alpha = \frac{1}{1,159} e^{\frac{t_{\delta} \cdot \pi^2 \cdot D_{II}}{\ell^2}}. \quad (9)$$

Следовательно, если известно время диффузионного выщелачивания - t_{δ} и размер куска ℓ , то по формуле (9) легко подсчитать параметр α .

Например, для руды месторождения Тохтазан имеем: $\ell = 2$ см, $D_{II} = 0,864 \times 10^{-3}$ см²/сут, $t_{\delta} = 36$ сут.

$$\alpha = \frac{1}{1,159} \exp\left(\frac{36 \cdot \pi^2 \cdot 0,864}{4 \cdot 10^3}\right) = \frac{1,079}{1,159} = 0,93.$$

Следовательно, для условий руды месторождения Тохтазан имеем уравнение:

$$t_{\delta} = \frac{\ell^2 \cdot \ln 0,93 \frac{8 \cdot C_o}{C_{np} \cdot \pi^2}}{\pi^2 \cdot D_{II}}, \text{ сут.} \quad (10)$$

Кроме того, величину α можно рассчитать, если известна функция извлечения металла $\mathcal{E}(t)$ в виде:

$$\mathcal{E}(t) = 1 - \frac{1}{e^{C_1 t_\partial}}, \quad (11)$$

где C_1 – параметр, определяемый статистически.

Пусть имеем для условий месторождения Тохтазан $\mathcal{E}(t) = 0,65$; $t_\partial = 40$ сут. Из уравнения (11) имеем:

$$0,65 = 1 - \frac{1}{e^{C_1 t_\partial}}, \quad (12)$$

откуда, решая (12) относительно C_1 , получим:

$$e^{C_1 t_\partial} = \frac{1}{1 - 0,65}$$

или

$$C_1 = \frac{1}{t_\partial} \ln 2,87,$$

При этом, уравнение (11) запишется в виде:

$$\mathcal{E}(t) = 1 - \exp(-0,0262t). \quad (13)$$

Пусть задано $t = 20$ сут, тогда:

$$\mathcal{E}(t) = 0,48, \text{ т.е. } \approx 50 \% \text{ за 20 суток.}$$

Рассмотрим более сложную руду месторождения Пустынное, для нее $t_\partial = 340$ сут; $\mathcal{E}(t) = 0,3$ или 30 %, тогда имеем:

$$C_1 = \frac{1}{340} \ln \frac{1}{1 - 0,3} = 0,00104.$$

Для извлечения металла до $\mathcal{E} = 0,5$ получим формулу:

$$t_\partial = \frac{\ln \frac{1}{1 - 0,5}}{0,00104} = 666 \quad \text{суток,}$$

т.е. в принципе и сульфидные руды можно выщелачивать, только срок существенно растягивается.

Определим параметр α для руд месторождения Пустынное по формуле (9):

$$\alpha = \frac{1}{1,159} e^{\frac{340 \cdot \pi^2 \cdot 0,864}{6,25 \cdot 10^3}} = 1,37.$$

Тогда формула (6) для определения t_{∂} для руд Пустынного будет:

$$t_{\partial} = \frac{\ell^2 \cdot \ln \frac{11 \cdot C_o}{C_{np} \cdot \pi^2}}{\pi^2 \cdot D_n}, \text{ сут.} \quad (14)$$

Если теперь отделить фракцию 0,5 см и ниже, то время сократится:

$$t_{\partial} = \frac{0,25 \cdot 2223}{0,864 \cdot \pi^2} = 65 \text{ суток,}$$

а при крупности $\ell = 0,6$:

$$t_{\partial} = \frac{0,36 \cdot 2223}{0,864 \cdot \pi^2} = 94 \text{ суток.}$$

Из полученных формул следует сделать выводы.

1 Выведены новые формулы (5), (6) для вычисления времени диффузионного растворения металлов от влияющих факторов: среднего размера куска руды - ℓ , коэффициента диффузии - D_n , коэффициента извлечения металла - C_{np} при его выщелачивании.

2 Наиболее сильно на время диффузионного выщелачивания - t_{∂} металла влияет размер куска руды, которое пропорционально квадрату линейного размера куска.

Для проектирования технологических систем выщелачивания металлов одним из главных параметров является время диффузионного растворения и извлечения конкретного металла до проектного значения коэффициента извлечения. Диффузионное растворение металлов достаточно теоретически освещено в известной монографии П. Шьюмана [1] и других работах [2, 3]. Однако до сих пор нет достаточно надежных аналитических методов, позволяющих определить время растворения металлов в функции от основных влияющих факторов.

Будем следовать П. Шьюману [1] и искать расчетные модели для определения времени диффузионного растворения металла для идеальных форм рудного или иного сырья.

Рассмотрим дифференциальное уравнение (2) второго закона Фика при одномерной диффузии в пластине:

$$\frac{\partial C}{\partial t} = D \frac{\partial^2 C}{\partial x^2}, \quad (15)$$

где $C(x, t)$ – концентрация вещества C как функция одной координаты – x и времени t ;

D_n – эффективный коэффициент диффузии.

Если принять, что D_n не зависит от времени и от координаты x , то известно решение (15) в виде бесконечного сходящегося ряда:

$$C(x, t) = \frac{4C_o}{\pi} \sum_{j=1}^{\infty} \frac{1}{2j+1} Csch\left(\frac{2j+1}{h}\right) \times \exp\left\{-\left[(2j+1)\frac{\pi}{h}\right]^2 D_n \cdot t\right\}, \quad (16)$$

где $Cschx = \frac{2}{e^x - e^{-x}}$;

C_o – начальная концентрация металла в пластине – h ;
 x – глубина диффузии.

При выщелачивании практически невозможно определить концентрацию полезного компонента – металла на различной глубине куска.

Для получения общего количества выщелоченного металла необходимо знать среднюю концентрацию металла \bar{C} в идеальной пластине, толщиной – h . Для этого необходимо взять интеграл от функции (16) по h в виде:

$$\bar{C}(t) = \frac{1}{h} \int_0^h C(x, t) \cdot dx. \quad (17)$$

Подставляя в (17) значение $C(x, t)$ (16) после интегрирования и необходимых преобразований получим новый ряд:

$$\bar{C}(t) = \frac{8C_o}{\pi^2} \sum_{j=0}^{\infty} \frac{1}{(2j+1)^2} \exp\left\{-\left[\frac{(2j+1)\pi}{h}\right]^2 D_n \cdot t\right\}. \quad (18)$$

Рассмотрим функцию ряда - $\bar{C}(t)$ до 3-го члена включительно, тогда получим:

$$\begin{aligned}
\bar{C}(t) &= \frac{8C_o}{\pi^2} \exp\left(-\frac{\pi^2}{h^2}\right) D_n \cdot t + \\
&+ \frac{1}{9} \exp\left(-\frac{9\pi^2}{h^2}\right) D_n \cdot t + \\
&+ \frac{1}{25} \exp\left(-\frac{25\pi^2}{h^2}\right) D_n \cdot t + \\
&+ \frac{1}{49} \exp\left(-\frac{49\pi^2}{h^2}\right) D_n \cdot t + \dots
\end{aligned}
\tag{19}$$

С погрешностью не более 3% можно из (19) записать уравнение:

$$\bar{C}_{\text{пр}}(t) = \frac{11,2C_o}{\pi^2} \exp\frac{\pi^2 D_n \cdot t}{h^2}.
\tag{20}$$

Решая уравнение (20) относительно времени t выщелачивания до $\bar{C}_{\text{пр}}$, получим:

$$t_{\delta} = \frac{h^2 \cdot \ln \frac{11,2C_o}{C_{\text{пр}} \cdot \pi^2}}{\pi^2 \cdot D_n},
\tag{21}$$

где h измеряется в сантиметрах;

D_n измеряется в $\text{см}^2/\text{сут}$;

\bar{C}_o и $\bar{C}_{\text{пр}}$ - измеряются в относительных единицах, поэтому $C_o = 1$, а $\bar{C}_{\text{пр}}$ равно проектному коэффициенту извлечения металла из руды, т.е. $\bar{C}_{\text{пр}} = \varepsilon_n$.

Формула (21) является основополагающей для определения времени диффузионного растворения металла при выщелачивании из пластин.

Рассмотрим численный пример.

Пусть дано: $h = 2$ см, $C_{\text{пр}} = 0,7$, $D_n = 0,864 \times 10^{-3}$ $\text{см}^2/\text{сут}$. [1], тогда:

$$t_{\delta} = \frac{4 \cdot \ln \frac{11,2 \cdot 1}{0,7 \cdot \pi^2}}{\pi^2 \cdot 0,864 \cdot 10^{-3}} = 227 \text{ суток.}$$

Если, например, крупность кусков породы уменьшить вдвое, т.е. $h = 1$ см, то время сократится в четыре раза и составит $t_{\partial} = 57$ суток, а при $h = 0,5$ см всего 14 суток. Из этого простого примера следует, что размер куска рудного сырья является главным показателем при диффузионном растворении.

Рассмотрим также решение задачи определения времени диффузионного растворения для шара с радиусом – r , см. В сферической системе координат второй закон Фика имеет вид [1]:

$$\frac{\partial^2 C}{\partial r^2} + \frac{2}{r} \frac{\partial C}{\partial r} = 0. \quad (22)$$

Известно решение этого уравнения для малых времен в виде для среднего значения $\bar{C}(r)$:

$$\bar{C} = \frac{1}{r} \int_0^r F(r) \cdot dr = C_o \exp \left[- \left(\frac{t}{r} \right)^{3/2} \right], \quad (23)$$

где

$$r \approx \frac{r_e^2}{2D_{\Pi}} \left(\frac{C_{\text{нп}}}{C_o} \right)^{1/3}. \quad (24)$$

Подставляя (24) в уравнение (23) и решая его относительно времени t_{∂} , получим для шара:

или иначе
$$t_{\partial} = \frac{r_e^2}{2D_{\Pi}} \sqrt[3]{\frac{C_{\text{нп}}}{C_o}} \cdot \sqrt[3]{\left(\ln \frac{C_o}{C_{\text{нп}}} \right)^2}, \text{ сут.}$$

$$t_{\partial} = \frac{r_e^2}{2D_{\Pi}} \left(\frac{C_{\text{нп}}}{C_o} \right)^{1/3} \cdot \left(\ln \frac{C_o}{C_{\text{нп}}} \right)^{2/3}. \quad (25)$$

Сопоставим теперь численные значения для пластины (21) и шара для только что рассмотренного примера.

По формуле имеем при $\ell = 2$ см, тогда $r = 1$ см:

$$t_{\partial} = \frac{1}{2 \cdot 0,864 \cdot 10^{-3}} \left(\frac{0,7}{1} \right)^{1/3} \cdot \ln \left(\frac{1}{0,7} \right)^{2/3} = 256 \text{ суток.}$$

При $r^* = 0,5$ см, $t_{\delta} = 64$ сут; и при $r^* = 0,2$ см, $t_{\delta} = 16$ суток.

Из приведенных данных следует, что формулы (21) и (24) дают практически одинаковый результат.

Полученные путем теоретического анализа фундаментальные формулы для вычисления времени диффузионного растворения или выщелачивания металлов рекомендуются для практических расчетов при проектировании и управлении технологических систем подземного скважинного выщелачивания.

Литература

1 Шьюман П. Диффузия в твердых телах. М., Наука. 1968. – 320 с.

References

1 Shyuman P. Diffusion in solid bodies. M Nauka. 1968 . – 320 pages.(in Russ.).

Резюме

*Рогов А.Е., Кабаев С.Т., Сабирова Л.Б.
(Д.А. Қонаев атындағы Кен істері институты, Алматы қаласы)*

ЖЕР АСТЫ ҰҢҒЫМАЛЫҚ ЖӘНЕ ҮЙМЕЛІК ШАЙМАЛАУДА МЕТАЛДЫҢ ДИФфуЗИЯЛЫҚ ЕРУ УАҚЫТЫН АНЫҚТАУҒА

*Жер асты ұңғымалық және үймелік шаймалауда металдың
диффузиялық еру уақытын анықтауға арналған есептеу формулалары
берілген*

Түйін сөздер: уран, жер асты ұңғымаларды сілтілеу, диффузиялық еруі.

Summary

*Rogov A.E., Kabaev S.T., Sabirova L.B.
(Mining Institute named after D.A. Kunaev, Almaty)*

TO DETERMINATION OF METAL DIFFUSION DILUTION TIME IN CASE OF UNDERGROUND BOREHOLE AND HEAP LEACHING

*Estimated formulas for metal diffusion dilution time determination in case of
underground borehole and heap leaching are here.*

Keywords: uranium, underground borehole leaching, diffusion solution.

Поступила 29.04.2014 г.

Рогов А.Е., Рогов Е.А

(Институт горного дела имени Д. А. Кунаева, г. Алматы)

СТЕПЕНИ СИЛЬНОСТИ ПАРАМЕТРОВ В СТОХАСТИЧЕСКИХ МОДЕЛЯХ ФИЗИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ СИСТЕМ

Аннотация

Дано решение задачи по определению степеней сильности – существенности стохастических параметров в виде случайных величин, пригодных для анализа любых математических моделей физических процессов больших систем (БС).

Ключевые слова: математическое моделирование, большие системы, критерий оптимальности.

Түйін сөздер: математикалық модельдеу, үлкен жүйелер, тиімді критериялар.

Keywords: mathematic model, grand system, criterion of optimality

В известных работах Е.И. Рогова по математическому моделированию больших систем были введены понятия и даны их математические формулировки для оценки степеней сильности параметров, на критерий оптимальности в моделях для поиска минимума или максимума функции цели [1]. В то же время был введен критерий надежности или противоположно неопределенности самой функции цели при стохастических параметрах [2, 3].

Однако до настоящего времени нет каких-либо оценок для степеней сильности, входящих в математические модели параметров в виде случайных величин. Решение этой актуальной задачи предлагается в настоящей статье.

Рассматриваем любую большую систему. Для ее моделирования имеем три математических пространства:

H^k – непрерывных параметров – детерминированных и стохастических;

H^m – дискретных параметров – детерминированных;

H^n – качественных характеристик – детерминированных.

Ранее нами было доказано, что одним из главных критериев стохастического пространства - H^k является его надежность:

$$\alpha = 1 - \frac{\sqrt{D(J)}}{M(J)} \quad (1)$$

и степень сильности параметров $\lambda_j, j = \overline{1, k}$ для оптимизационных моделей.

Для моделей физических процессов необходим другой критерий.

Пусть имеем модель физического процесса, например:

$$t_{\partial} = \frac{d^2 \cdot \ln \frac{11,4}{\varepsilon_n \cdot \pi^2}}{D_n \cdot \pi^2}, \text{сут.} \quad (2)$$

Здесь величины d, ε_n, D_n - случайные, распределены по усеченному нормальному закону.

Для этих величин имеем математические ожидания и дисперсии:

$$\left. \begin{aligned} M(d) &= \frac{d + \hat{d}}{2}; \sigma_d = \frac{\hat{d} - d}{6} = \sqrt{D_d} \\ M(\varepsilon_n) &= \frac{\varepsilon_n + \hat{\varepsilon}_n}{2}; \sigma_{\varepsilon} = \frac{\hat{\varepsilon}_n - \varepsilon_n}{6} = \sqrt{D_{\varepsilon}} \\ M(D_n) &= \frac{D_n + \hat{D}_n}{2}; \sigma_D = \frac{\hat{D}_n - D_n}{6} = \sqrt{D_D} \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

Степень сильности пусть будет определена в виде:

$$\lambda_j = \frac{\sigma_j}{M_j} = \frac{\sqrt{D_j}}{M_j}. \quad (4)$$

При обязательном условии:

$$\lambda_j = \sum_{j=1}^n \frac{\sigma_j}{M_j} = 1. \quad (5)$$

Будем считать существенными параметры модели, для которых соблюдается условие:

$$\lambda_j \geq \alpha, j = \overline{1, n}. \quad (6)$$

Рассмотрим численный пример.

Пусть имеем: $\underset{\vee}{d} = 3$ см; $\hat{d} = 5$ см; $M = 4$ см; $\sigma_d = 0,33$; $\varepsilon_{\Pi} = 0,8$; $\overset{\wedge}{\varepsilon}_{\Pi} = 996$; $m = 0,88$; $\sigma_n = 0,026$; $\underset{\vee}{D}_{\Pi} = 0,82 \cdot 10^{-3}$; $\hat{D}_{\Pi} = 0,85 \cdot 10^{-3}$; $m_{D_{\Pi}} = 0,84$; $\sigma_{D_{\Pi}} = 0,014$.

Определим теперь значения в относительных единицах всех случайных параметров в виде:

$$\theta_j = \frac{\sigma_j}{M_j}, \quad j = \overline{1, k}. \quad (7)$$

Далее вычислим сумму θ_j для данной конкретной модели физического процесса:

$$\tilde{\theta} = \sum_{j=1}^k \theta_j. \quad (8)$$

Степенью сильности каждого параметра физической модели назовем величину $\gamma_j > 0$ и определим ее:

$$\lambda_j = \frac{\theta_j}{\tilde{\theta}}, \quad j = \overline{1, n} \quad (9)$$

при обязательном условии:

$$\sum_{j=1}^k \lambda_j = 1. \quad (10)$$

Параметр γ_j , для которого соблюдается условие

$$\lambda_j \geq \alpha \quad (11)$$

назовем существенным и наоборот несущественным для

$$\lambda_j < \alpha. \quad (12)$$

Поэтому последнее условие (12) позволяет принимать в модели любое значение параметров в пределах $y < \underset{\vee}{y} < \hat{y}$.

Для нашего примера получим:

$$\theta_d = \frac{0,33}{4} = 0,082, \lambda_d = 0,64;$$

$$\theta_\varepsilon = \frac{0,026}{0,88} = 0,029, \lambda_\varepsilon = 0,23;$$

$$\theta_D = \frac{0,014}{0,84} = 0,016, \lambda_D = 0,13;$$

$$\Sigma \lambda = 0,64 + 0,23 + 0,13.$$

Критерий надежности модели вычислен в виде:

$$\hat{t}_\delta = \frac{25 \cdot \ln \frac{11,4}{0,96 \cdot \pi^2}}{0,82 \cdot 10^{-3} \cdot \pi^2} = \frac{25 \cdot 0,18 \cdot 10^3}{8} = 562,$$

$$t_{\delta \vee} = \frac{9 \cdot 0,18 \cdot 10^3}{8} = 202,$$

$$m(t_\delta) = 382; \sigma_{t_\delta} = \frac{562 - 202}{6} = 60,$$

$$\alpha = 1 - \frac{60}{382} = 1 - 0,157,$$

Откуда $\alpha = 0,157.$

$$\alpha_D = 0,13 < \alpha 0,152.$$

Следовательно, параметр D_n можно принимать любым в диапазоне $D_{n \vee}$; \hat{D}_n .

Таким образом, нами дано решение поставленной задачи по определению степеней сильности – существенности стохастических параметров в виде случайных величин, пригодных для анализа любых математических моделей физических процессов БС.

Литература

1 Рогов Е.И. Синтез оптимальных управляемых систем. «Кибернетика в горном деле». Алма-Ата, Наука, 1966. С. 6-32.

2 Рогов Е.И. Реализация математической модели детерминатора. «Кибернетика в горном деле». Алма-Ата, Наука, 1966. С. 46-59.

3 Рогов Е.И., Рогов С.Е., Рогов А.Е. Теория геотехнологий. Алматы. FORTRESS, 2010. 356 с.

References

1 E.I. Rogov. Synthesis of optimum controlled systems. "Cybernetics in mining". Alma-Ata, Nauka, 1966. Page 6-32. (in Russ.).

2 E.I. Rogov. A determinator's mathematical model implementation. "Cybernetics in mining". Alma-Ata, Science, 1966. Page 46-59. (in Russ.).

3 E.I. Rogov, Rogov S.E., Rogov A.E. Theory of geotechnologies. Alma-Ata. FORTRESS, 2010. 356 pages. (in Russ.).

Резюме

Рогов А.Е., Рогов Е.А.

(Д.А. Қонаев атындағы Кен істері институты, Алматы қаласы)

ЖҮЙЕЛЕРДЕ ФИЗИКАЛЫҚ ҮРДІСТЕРДІҢ СТОХАСТИКАЛЫҚ ҮЛГІЛЕРІНДЕГІ ПАРАМЕТРЛЕРІНІҢ МЫҚТЫЛЫҚ ШАМАЛАРЫ

Үлкен жүйелер физикалық үрдістерінің кез келген математикалық үлгілерін талдауға жарамды, кездейсоқ өлшемдер түрінде стохастикалық параметрлерінің мықтылық шамаларын анықтау бойынша тапсырмаларды шешу берілген

Түйін сөздер : математикалық модельдеу, тиімді критериялар.

Summary

Rogov A.E., Rogov E.A.

(Mining Institute named after D. A. Kunaev, Almaty)

PARAMETERS FORCING LEVELS IN STOCHASTIC MODELS OF SYSTEMS PHYSICAL PROCESSES

The solution of the task on determination of forcing levels – importance of stochastic parameters in the form of the random variables suitable for the analysis of any mathematical models of physical processes of grand system is given.

Keywords: mathematic model, grand system, criterion of optimality

Поступила 29.04. 2014 г.

Битимбаев М.Ж.¹, Орынгожин Е.С.², Ненашев Н.В.², Мусаев Е.Л.²
(¹Национальная инженерная академия Республики Казахстан, г. Алматы,
²Институт горного дела им. Д. А. Кунаева, г. Алматы)

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОПЕРАЦИИ ИНТЕНСИВНОГО КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА МЕСТОРОЖДЕНИЯ АКЖАЛ

Аннотация

В статье даны технологические операции интенсивного кучного выщелачивания золота месторождения Акжал: размещение руды на площадке для выщелачивания (сооружение штабеля) и орошение штабеля выщелачивающими растворами.

Ключевые слова: технологические операции, кучное выщелачивание золота, штабель, раствор, орошение.

Түйін сөздер: технологиялық операциялар, алтынды үймелеп сілтілеу, штабель, сілтілеу қоспасы, себу.

Keywords: technological processes, heap gold leaching, stockpile, solution, sprinkling.

Проектирование штабеля и подстилающей «подушки» требует учета типа руды, ее технологических свойств, топографии местности, геолого-технических и гидрогеологических особенностей месторождения, климатических условий района работ.

Для сооружения штабеля при инновационной технологии интенсивного кучного выщелачивания будут рассматриваться следующие геологические особенности месторождений Акжал: общее описание расположения месторождения; общие размеры и морфология рудных тел, содержание полезных компонентов; минеральный состав и структура руд; типы руд; наличие в рудах глинистой или иной тонкозернистой минеральной составляющей, способной оказывать влияние на процесс выщелачивания; природно-геологический обзор месторождения; первоначальный подсчет общих запасов и среднего содержания полезного компонента.

При этом месторасположение каждой площадки выбирается таким образом, чтобы свести к минимуму объем земельных работ. С точки зрения выбора площадки для выщелачивания, только определенная часть ее профиля может идеально подходить для размещения штабеля. Участки профиля могут быть либо слишком плоскими (требующими усиленного дренажа раствора в штабеле или же требующими проведения земельных работ для увеличения наклона площадки), либо слишком крутыми (требующими специального проектного решения для того, чтобы разместить на склоне соответствующие технологические объекты, или же проведения земельных работ для его вылаживания). Выбор места размещения рудного штабеля, резервуара-коллектора или установок для извлечения металлов не представляет сложности, особенно если подходящие земельные участки имеются недалеко от рудника (рисунок 1).

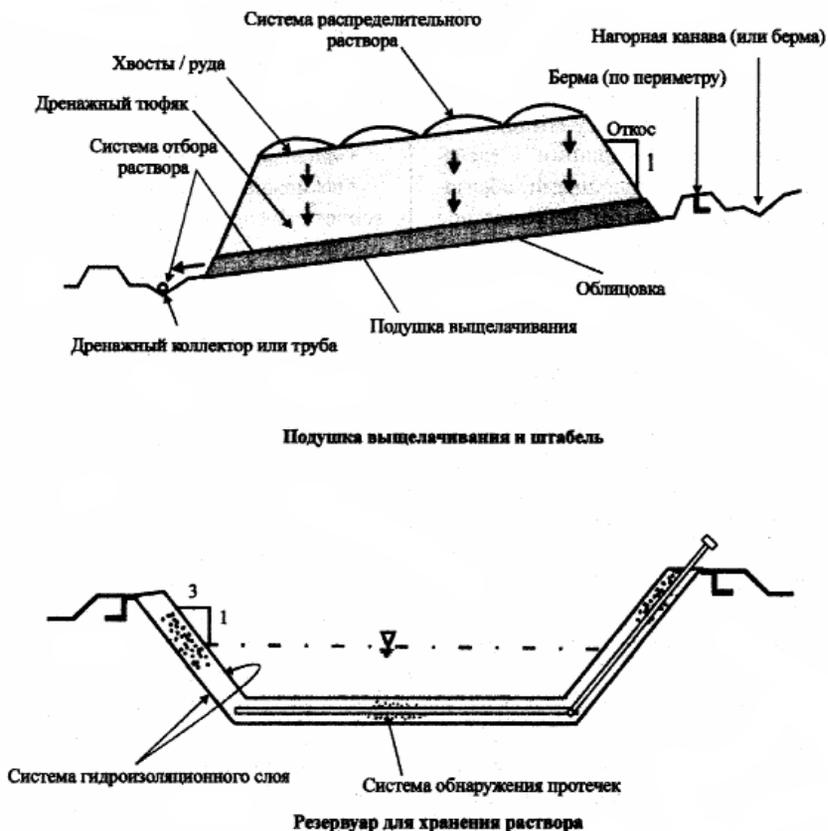


Рисунок 1 – Основные узлы рабочей площадки кучного выщелачивания

Цель рудоподготовки для кучного выщелачивания – достичь такой степени измельчения руды, которая обеспечивала бы необходимый контакт раствора с металлами и адекватное просачивание через штабель. Здесь особую роль играет строительство штабеля кучного выщелачивания.

Рассмотрены и изучены конструкции штабеля для кучного выщелачивания. Рудный штабель и подстилающая подушка проектируются как устойчивые конструкции, содержащие как твердую фазу, так и жидкий продуктивный раствор. В настоящее время используются три основных метода сооружения рудных куч и подстилающей подушки: метод с многократно используемой подушкой, метод постоянно наращиваемого штабеля и метод желобного выщелачивания. Укладывание руды в штабель производится с использованием фронтального погрузчика и конвейерного стакера.

Главное, чем необходимо руководствоваться при выборе конструкции и метода сооружения штабеля, это ограничить расслоение, уплотнение и разделение компонентов штабеля, не допустить повреждения облицовочных покрытий.

Основание штабеля должно обладать необходимой прочностью, чтобы противостоять неравномерной усадке различных участков создаваемого сооружения. Неравномерная усадка может неблагоприятно влиять на просачивание раствора через штабель, повреждать подушку и облицовку площадки для выщелачивания. Облицовка необходима, чтобы удерживать выщелачивающие растворы внутри участка выщелачивания и его сооружений. Тип и материал облицовки выбираются с таким расчетом, чтобы надежно удерживать содержимое штабеля в заданных габаритах. Известны четыре основных типа внутренних облицовок подушки: синтетическая мембранная, из натуральных материалов с модификаторами, композитная (натуральные материалы с синтетикой) и двойная.

Как было отмечено выше (2), сегрегация материала при его укладке в штабель вызывает появление отдельных участков или зон с существенно пониженной проницаемостью. Вследствие этого, выщелачивающие растворы начинают просачиваться вниз преимущественно через участки, сложенные грубозернистым материалом, минуя, либо лишь слегка увлажняя участки, сложенные тонкой фракцией или шламами. Для предотвращения этого явления при формировании штабелей на ряде предприятий предусматриваются системы интенсификации процесса кучного выщелачивания. Нами изучены варианты повышения интенсивности выщелачивания с использованием технологии взрывания рудного штабеля рассредоточенными зарядами низкоплотных ВВ с размещением в нижней части скважины и между зарядами пористого материала, и в последовательности инициирования с замедлением от верхнего заряда к нижнему заряду. Однако этот метод требует проведения дополнительных испытаний в производственных условиях.

Для повышения степени извлечения золота нами предлагается осуществлять многослойное формирование кучи с прокладкой сети трубопроводов, подающих выщелачивающий раствор, эффективность которого будет оценена по результатам опытно-промышленных испытаний.

Выщелачивающий раствор подается на штабель с помощью насосной системы, обеспечивающей достаточное давление на оросителе при разбрызгивании выщелачивающего раствора. Разбрызгивание производится с помощью неподвижных либо вращающихся оросителей, равномерно распределяющих раствор по штабелю с интенсивностью подачи 0,002-0,003 л/с/м². Такая интенсивность подачи обеспечивает скорость проникновения раствора через штабель не менее 10⁻⁴ см/с.

Химическая реакция, при которой металлы под влиянием цианида переходят в раствор, требует кислорода; его дополнительно поступлению через свободно вентилируемую массу руды способствует разбрызгивание.

Подача раствора нередко осуществляется также с помощью скрытых трубопроводов, расположенных под крышкой штабеля. Такая конструкция может препятствовать замерзанию раствора зимой или же чрезмерных потерь его от испарения, как это нередко случается при разбрызгивании.

Поток раствора через штабель проходит практически вертикально от поверхности штабеля до основания. Выдержка смоченной золотоносной руды

составляет 24 часа. После чего она погрузчиком переносится на площадку для выщелачивания, где укладывается ровным слоем высотой 2-3 м, а затем включается система орошения руды выщелачивающим раствором при концентрации цианистой кислоты в выщелачивающем растворе 0,5 г/л с использованием агрегата типа дождевальной установки. Время загрузки руды составляет 0,5 суток.

Процесс орошения руды на площадке длится трое суток. На четвертые сутки производится промывка руды в течение 0,5 суток, а также выгрузка промытой руды, тоже в течение следующих 0,5 суток. Затем производится следующий цикл работы в течение 4,5 суток, который начинается с загрузки освобожденной площадки новой порцией руды, смоченной концентрированной цианистой кислотой и т.д.

Продуктивный раствор (содержащий растворенный металл) отбирается из штабеля через систему труб или специальных каналов. Для улучшения сбора раствора часто используются перфорированные дренажные трубы, устанавливаемые в дренажном слое прямо на поверхности подушки. При применении методов выщелачивания, основанных на использовании гравитационного дренажа растворов, эти трубы помогают избежать чрезмерного увеличения напора вод на подушку, снижая тем самым вероятность возможных потерь от просачивания. Дренажные трубы могут быть непосредственно подсоединены к системе трубопроводов для сбора продуктивного раствора, и иметь общий выход коллектор продуктивного раствора, либо раствор может отводиться через специальный канал (траншею).

Выщелачивание будет производиться, в основном, с помощью растворов цианистых солей (KCN , NaCN , $\text{Ca}(\text{CN})_2$) в присутствии воздуха. Главное их достоинство – высокая эффективность и избирательность действия по отношению к золоту и серебру.

Литература

1 Бейсембаев Б.Б., Кенжалиев Б.К., Абсаямов Х.К. и др. Теория и практика кучного выщелачивания золота. – Алматы: Галым, 1998. – 123 с.

2 Mineev G.G., Strogonov G.A. Heap leaching drainage of off balance gold-bearing ores // Color. Metals. – 1977. - №5, - P.80-83.

References

1 Beissembaev B.B., Kenzhaliyev B.K., Absalyamov Kh.K. and others. Theory and practice of heap gold leaching. – Almaty: Galym, 1988. – 123 p.

2 Mineev G.G., Strogonov G.A. Heap leaching drainage of off balance gold-bearing ores // Color. Metals. – 1977. - №5, - P.80-83.

Резюме

*Бітімбаев М.Ж., Орынғожин Е.С.², Ненашев Н.В.², Мұсаев Е.Л.²
(¹ҚР Ұлттық инженер академиясы, Алматы қ.,
²Д.А. Қонаев атындағы Кен істері институты, Алматы қ.)*

АҚЖАЛ КЕН ОРЫНДАҒЫ АЛТЫҢДЫ ҚАРҚЫНДЫ ҮЙМЕЛЕП СІЛТІЛЕУДІҢ ТЕХНОЛОГИЯЛЫҚ ҮРДІСТЕРІ

Мақалада Ақжал кен орынындағы алтынды қарқынды үймелеп сілтілеудің технологиялық операциялары: алтын кендерін сілтілеу алаңдарына орналастыру (штабель жасау) және арнайы сілтілеу қоспаларын штабельге себу сияқты тәсілдері берілген.

Түйін сөздер: технологиялық операциялар, үймелеп сілтілеу, алтын, штабель, сілтілеу қоспасы, себу.

Summary

*Bitimbayev M.Zh.¹, Oryngozhin Y.S.², Nenashev N.V.², Musayev Y.L.²
(¹National engineering academy of Republic of Kazakhstan, Almaty, ²Mining
institute after D.A. Kunayev, Almaty)*

TECHNOLOGICAL OPERATIONS OF STRONG CLOSELY GROUPED LEACHING OF GOLD ORES OF AKZHAL DEPOSIT

This paper shows technological processes of intensive heap gold leaching of Akzhal field: placing ore on site for leaching (stockpile construction) and stockpile sprinkling by leaching solutions.

Keywords: technological processes, heap gold leaching, solution, stockpile, sprinkling.

Поступила 29.04.2014 г.

Битимбаев М.Ж.¹, Орынгожин Е.С.², Жангалиева М.², Мусаев Е.Л.²
(¹Национальная инженерная академия Республики Казахстан, Алматы,
²Институт горного дела им. Д. А. Кунаева, г. Алматы)

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ЦЕПИ АППАРАТОВ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ ПОТЕРЯННОЙ В ОХРАННЫХ И ОПОРНЫХ ЦЕЛИКАХ

Аннотация

В статье дана технологическая схема и схемы цепи аппаратов для извлечения меди из охранных и опорных целиков не нарушая их прочности с одновременным повышением их прочности и несущей способности Жезказганского месторождения.

***Ключевые слова:** медь, охранные и опорные целики, извлечение, технологическая схема, раствор.*

***Түйін сөздер:** мыс, тіректі және қорғаныш кентіректері, сілтілеу, технологиялық сызба, қоспа.*

***Keywords:** copper, protective and support pillars, recovery, technological scheme, solution.*

Рассматривая Жезказганское месторождение меди следует обратить внимание на то, что охранные целики верхних отработанных горизонтов за период стояния подверглись механической дезинтеграции и химическим преобразованиям, в основном разложению и превращению более сложных соединений в более простые, менее окисленные в более окисленные и более растворимые. Процесс окисления сульфидных минералов связан с возникновением гальванических пар.

В целиках Жезказганского месторождения оставлено значительное количество богатой руды по содержанию меди.

В рудных целиках Жезказганского месторождения меди за долгое время их стояния сформировалась сеть разнонаправленных микро- и макротрещин, повысивших доступ раствора к минералам меди. Длительный контакт руды с атмосферой способствовал развитию процессов окисления руды.

Целики Жезказганского месторождения меди представлены скальной трещиноватой породой. Медь распределяется по породе, как на поверхности трещин, так и по микропорам породы.

Наибольшее количество меди оставлено в целиках Жезказганского месторождения при использовании камерно-столбовой системы разработки на верхних горизонтах месторождения, в целиках оставлена наиболее богатая руда [2].

Учитывая то, что целики верхних горизонтов Жезказганского месторождения меди достаточно давно работают под нагрузкой, вследствие чего разбиты сеть макро- и микротрещин, а также подвергались окислению (кислород воздуха, шахтные воды), считаем целесообразным работу по созданию технологии добычи меди из целиков ориентировать на целики Жезказгана. Также реализация данной технологии может осуществляться на месторождениях

меди Кызылкайын в Тарбагатайском районе Восточно-Казахстанской области и Туюк в Туюк-Темирликском рудном поле в Райымбекском районе Алматинской области. На эти месторождения могут оформляться права недропользования путем создания совместных предприятий с участием государства, от лица которого выступают Социально-предпринимательские корпорации (СПК) «Иртыш» и «Жетысу».

Принимаем конструкцию бассейна для продуктивных растворов в виде ямы со скошенными стенками. На рисунке 1 показана технологическая схема процесса выщелачивания руды с переработкой продуктивных растворов на цементаторе.

При установившемся режиме выщелачивания, который длится 3-е суток, плотность орошения составляет $0,59 \text{ м}^3/\text{т}$ сутки, поэтому надо подавать раствор:

$$610 \times 0,59 / 24 = 15 \text{ м}^3/\text{час}, \quad (2)$$

такое же количество необходимо подавать и воды на промывку руды, т.е. $15 \text{ м}^3/\text{час}$ в течение 0,5 суток. При этом потери воды на испарение при выщелачивании составят:

$$15,0 \times 0,2 = 3,0 \text{ м}^3/\text{час}. \quad (3)$$

Следовательно, при установившемся режиме необходимо подать воды:

$$15,0 + 3,0 + 0,9 = 18,9 \text{ или около } 19 \text{ м}^3/\text{час}. \quad (4)$$

Для перекачки продуктивных растворов и подачи растворов на выщелачивание руды, необходимо установить химические насосы Целиноградского завода типа Х(О)50-32-250Е с подачей $12,5 \text{ м}^3/\text{час}$, напором 80 мм. вод. ст. и мощностью привода 18,5 кВт, в количестве 12(4 резервных). При извлечении меди из целиков предполагается подача растворов выщелачивания в целик под давлением через систему скважин.

С учетом необходимости перемешивания растворов при приготовлении выщелачивающих растворов, два насоса этого типа следует установить на месте приготовления растворов для выщелачивания. Там же необходимо установить бак для приготовления выщелачивающего раствора, емкостью 40 м^3 из кислотостойкого материала.

Для перекачки продуктивного раствора из бассейна на цементацию, а также промывды из отстойника (после цементации) в бак для приготовления выщелачивающего раствора необходимо установить по 2 насоса у каждого из бассейнов, всего - 4. Насосы устанавливаются на площадке близ бассейнов.

Подачу воды на промывку и на приготовление выщелачивающих растворов необходимо осуществлять 3 насосами, также, этого типа.

Для приема воды из трубопровода и ее выдачи необходимо на опытно-промышленном участке интенсивного кучного выщелачивания предусмотреть бак емкостью 40 м^3 из углеродистой стали.

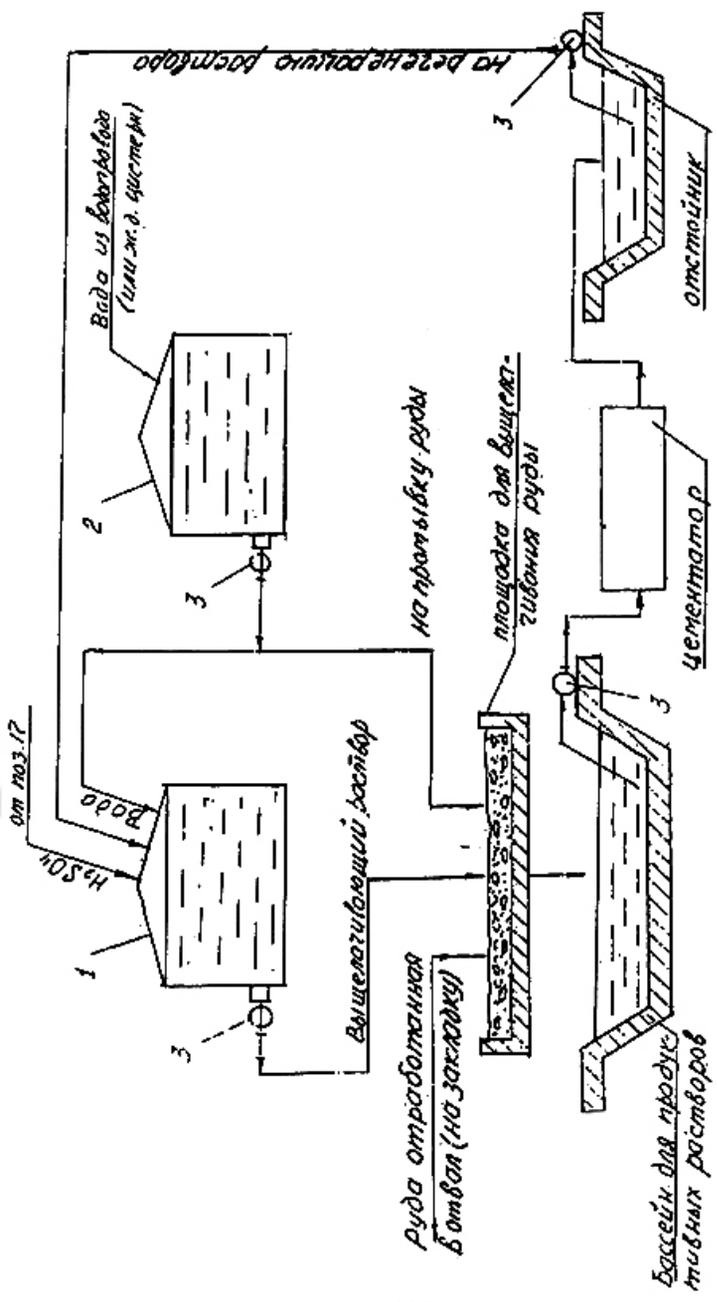


Рисунок 1 - Технологическая схема процесса выщелачивания руды с переработкой продуктивных растворов на цементаторе

При варианте работы опытно-промышленного производства без цементатора, а с транспортировкой продуктивных растворов для их переработки на завод необходимо установить 9 насосов (3 резервных) типа Х(О)50-32-250Е. Из них 3 (1 резервный) для подачи выщелачивающего раствора, 3 (1 резервный) для подачи воды на промывку и на приготовление выщелачивающего раствора и 3 (1 резервный) для перекачки продуктивных растворов из бассейна в сборник (емкость) для продуктивных растворов.

Для непрерывной работы производства при этом варианте необходимо четко организовать транспортировку продуктивных растворов. На опытно-промышленном участке предусматривается установка сборника продуктивных растворов на 40 м³ из кислотостойкого материала из которого растворы с помощью ж.д. или автомобильных цистерн должны транспортироваться на завод для их переработки в медь. При переполнении сборника продуктивных растворов, эти растворы самотеком поступают опять в бассейн для продуктивных растворов.

Следует отметить, что при срыве работы цементатора (1 вариант) и переполнении сборника продуктивных растворов (2 варианта) установка выключается, и все дренажные растворы стекают в бассейны.

Литература

1 Борщ-Компаниец В.И., Макаров А.Б. Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей. – М.: Недра, 1986. – 201 с.

2 Битимбаев М.Ж., Орынгожин Е.С., Молдабаева Г.Ж. Способ извлечения меди из охранных целиков месторождения Жезказган / Вестник НИА РК. – 2012 - №2. – С.120-125.

References

1 Borsch-Kompaniets V.I., Makarov A.B. Rock pressure at mining thick sloping cuprous ores. – M.: Nedra, 1986. – 201 p.

2 Bitimbayev M.Zh., Oryngozhin Y.S., Moldabayeva G.Zh. Recovery method of copper from protective pillars of Zheskazgan field / Vestnik of NAS RK - 2012 - №2. – P.120-125.

Резюме

*Битимбаев М.Ж.; Орынгожин Е. С.; Жанғалиева М.; Мұсаев Е. Л.
(Д.А. Қонаев атындағы Кен істері институты, Алматы қ.)*

ҚАУІПТІЛІКТІ ЖӘНЕ БЕРІКТІКТІ САҚТАУ КЕНТІРЕКТЕРІНДЕГІ ЖОҒАЛҒАН МЫС КЕНДЕРІН ІГЕРУ АППАРАТТАРЫНЫҢ ТЕХНОЛОГИЯЛЫҚ СЫЗБАЛАРЫ

Бұл мақалада тіректі және қорғаныш кентіректеріндегі қалған мысты кентіректің тұтастығын бұзбай, төзімділік қабілеті мен беріктігін күшейте отырып, игеруге арналған технологиялық сұлба және қондырғылар тізбегінің сызбасы берілген.

Түйін сөздер: мыс, тіректі және қорғаныш кентіректері, сілтілеу, технологиялық сызба, қоспа.

Summary

*Bitimbayev M.Zh.¹, Oryngozhin Y.S.², Zhangalieva M.², Musayev Y.L.²
(¹National engineering academy of Republic of Kazakhstan, Almaty, ²Mining
institute after D.A.Kunayev, Almaty)*

FLWSHEET OF CIRCUIT DEVICES FOR EXTRACTION OF COPPER LOST IN PROTECTIVE AND SUPPORT PILLARS

This paper shows technological scheme and circuit scheme of apparatus for copper's recovery from protective and support pillars without violating of their strength while increasing their strength and load bearing capacity of Zheskazgan field.

Keywords: copper, protective and support pillars, recovery, technological scheme, solution.

Поступила 17.07.2014 г.

Орынгожин Е. С., Ненашев Н. В., Сабирова Л. Б.
(Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы)

ТЕХНИЧЕСКИЕ СРЕДСТВА ГИДРООТБОЙКИ РУДЫ

Аннотация

В процессе сооружения скважин и их эксплуатации предусматривается целый комплекс различных исследований, включающий регулирование и контроль работы гидромонитора, условий размыва камер, пульпоподъема, устойчивости кровли камер и т.д.

Ключевые слова: гидроотбойка руды, технические средства, гидромонитор, камера, пульпа.

Түйін сөздер: кенді сумен жару, техникалық жабдықтар, гидромонитор, камера, сұйық лай.

Keywords: ore hydraulic breaking, technical resources, hydromonitor, camera, pulp.

Основным преимуществом гидравлической добычи руды струей воды является однооперационность процесса. При этом в одном процессе выемки объединяются операции зарубки, отбойки руды, доставка ее к подъемному устройству, а также операции по управлению горным давлением.

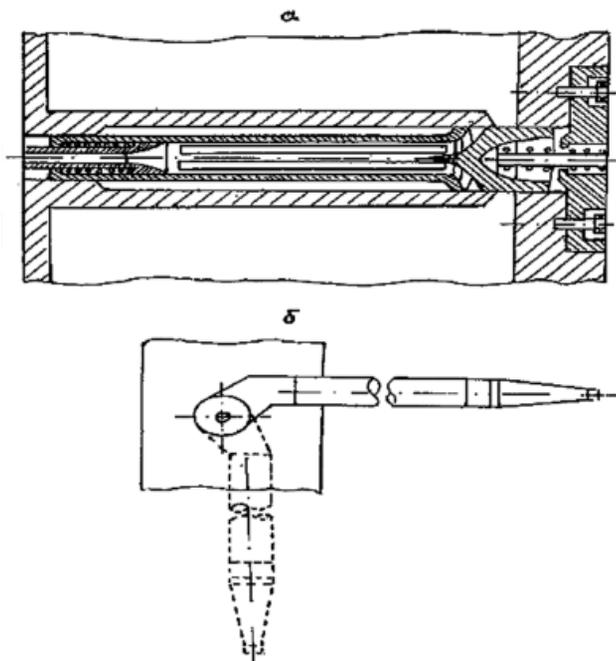
Основным средствам гидроотбойки горной породы струями высокого давления являются гидромониторы с дистанционным управлением.

Специфика скважинной гидродобычи (СГД) обуславливает своеобразие конструкций технологических скважин и скважинных струеформирующих устройств – гидромониторов. Существуют встроенные скважинные гидромониторы и выводные.

При первом (встроенном) варианте гидромонитора наружный диаметр гидромониторного узла должен быть равен наружному диаметру эксплуатационной трубы, и иметь свободное продольное перемещение вдоль оси трубы в нижней ее части. Встроенные гидромониторы изготавливаются в виде цилиндрического патрубка, располагаемого внутри гидродобычного агрегата под углом 90° к его оси.

Во втором случае, выводные гидромониторы располагаются шарнирно на добычном агрегате и занимают при спуско-подъемных операциях вертикальное положение в углублении на внешней трубе агрегата. В рабочее положение такой гидромониторный узел выводится силой реакции струи. Для снижения турбулентности потока в стволах скважинных гидромониторов устанавливаются успокоители. При применении второго варианта добычного снаряда с выводным гидромонитором необходимы следующие операции: бурение технологического ствола скважины с остановкой, не доходя до рудного пласта 0,5-1,0 м; спуск эксплуатационной колонны труб с закреплением нижнего конца пакером и центральным кольцом (1,5-2,0м); вскрытие рудного пласта с перебуриванием нижележащих пород на глубину 1,5-2,0 м. Диаметр скважин должен обеспечивать спуск расширителей для образования камер; расширение нижней части скважины расширите-

лем для образования камеры диаметром 1,0-2,0 м (для вывода гидромонитора) (рисунок 1).



- а – встроенный телескопический гидромонитор с автоматическим выводом;
 б – выводной гидромонитор с автоматическим выводом за счет реакции струи.

Рисунок 1 – Модификация гидромониторных узлов в СГД

Для формирования гидромониторной струи того или иного давления существует ряд насадок конической, цилиндрической, коноидальной формы. Разработаны также насадки сложного профиля, в которых ускорение струи плавно изменяется от нуля до максимума и снова снижается до нуля, разгоняя поток до заданной скорости. Профиль насадки рассчитывается по условиям неразрывности потока при входе вдоль оси и при выходе из насадки [1].

$$r(x) = \frac{R_0}{\sqrt{1 + (n-1)f_0\left(\frac{x}{\ell}\right)}} \quad , \quad (1)$$

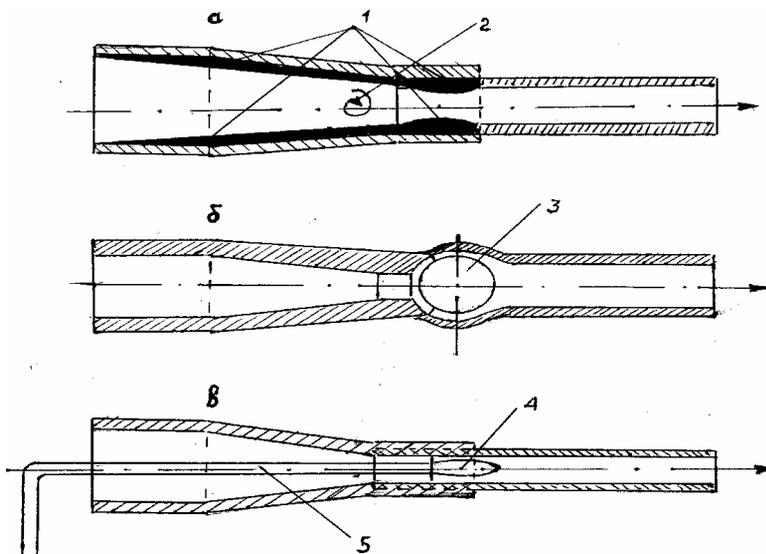
где R_0 – радиус ствола гидромонитора, мм;

$r(x)$ – текущий радиус, мм;
 η – коэффициент поджатия потока;
 ℓ – длина насадки, мм;

$$f_0\left(\frac{x}{\ell}\right) = \frac{1}{\exp\left\{\frac{\ell^2}{k}\left[\frac{1}{x^2} + \frac{1}{(x-\ell)^2}\right]\right\}}, \quad (2)$$

где K – произвольный параметр ($K = 0,85$ – для встроенных гидромониторов; $K = 0,8$ – для выводных).

На рисунке 2 приведена схема гидромониторной насадки с внешним струеформированием. Насадка является создателем возмущений потока жидкости и формирует параметры струи на входе. Скорость и давление струи связаны с диаметром насадки. Достаточно компактные струи можно получить при использовании обтекателей (шаровых и эжекторных). Каждому диаметру насадки (d_0) соответствует оптимальный размер стабилизатора ($d_{ст}$) струи: $m = d_{ст}/d_0$ – основной геометрический параметр [2].



а – пристеночная кавитация с сужением потока на выходе, б – шаровой обтекатель, в – эжектирование воздуха с образованием пузыря-обтекателя. 1 – зоны неустойчивости, 2 – осевая циркуляция, 3 – сфера обтекатель, 4 – пузырь обтекатель, 5 – эжектирующая трубка.

Рисунок 3 – Гидромониторные насадки с внешним струеформированием

Обустройство добычной скважины заключается в установке оголовка на устье скважины, закрепленного на эксплуатационный комплекс. Оголовок обеспечивает подачу на забой скважины воды и воздуха, выдачу на поверхность пульпы и вращательно-поступательное (осевое) перемещение гидродобычного агрегата.

Конструкция оголовка должна быть универсальной, позволяющей опускать в скважину различные добычные снаряды на трубах диаметром 89, 114, 146 и 168 мм. Оголовок должен быть рассчитан на рабочее давление до 20МПа.

В качестве агентоподающего состава (вода, воздух) могут использоваться колонны труб или кольцевой зазор между обсадной трубой.

При данной конструкции смеситель газожидкостный и воздухоотделитель монтируются соответственно на трубопроводах, связанных с агентоподводящим и пульпоотводящим патрубками. Добыча полезного ископаемого может производиться сверху-вниз, либо снизу-вверх от подошвы продуктивной толщи к кровле. Пласт отрабатывается под контролем КИП, устанавливаемых на устье скважины, включая манометры бурового насоса и компрессора.

При использовании технологии СГД диаметр водоподводящей и пульпоподъемной колонн выбирается с учетом минимальных потерь напора, чтобы сечение межтрубного пространства между водоподводящей к гидромонитору трубой и пульпоподъемной колонной было приблизительно равно сечению водоподводящей трубы. Это достигается при соотношении величин диаметров указанных труб, равном 0,5, например, при применении обсадных колонн с внутренним диаметром 273 мм, диаметр водоподводящей трубы должен быть 136,5 мм.

В процессе сооружения скважин СГД и их эксплуатации предусматривается целый комплекс различных исследований, включающий регулирование и контроль работы гидромонитора, условий размыва камер, пульпоподъема, устойчивости кровли камер и т.д.

При организации добычи золота методом скважинной гидродобычи, скважинные комплексы, независимо от горно-геологических условий месторождений, должны включать:

1 Наземное оборудование – насосную станцию (центробежные или поршневые насосы различных типов); компрессорную станцию для обеспечения работы эрлифтов.

2 Скважинный добычной снаряд, включающий верхний оголовок (одно- или двухпроходной вертлюг, превентор, механизм поворота); высоконапорный водоподводящий став; нижний оголовок (гидромониторная секция и выдачное устройство).

3 Дополнительное наземное оборудование – воздухопроводы, пульповоды, водоводы, линии электропередач, средства связи и др.

Литература

1 Бабичев Н.И. Технология скважинной гидродобычи полезных ископаемых. – М.: МГРИ, 1981. – 246с.

2 Битимбаев М.Ж., Орынгожин Е.С., Молдабаева Г.Ж., Орынгожина С.Е. Метод скважинной гидродобычи золотосодержащих россыпных руд //Труды ИГД им. Д.А. Кунаева «Научно-техническое обеспечение горного производства» – 2012. – том 82. – С.93-98.

References

1 Babichev N.I. Tehnologija skvazhinnoj gidrodobychi poleznyh iskopaemyh. – M.: MGRI, 1981. – 246 s.

2 Bitimbaev M.Zh., Oryngozhin E.S., Moldabaeva G.Zh., Oryngozhina S.E. Metod skvazhinnoj gidrodobychi zolotosoderzhashhih rossypanyh rud //Trudy IGD im. D.A. Kunaeva «Nauchno-tehnicheskoe obespechenie gornogo proizvodstva» – 2012. – tom 82. – S.93-98.

Резюме

Орынгожин Е. С., Ненашев Н.В., Сабирова Л.Б.
(Д.А. Қонаев атындағы Кен істері институты, Алматы қ.)

КЕНДЕРДІ СУМЕН ЖАРУДЫҢ ТЕХНИКАЛЫҚ ЖАБДЫҚТАРЫ

Ұңғыларды орналастыру мен пайдалану үрдістерінде гидромонитордың жұмыстарын реттеу және бақылау, камераны сумен жарып жуу, сұйық лайды көтеру, камера қабаттарының беріктігін бақылау сияқты үлкен кешенді зерттеулер жүргізіледі,

Түйін сөздер: кенді сумен жару, техникалық жабдықтар, гидромонитор, камера, сұйық лай.

Summary

Oryngozhin Y.S., Nenashev N.V., Sabirova L.B.
(Mining institute after D.A.Kunayev, Almaty)

TECHNICAL FACILITIES OF ORES HYDRAULIC WINNING

During well construction and operation provides whole complex of different research, which includes regulation and control of the hydromonitor, conditions of erosion cameras, pulp elevation, roof stability cameras etc.

Keywords: ore hydraulic breaking, technical resources, hydromonitor, camera, pulp.

Поступила 23.05.2014 г.

Едыгенов Е.К., Васин К.А., Ляшков В.И.

(ИГД им. Д. А. Кунаева, г. Алматы)

ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ И ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОГО ЭЛЕКТРОМАГНИТНОГО МОЛОТА

Аннотация

Исследованы динамические и энергетические характеристики экспериментального электромагнитного молота.

Ключевые слова: электромагнитный молот, кинетическая энергия, энергия удара, давление разрушения.

Түйін сөздер: электрмагнитті балға, кинетикалық энергия, соққы энепргиясы, қолару қысымы.

Keywords: electromagnetic hammer, kinetic energy, energy of blow, destruction pressure.

В настоящее время в различных отраслях промышленности механизация технологических процессов осуществляется машинами ударного действия большой мощности, в основном, гидромолотами, имеющими существенный недостаток, связанный с многократным преобразованием энергии из одного вида в другой.

Исследования показывают, что перспективным путем развития таких машин является создание электромагнитных молотов [1,2,3]. Основными достоинствами электромагнитных молотов по сравнению с другими типами машин ударного действия являются: простота конструкции и отсутствие деталей высокой точности изготовления; преобразование электрической энергии непосредственно в кинетическую энергию прямолинейно движущегося бойка; возможность передачи электроэнергии на значительные расстояния, что является весьма важным фактором при создании ряда машин; большие возможности в повышении надежности и эффективности работы.

В лаборатории «Разрушения и доставки горных пород» ИГД им. Д. А. Кунаева ведутся работы по созданию электромагнитных молотов. Работа выполняется по программе «Горные машины с силовым импульсным приводом на базе мехатронных технологий», входящей в РБП «Научно-техническое обеспечение развития горно-металлургического комплекса Республики Казахстан». Был разработан и изготовлен экспериментальный электромагнитный молот (ЭММ) с новой компоновкой электромагнитных приводов [4].

Экспериментальный образец ЭММ состоит из двух параллельных ударных узлов, каждый из которых содержит силовые электромагниты прямого 1 и обратного 2 хода. Ферромагнитные якоря 3, размещенные во внутренней полости электромагнитов, посредством коромысла 4 связаны между собой и бойком 5, который установлен вдоль продольной оси ударной машины с возможностью взаимодействия с рабочим инструментом 6.

Обмотки силовых электромагнитов прямого и обратного хода могут быть соединены между собой как последовательно, так и параллельно.

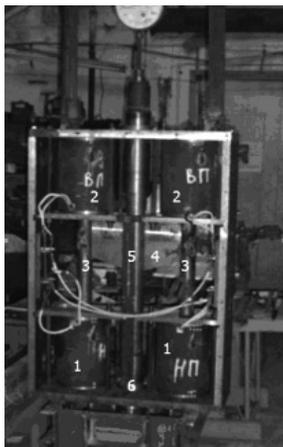


Рисунок 1 – Экспериментальный образец ЭММ на стенде

Питание ЭММ осуществляется от полностью управляемого трехфазного мостового выпрямителя через тиристорный преобразователь. Тиристорный преобразователь (рисунок 2), содержит тиристорные ключи VS1 и VS2, коммутирующие цепи L1-VS5-C3 и L2-VS6-C4 соответствующих тиристоров, цепи заряда L3 - VS3 и L4-VS4 коммутирующих конденсаторов соответственно C3 и C4, цепи гашения энергии магнитного поля обмоток YA1 и YA2. Коммутирующие цепи и цепи гашения поля на рисунке 2 выделены пунктирными линиями и обозначены соответственно I и II, III и IV.

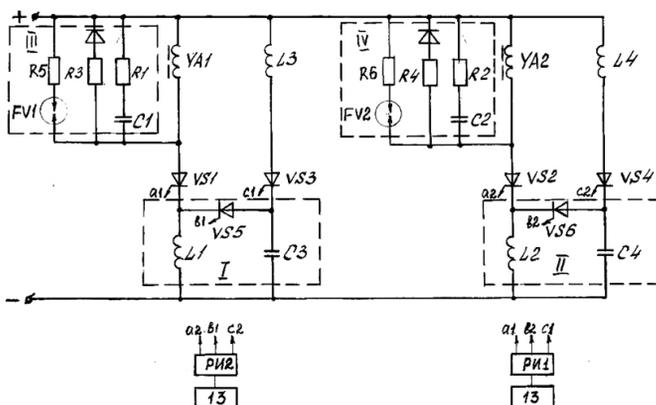


Рисунок 2 – Тиристорный преобразователь

Подача импульсов тока в обмотки YA1 и YA2 и отключение этих обмоток производится с помощью верхнего и нижнего датчиков положения 13 (рисунок 2) через распределители импульсов РИ1 и РИ2.

В лаборатории изготовлен блок управления, осуществляющий включение силовых электромагнитов в различных режимах, регулируя тем самым энергию единичного удара (рисунок 3).

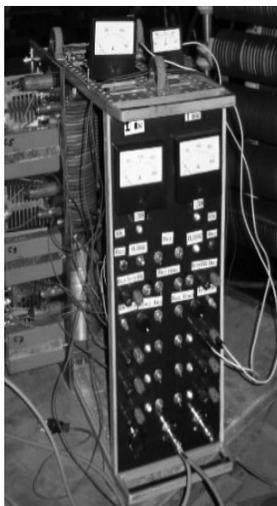


Рисунок 3 - Электронный блок управления электромагнитным молотом

При испытании экспериментальной модели ЭММ проводились измерения динамических и энергетических параметров.

В качестве динамических параметров были исследованы скорость и ускорение обобщенного бойка (совокупность всех подвижных деталей – два якоря, коромысло и боек), изменение её кинетической энергии в процессе возвратно-поступательного движения и энергию единичного удара. При подъеме обобщенного бойка работают электромагниты обратного хода, а при рабочем ходе – прямого хода.

Для изучения процесса движения обобщенного бойка в лаборатории был разработан метод измерения скорости его движения с применением индукционных датчиков и цифрового пятиканального запоминающего USB-осциллографа, позволяющего записывать и анализировать электрические сигналы на персональном компьютере.

Функциональная схема метода измерения динамических характеристик экспериментального образца электромагнитного молота представлена на рисунке 4, где обозначены: КПХ – катушка прямого хода; КОХ – катушка обратного хода; КлКПХ – устройство включения катушки прямого хода по сигналу верхнего датчика положения бойка ($D_{\text{КПХ}}$); КлКОХ – устройство включения катушки обратного хода по сигналу нижнего датчика положения бойка ($D_{\text{КОХ}}$).

Между управляющими датчиками $D_{кпх}$, $D_{кох}$ размещены четыре индукционных датчика Д1-Д4 (Рисунок 5), имеющие одинаковые габариты с шириной, равной 30 мм. Электрические сигналы с этих датчиков калибруются по уровню, суммируются и подаются на USB-осциллограф, подключенный к компьютеру.

Для измерения электрических процессов, происходящих в катушках электромагнитов ЭММ, параллельно катушке прямого хода (КПХ) подключен датчик напряжения (ДН), электрический сигнал с которого поступает на второй вход USB-осциллографа.

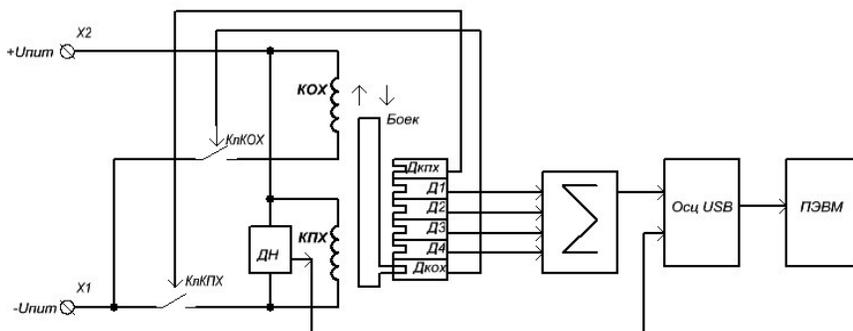


Рисунок 4 - Функциональная схема измерения динамических характеристик экспериментального электромагнитного молота



а)



б)

- а) - датчики управления силовыми электромагнитами;
 б) - датчики измерения хода движения бойка.

Рисунок 5 – Индукционные датчики

На рисунке 6 приведена принципиальная электрическая схема подключения датчиков хода движения бойка. Регулировкой сопротивлений R6 - R9 калибруется уровень сигнала каждого датчика. Светодиоды HL2 - HL5 показывают зоны реагирования каждого датчика на управляющий флажок, жестко связанный с бойком, при выполнении соответствующих замеров.

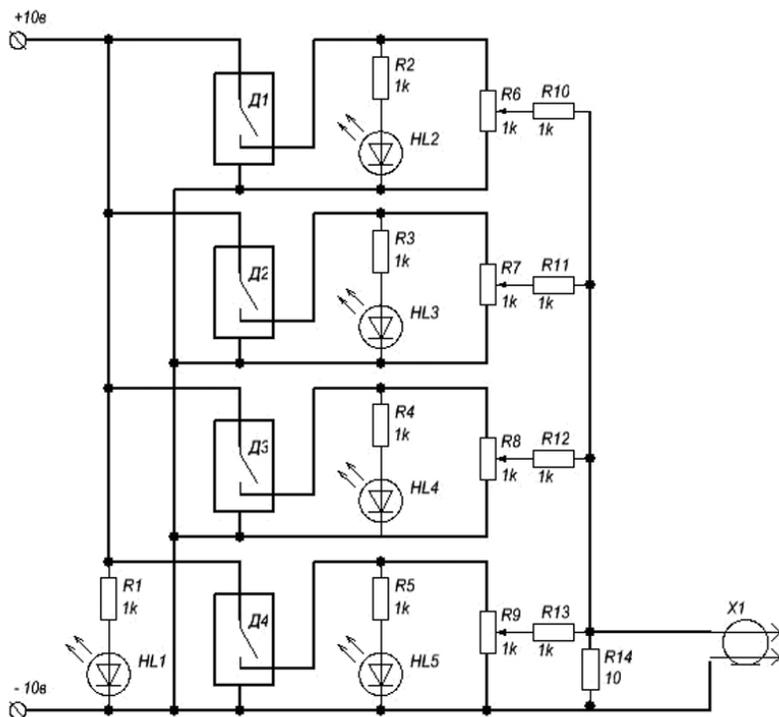


Рисунок 6 – Принципиальная электрическая схема подключения датчиков хода обобщенного бойка

Сигнал 1 на осциллограмме отображает изменение напряжения в катушке электромагнита прямого хода и получен от сигнала с датчика напряжения.

При исследовании ЭММ силовые обмотки электромагнитов обратного хода подключены последовательно, а силовые обмотки электромагнитов прямого хода (I) были подключены последовательно (вариант 1) и параллельно (вариант II).

Временной интервал между двумя вертикальными сторонами одной клетки на осциллограмме равен 50 мсек. По осциллограмме (рисунок 7) при токе в электромагнитах прямого хода $I = 50 \text{ A}$ (обмотки подключены последовательно - вариант I) период движения бойка составил 333 мсек, что соответствует 180 ударам в минуту.

На рисунке 7 приведена компьютерная осциллограмма одного рабочего периода движения обобщенного бойка.

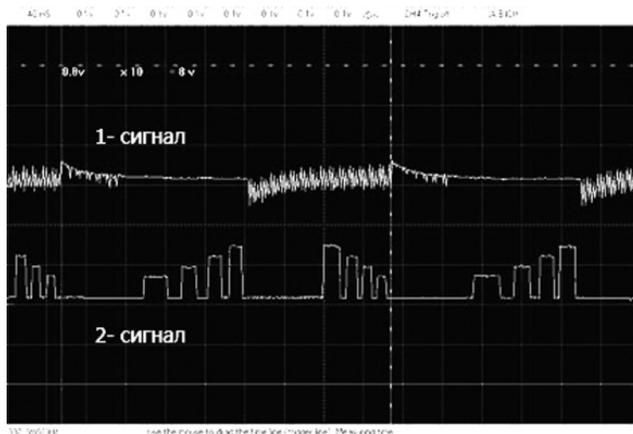


Рисунок 7 - Компьютерная осциллограмма одного рабочего периода

При параллельном соединении обмоток (вариант II) и токе в электромагнитах прямого хода $I = 50$ А период движения бойка составил 228 мсек, что соответствует 263 ударам в минуту.

Сигнал 2 на осциллограмме (Рисунок 7) отображает откалиброванные по уровню сигналы с датчиков движения и показывает направление движения бойка. При движении бойка вниз (прямой ход) уровень сигналов понижается, а при движении вверх (обратных ход) – повышается.

Длительность каждого импульса соответствует времени перемещения флажка в зоне реагирования конкретного датчика (T , мсек). Каждый датчик имеет зону реагирования равную $L = 23$ мм.

Определяя значения T и L по осциллограмме (рисунок 7), используя известную зависимость $V_{cp} = L/T$, м/с, найдем величину средней скорости в каждой зоне реагирования датчиков движения (таблица 1). Показания скорости, определенные по датчику 1, с определенной степенью точности будем считать за предупредную скорость, т.е. скорость обобщенного бойка, которую он будет иметь при подходе к рабочему инструменту.

Таблица 1 – Скорость движения бойка

Номера датчиков	1	2	3	4
Время движения (I) t , с	0,007	0,008	0,009	0,01
Средняя скорость (I) V , м/с	3,29	2,88	2,56	2,3
Время движения (II) t , с	0,0044	0,0054	0,0064	0,0074
Средняя скорость (II) V , м/с	5,23	4,26	3,59	3,11

Масса обобщенного бойка ЭММ равна 90 кг. Тогда предупредная кинетическая энергия ударной массы будет равна

При последовательном соединении (вариант I) обмоток электромагнитов прямого хода:

$$E_1 = \frac{mV^2}{2} = \frac{90 \cdot 3,29^2}{2} = 486 \text{ Дж.}$$

При параллельном соединении (вариант II) этих же обмоток:

$$E_2 = \frac{mV^2}{2} = \frac{90 \cdot 5,23^2}{2} = 1230 \text{ Дж.}$$

Зная скорости движения в зонах реагирования двух датчиков, например V_1 и V_2 , и интервал времени между сигналами с этих датчиков (t), определим ускорение движения ударной массы при прямом ходе:

- при последовательном соединении обмоток прямого хода (вариант I):

$$V_1 = 3,29 \text{ м/с}; V_2 = 2,88 \text{ м/с}; t = 9,8 \text{ мсек}$$

$$a_1 = \frac{v_1 - v_2}{t} = \frac{3,29 - 2,88}{0,0098} = 42 \text{ м/с}^2$$

- при параллельном соединении этих же обмоток (вариант II):

$$V_1 = 5,23 \text{ м/с}; V_2 = 4,26 \text{ м/с}; t = 8 \text{ мсек}$$

$$a_2 = \frac{v_1 - v_2}{t} = \frac{5,23 - 4,26}{0,008} = 121 \text{ м/с}^2$$

Зная ускорение рабочего хода бойка можно вычислить общую силу придающую ускорение обобщенному бойку:

- при последовательном соединении обмоток прямого хода:

$$F_1 = m \cdot a_1 = 90 \cdot 42 = 3772 \text{ Н.}$$

- при параллельном соединении этих же обмоток:

$$F_2 = m \cdot a_2 = 90 \cdot 121 = 10890 \text{ Н.}$$

Тогда сила тяги электромагнита $F_{\text{тэ}}$ определится, как разность между силой F и весом обобщенного бойка $P_6 = m \cdot g = 90 \cdot 9,8 = 882 \text{ Н}$, т.е.

- при последовательном соединении обмоток прямого хода:

$$F_{\text{тэ1}} = F_1 - P_6 = 2890 \text{ Н.}$$

- при параллельном соединении этих же обмоток:

$$F_{\text{тэ2}} = F_2 - P_6 = 10008 \text{ Н.}$$

Энергия единичного удара E экспериментального образца электромагнитного молота при токе 50 А будет равна:

- при последовательном соединении обмоток прямого хода:

$$E_1 = F_1 \cdot h = 2890 \cdot 0,18 = 679 \text{ Дж,}$$

- при параллельном соединении этих же обмоток:

$$E_2 = F_2 \cdot h = 10008 \cdot 0,18 = 1960 \text{ Дж,}$$

где h – рабочий ход бойка, равный 0,18 м

Давление, оказываемое рабочим инструментом после взаимодействия с обобщенным бойком на разрушаемый объект, рассчитываем по формуле:

$$P = F/S$$

D – диаметр ударной части рабочего инструмента – 10 мм=0,01 м

$S = (3,14 \cdot 0,01 \cdot 0,01)/4 = 0,0000785 \text{ м}^2$:

- при последовательном соединении обмоток прямого хода:

$$P_1 = F_1/S = 3772 \text{ Н}/0,0000785 \text{ м}^2 = 48 \text{ МПа}$$

- при параллельном соединении этих же обмоток:

$$P_2 = F_2/S = 10890 \text{ Н}/0,0000785 \text{ м}^2 = 139 \text{ МПа}$$

Таким образом, в результате испытаний опытного образца электромагнитного молота было установлено, что 2-х кратное увеличение потребляемой мощности электромагнитами рабочего хода приводит к увеличению энергии единичного удара в 2,9 раза.

Литература

1 Электромагнитные молоты. Под ред. А.Т. Малова, Н.П. Ряшенцева,- Новосибирск, «Наука», 1979. 269с.

2 Едыгенов Е.К., Ляшков В.И., Неборокова Н.Н. Электромагнитная ударная машина для разрушения горных пород//Научно-техническое обеспечение горного производства. Т. 80. - 2010 . - С. 78-84

3 Yedygenov E. Lyashkov V. Electromagnetic rock breaker for non-explosive rocks breaking// 20th International Symposium on planning of mining and selection of equipment of MPES 2011 – Алматы – 2011. P. 249

4 Пред.пат. РК №23525 Электромагнитная машина ударного действия// Едыгенов Е.К., Ляшков В.И., Неборокова Н.Н., 2011 г.

References

1 Jelektromagnitnye moloty. Pod red. A.T. Malova, N.P. Rjashenceva, Novosibirsk, «Nauka», 1979. 269s.(in Russ.)

2 Edygenov E.K., Ljashkov V.I., Neborokova N.N. Jelektromagnitnaja udarnaja mashina dlja razrushenija gornyh porod//Nauchno-tehnicheskoe obespechenie gornogo proizvodstva. T. 80. - 2010 . - S. 78-84(in Russ.)

3 Yedygenov E. Lyashkov V. Electromagnetic rock breaker for non-explosive rocks breaking// 20th International Symposium on planning of mining and selection of equipment of MPES 2011 – Almaty – 2011. P. 249

4 Пред.пат. РК №23525 Jelektromagnitnaja mashina udarnogo dejstvija// Edygenov E.K., Ljashkov V.I., Neborokova N.N., 2011g. (in Russ.)

Резюме

Едігенов Е.К., Васин К.А., Ляшков В.И.
(Д.А. Қонаев атындағы Кен істері институты, Алматы қ.)

ТӘЖІРИБЕЛІК ЭЛЕКТРОМАГНИТТІ БАЛҒАНЫҢ ДИНАМИКАЛЫҚ ЖӘНЕ ЭНЕРГЕТИКАЛЫҚ СЫЙПАТТАМАСЫН ЗЕРТТЕУ

Тәжірибелік электормагнитті балғаның динамикалық және энергетикалық сыйпаттамасын жасау.

Түйін сөздер: электормагнитті балға, кинетикалық энергия, соққы энepгиясы, қопару қысымы.

Summary

Yedygenov E., Vasin K., Lyashkov V.
(Institute of Mining by D. A. Kunaev, Almaty)

RESEARCH OF DYNAMIC AND POWER CHARACTERISTICS OF THE EXPERIMENTAL ELECTROMAGNETIC HAMMER

Dynamic and power characteristics of an experimental electromagnetic hammer are investigated.

Keywords: electromagnetic hammer, kinetic energy, energy of blow, destruction pressure.

Поступила 12.05.2014 г.

**Айкеева А.А.¹, Айдарханов А.М.², Жанасбаева А.С.¹,
Белгібаев А.С.¹**

(¹академик Е.А. Бөкетов атындағы ҚарМУ, Қарағанды қ.,
²Рудный индустриалды институты, Рудный қ.)

ЭЛЕКТРОМАГНИТТІК ЖҮЙЕЛЕРДІ МОДЕЛЬДЕУ

Аннотация

Мақала ANSYS қолданбалы бағдарламасының пакетінде жүргізілген электромагниттік жүйелерді модельдеуге арналған. ANSYS - ақырғы элементтік талдауға арналған универсалды бағдарламалық жүйе болып табылады. Көптеген өндірістік аймақтарда модельдеу және талдау қымбат әрі ұзақ уақыт жүргізілетін «жобалау- құрастыру – сын жүргізу» типті өзірлеу жұмыс циклдерін жүргізбеуге мүмкіндік береді. Жүйе геометриялық элемент негізінде жұмыс жасайды. Әрбір элемент типі материалдың сипаттамаларын қолданады.

***Түйін сөздер:** электромагнит, тұрақты магнит, имитациялық модель, Лоренц күші, магнит индукциясы, магнит өрісінің кернеулігі.*

***Ключевые слова:** электромагнит, постоянный магнит, имитационное моделирование, сила Лоренца, магнитная индукция, напряженность магнитного поля*

***Keywords:** electromagnet, a permanent magnet, simulation, the Lorentz force, the magnetic induction, the magnetic field .*

Қазіргі кезде аналитикалық модельдерді құрастырумен қатар заманауиалық жоғары тез әсер етуші және көп көлемді оперативті жады бар ЭЕМ жүзеге асатын имитациялық модельдеу негізіндегі үлкен жүйелердің сипаттамаларына баға беру мәселелеріне көп көңіл бөлінуде. Үлкен жүйелердің имитациялық модельдері бар эксперименттерді ЭЕМ арқылы жүзеге асыруға көңіл бөлу тек қана олардың сипаттамаларына талдау жүргізіп қана қоймай, сонымен қатар тура аналогия және электрлік модельдеу әдістерімен салыстырғанда бұл жүйелерді берілген тиімділік пен шектеуді бағалау критерийлерінде құрылымдық, алгоритмдік және параметрлік синтездеуге мүмкіндік береді[1].

Қиын жүйелерді имитациялық модельдеу және жобалау кезеңінде бұл жүйелердің қызмет ету процесін зерттеуді практика негізінде жүргізудің жалғыз жолы болып табылады. Жүйенің қызмет ету процесінің сипаттамаларына толық сараптама жүргізу үшін имитациялық экспериментте берілген мәндерді өзгерте отырып, бірнеше рет қайта жүргізу қажет. Яғни қойылған зерттеу мақсатына жекелеген шешімдер емес, толық шешім табуға болады [2].

Қазіргі кезде кең қолданылатын бағдарламалық кешендердің бірі ақырғы элементтер әдісін қолданатын ANSYS қолданбалы бағдарламалар пакеті болып табылады. ANSYS ақырғы элементтер әдісі тек динамика мен беріктік сұрақтарымен айналысатын инженер-зерттеушілердің арасында ғана емес, сонымен қатар электромагниттік өрісті қарастыратын зерттеушілер арасында танымал болып табылады [3].

Бұл әдіс бойынша есептеген кезде ақырғы элементтер желісі құрастырылады, өріс алып жатқан кеңістік екіөлшемді есептеу кезінде түзу және қисық сызықтар арқылы бөлінеді, ал үшөлшемді есептеу кезінде өте кішкентай, бірақ ақырғы өлшемдерге түзу және қисық жазықтықтар арқылы бөлінеді. Бұл бөліктер ақырғы элементтер деп аталады. Екіөлшемді есептеу кезінде ақырғы элементтер көбінесе үшбұрышты немесе тікбұрышты, ал үш өлшемді есептеу кезінде барлық бүйір беттері үшбұрыш болатын тетраэдр параллелепипед түрінде болады [4].

ANSYS жүйесінде 100-ден артық әр түрлі үлгі элементтер бар. Бағдарламаның әр түрлі нұсқаларында барлық элементтер үлгілері көрсетілмеген. Ол бағдарламаның берілген нұсқасында есептеудің қандай түрі қолданылатынына байланысты болады [5].

Біздің жұмыста 2-D статикалық магниттік талдау жүргізілген. Статикалық магниттік талдау қаныққан және қанықпаған магнитті материалдарды, сонымен қатар тұрақты магниттерді модельдеуге мүмкіндік береді. Магниттік талдауда біз қолданған элементтер 2-D геометрияға ие [6]. Барлық нысандар мен қондырғылар 3-D болса да, талдауда біз оларды 2-D элементтеріне ауыстырдық, себебі 2-D есептеу ұзақ уақытты алмайды. Мұндай модельдеу жазық немесе ось бойынша симметриялы деп аталады.

Статикалық магниттік талдау бес кезеңде жүргізіледі:

1. Физикалық орта құрастыру.
2. Модельді құрастыру және әрбір аймақ үшін физикалық белгілер тағайындау.

3. Шекаралық шарттарын және жүктемені қолдану.

4. Шешімді алу.

5. Нәтижені көру.

Талдаудың физикалық ортасын құрастыру үшін ақырғы элемент типтері таңдалды. 1-кестеде 2-D модельдің ішінде болуы мүмкін аймақтар көрсетілген [7].

1 кесте - 2-D модельдеудің аймағы

Ауа	Еркіндік дәрежесі: AZ. Материалдың параметрлері: MUr (MURD2), rho (RSVD2)
Темір	Еркіндік дәрежесі: AZ. Материалдың параметрлері: MUr (MURD2) немесе B-H қисығы (TB командасы)
Тұрақты магнит	Еркіндік дәрежесі: AZ. Материалдың параметрлері: MUr (MURD2) немесе-H қисығы); Hc (коэрцитивтікүш)

Электромагнитті жүйені модельдеу кезінде біз PLANE233 элементін қолдандық, ол жазық немесе ось бойынша симметриялы электромагниттік өрісті модельдеуге арналған 2-D элементі болып табылады. Элемент 8 немесе 6 түйінді және әртүрліне 2 еркіндік дәрежесі сәйкес келеді, сонымен қатар еркіндік дәрежесі ретінде уақыт бойынша интегралданған электрлік потенциалмен (кернеу) электромагниттік талдау жүргізуге мүмкіндікке ие [8]. PLANE233

элементінде уақыт бойынша статикалық және айнымалы талдау жүргізуге арналған В-Н қисықтарын немесе тұрақты магниттерді магнитсіздендіру қисықтарын модельдеу үшін қажетті сызықты емес магнит потенциалы бар.

Жұмыстың мақсаты электромагнит пен тұрақты магниттің өзара әсерлесуін анықтау болып табылады. Ол үшін электромагнит пен тұрақты магниттің параметрлері өзгертіледі.

Магнит индукциясы В мен магнит өрісінің кернеулігін Н және Лоренц күшін F есептеу үшін біз келесідей мәндерді алдық:

Тұрақты тоқ электромагниті параметрлері:

D1 = 3.048*MM	катушканың ішкі диаметрі
R_1=D1/2	катушканың ішкі радиусы
D2 = 3.9624*MM	катушканың сыртқы диаметрі
R_2=D2/2	катушканың сыртқы радиусы
L_1 = 1.524*MM	катушка биіктігі
SE = 0.127*MM	катушканың орам соңының қалыңдығы
DEL = 0.234*MM	осьтік ығысу
N = 280	орамдар саны
R = 57	катушка кедергісі, Ом
I = 0.050	ток, А
AC = (R_2-R_1)*L_1	катушка ауданы, М^2
JS = N*I/AC	ток тығыздығы
SD = SE + DEL	стандартты ауытқу (standard deviation)

Тұрақты магнит параметрлері:

D3 = 2.9972*MM	магнит диаметрі
R_3=D3/2	магнит радиусы
L_3 = 1.6*MM	ұзындық
BR = 1.02	магнит индукциясы, Тл
HC = 720000	коэрцитивті күш А/м
MU0 = 4*PI*1E-7	бос кеңістік өткізгіштігі/ Н/м

Есептеулер электромагнит пен тұрақты магниттің әр параметрлерінде жүргізілді. Бір параметр өзгертіліп, қалғаны тұрақты болды. Келесі параметрлер өзгертілді:

Тұрақты ток электромагнитінің параметрлері:

D1 = 3.048*MM	катушканың ішкі диаметрі
D2 = 3.9624*MM	катушканың сыртқы диаметрі
L_1 = 1.524*MM	катушканың биіктігі
SE = 0.127*MM	катушканың орам соңының қалыңдығы
DEL = 0.234*MM	осьтік ығысу
I = 0.050	ток, А

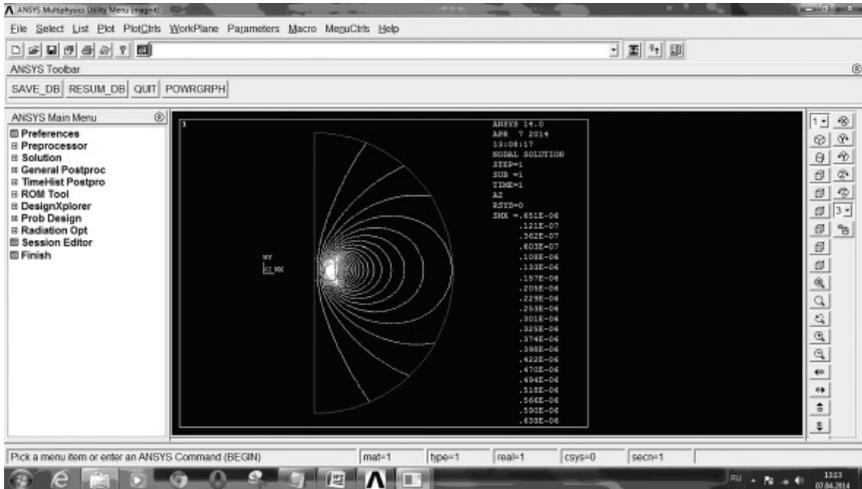
тұрақты магнит параметрлері:

D3 = 2.9972*MM	магнит диаметрі
L_3 = 1.6*MM	ұзындық
BR = 1.02	магнит индукциясы, Тл

HC = 720000
MUO = 4*PI*1E-7

коэрцитивті күш / A/м
бос кеңістік өткізгіштігі/ H/м

Электромагнит-тұрақты магнит жүйесінің моделі және электромагнит өрісінің сызықтары 1 суретте көрсетілген.



1 сурет - Электромагнит-тұрақты магнит жүйесінің моделі

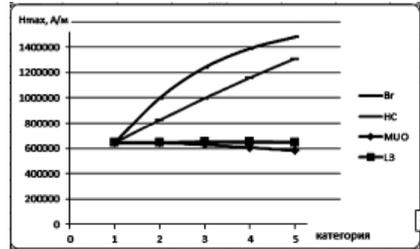
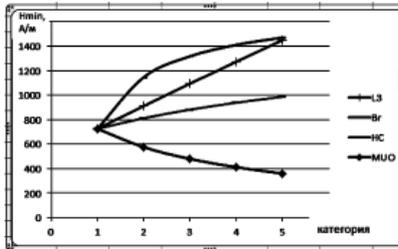
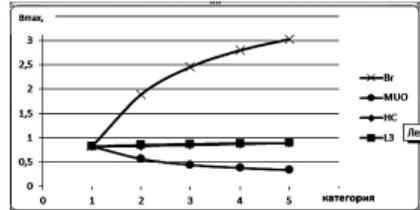
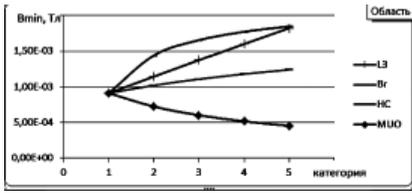
Модельдеуші материалға байланысты Plane 253 түйіндерінде (DOF) AZ деп аталатын еркіндік дәрежелері болады. AZ- векторлы магнитті потенциал (екі өлшемді талдауда векторлы магнитті потенциалдың тек бір Z осі бойынша құраушысы бар, яғни ол қарастырылып отырған аймаққа перпендикуляр бағытта болады).

Электромагнит пен тұрақты магниттің параметрлерінің өзгерісінің электромагниттік өзара әсерлесуге әсері зерттелді. Құрастырылған алгоритм бойынша есептеу нәтижелерінен алынған эксперименттік мәліметтері статикалық өңделді.

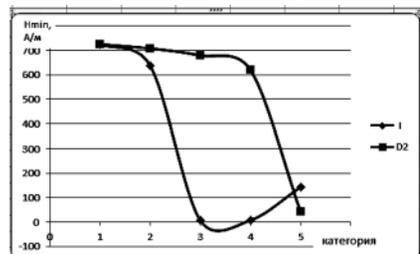
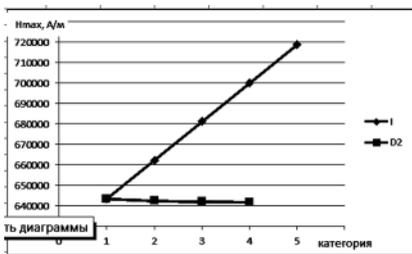
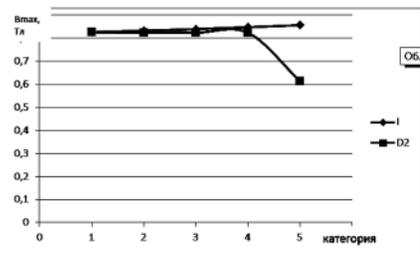
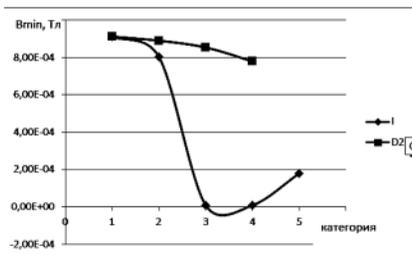
Есептеу нәтижелерінен магнит индукциясының В және магнит өрісінің кернеулігінің Н максимал және минимал мәндері алынды. Электромагнит пен тұрақты магнит параметрлерінің өзгеруінің электромагниттік өзара әсерлесуге әсеріне талдау жүргізу мақсатында электромагнит пен тұрақты магниттің әртүрлі параметрлерінде бірнеше эксперименттер жүргізілді.

Нәтижелер бойынша магнит индукциясы мен магнит өрісінің кернеулігінің электромагнит пен тұрақты магниттің айнымалы параметрлерінен тәуелділіктері тұрғызылды, ол электромагнит қасиеттерін және оның параметрлерінің магнит өрісіне әсерін әрі қарай талдау үшін қажет.

Электромагниттік өріс параметрлерінің электромагнит пен тұрақты магнит параметрлерінің өзгерісіне тәуелділігінің жуықтау функциялары алынды.



а)



б)

2 сурет - Электромагнит өрісінің параметрлерінің келесі параметрлерден тәуелділігі а) тұрақты магнит; б) электромагнит.

Эксперименттер магнит өрісінің параметрлері осьтік ығысуы және катушканың орам соңының қалыңдығына тәуелсіз екенін көрсетті. Электр тоғы өзгерген кезде магнит индукциясы мен магнит өріс кернеулігінің мини-

мал мәндері алғашқы нүктелерде кемиді, кейін артады, ал максимал мәндері артады. Сыртқы диаметр өзгергенде магнит индукциясы мен магнит өрісінің кернеулігі азаяды.

Тұрақты магниттің магнит индукциясы, оның ұзындығы, коэрцитивті күші өзгергенде, магнит өрісінің параметрлері артады, ал бос кеңістіктің магнит өткізгіштігі өзгергенде, кемиді.

Нәтижелерді өңдеу барысында келесі функциялар алынды, оларды электромагниттік қондырғыларды құрастыру барысында қолдануға болады.

Тұрақты магнит параметрлері өзгерген кезде:

$$B_{\min}(L3) = -1E-05(L3)^2 + 0,0006(L3) - 6E-05$$

$$B_{\max}(L3) = 0,0116(L3)^4 - 0,1086(L3)^3 + 0,3558(L3)^2 - 0,4291(L3) + 0,9707$$

$$H_{\min}(L3) = -9,5759(L3)^2 + 498,83(L3) - 48,309$$

$$H_{\max}(L3) = 24159(L3)^4 - 236889(L3)^3 + 849391(L3)^2 - 1E+06(L3) + 1E+06$$

$$B_{\min}(Br) = -4E-07(Br)^4 + 1E-05(Br)^3 - 0,0001(Br)^2 + 0,0006(Br) + 0,0004$$

$$B_{\max}(Br) = -0,0004(Br)^4 + 0,0128(Br)^3 - 0,1529(Br)^2 + 0,9973(Br) - 0,0454$$

$$H_{\min}(Br) = -0,3414(Br)^4 + 9,1005(Br)^3 - 93,626(Br)^2 + 481,92(Br) + 322,02$$

$$H_{\max}(Br) = 565,66(Br)^3 - 19626(Br)^2 + 249807(Br) + 408319$$

$$B_{\min}(HC) = 1E-22(HC)^3 - 6E-16(HC)^2 + 1E-09(HC) + 0,0003$$

$$B_{\max}(HC) = -1E-19(HC)^3 + 5E-13(HC)^2 - 5E-07(HC) + 0,9609$$

$$H_{\min}(HC) = 8E-17(HC)^3 - 4E-10(HC)^2 + 0,001(HC) + 210,26$$

$$H_{\max}(HC) = -1E-07(HC)^2 + 1,1269(HC) - 100480$$

$$B_{\min}(MUO) = -4E-06(MUO)^3 + 5E-05(MUO)^2 - 0,0003(MUO) + 0,0012$$

$$B_{\max}(MUO) = 0,0015(MUO)^4 - 0,0272(MUO)^3 + 0,1942(MUO)^2 - 0,673(MUO) + 1,33$$

$$H_{\min}(MUO) = -2,9752(MUO)^3 + 42,858(MUO)^2 - 256,06(MUO) + 941,46$$

$$H_{\max}(MUO) = -197,38(MUO)^4 + 3473,1(MUO)^3 - 23728(MUO)^2 + 50064(MUO) + 613805$$

Электромагнит параметрлері өзгерген кезде:

$$B_{\min}(D2) = -1E-07(D2)^4 + 4E-06(D2)^3 - 5E-05(D2)^2 + 0,0003(D2) + 0,0004$$

$$B_{\max}(D2) = -3E-05(D2)^4 + 0,0013(D2)^3 - 0,0186(D2)^2 + 0,1049(D2) + 0,6275$$

$$H_{\min}(D2) = -0,076(D2)^4 + 2,9797(D2)^3 - 41,398(D2)^2 + 231,44(D2) + 291,74$$

$$H_{\max}(D2) = -36,897(D2)^4 + 1469,2(D2)^3 - 20451(D2)^2 + 115858(D2) + 423134$$

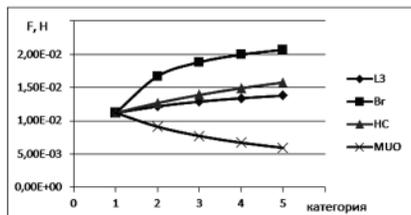
$$B_{\min}(l) = -0,0021(l)^4 + 0,0089(l)^3 - 0,0114(l)^2 + 0,0039(l) + 0,0007$$

$$B_{\max}(l) = 0,0019(l)^2 + 0,0132(l) + 0,8252$$

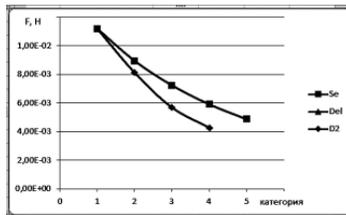
$$H_{\min}(l) = -1702,4(l)^4 + 7089,4(l)^3 - 9079,6(l)^2 + 3068,6(l) + 593,86$$

$$H_{\max}(l) = 41921(l) + 641317$$

Тұрақты магнит пен электромагниттің әртүрлі параметрлері кезінде Лоренц күші есептелді.



а)



б)

3 сурет - Лоренц күшінің әртүрлі параметрлерден тәуелділігі
а) тұрақты магнит параметрлерінен, б) электромагнит параметрлерінен

3 суреттен тұрақты магниттің магнит индукциясы, оның ұзындығы, коэрцитивті күші өзгерген кезде, Лоренц күші экспонента бойынша өседі. Ал бос кеңістіктің өткізгіштігі өзгергенде, Лоренц күші экспонента бойынша кемиді. (3,а сурет) Электромагниттің келесі параметрлері, яғни катушканың сыртқы диаметрі, осьтік ығысуы және катушканың орам соңының қалыңдығы өзгергенде, Лоренц күші экспонента бойынша кемиді. (3,б сурет)

Бұл нәтижелер электромагниттік қондырғыларды әрі қарай зерттеу үшін қажет. Зерттеу барысында электромагниттік есептерді шешу үшін ақырғы элементтер әдісі қарастырылды, ANSYS бағдарламалық ортасында электромагниттік жүйенің құрылымдық құраушыларының электромагниттік өзара әсерлесуін анықтау алгоритмі құрастырылған.

Жүргізілген зерттеулер негізінде келесі ғылыми негізделген жаңа теориялық нәтижелер алынды:

1. Электромагниттік өріс параметрлерінің электромагнит пен тұрақты магнит параметрлерінің өзгеруіне байланысты функционалды тәуелділігі алынды.

2. Электромагнит пен тұрақты магниттің параметрлерінің әртүрлі мәнінде Лоренц күшіне баға берілді.

Бұл мақала Қазақстан Республикасының Білім және ғылым министрлігінің грант бойынша қаржыландыру аясында орындалған зерттеу нәтижесінің негізінде «Гайдалы қазбаларды өңдеу технологиясы» подприоритеті бойынша «Электромагнитті көтергіш қондырғысын жасау жолымен тау-кен массасын алудың энергия үнемдеу технологиясының өңделуі және жаңартылуы» тақырыбында жазылған, есеп бойынша беріліп отыр.

Әдебиеттер тізімі

- 1 Руководство по использованию пакета прикладных программ ANSYS.
- 2 Каплун А.Б., Морозов Е.М., Олферьева М.А. ANSYS в руках инженера: Практическое руководство. – М.: Едиториал УРСС, 2003. –272 с.
- 3 Руководство Ansys. - М.: Представительство CAD-FEM, 1999. - 500 с.
- 4 Meeker D. Finite Element Method Magnetics. User's Manual. Version 4.0; June 17, 2004 (dmeecker@ieee.org и <http://femm.foster-miller.com>).
- 5 Басов К. А. ANSYS и LMS Virtual Lab. Геометрическое моделирование. — М.: ДМК Пресс, 2006. — С. 240. — ISBN 5-94074-301-3
- 6 Басов К. А. ANSYS для конструкторов. — М.: ДМК Пресс, 2009. — С. 248. — ISBN 978-5-94074-462-7
- 7 Жаутиков Б.А., Айкеева А.А., Таранов А.В. Разработка рекомендаций по выбору конструкции скипов пневмоподъемных установок с использованием пакета ANSYS // Автоматика и информатика. Караганда, 2007. - № 1 – С. 8-10.
- 8 John Krouse. The Changing role of analysis //J. ANSYS News. - 1996. - Second Issue. - P. 25.

References

- 1 Guidelines for use of the software package ANSYS.(in Russ.)
- 2 Kaplun A.B., Morozov E.M., Olfer'eva M.A. ANSYS in the hands of the engineer: A Practical Guide. – М.:Editorial URSS, 2003. –272 p. (in Russ.)
- 3 Guide Ansys. - М.: Representation of CAD-FEM, 1999. – 500p. (in Russ.)
- 4 Meeker D. Finite Element Method Magnetics. User's Manual. Version 4.0; June 17, 2004 (dmeecker@ieee.org и <http://femm.foster-miller.com>).
- 5 Basov K.A. ANSYS and LMS Virtual Lab. Geometric modeling. - М.: DMK Press2006. — 240 p. — ISBN 5-94074-301-3(in Russ.)
- 6 Basov K.A. ANSYS for designers. - М.: DMK Press, 2009. — P. 248. — ISBN 978-5-94074-462-7(in Russ.)
- 7 Zhautikov B.A, A.A. Aykeeva, Taranov A.V. Development of recommendations on the choice of design skips pnevmopodemnyh installations using the package ANSYS // Automatics and Informatics. Karaganda, 2007. - № 1 - S. 8-10. (in Russ.)
- 8 John Krouse. The Changing role of analysis //J. ANSYS News. - 1996. - Second Issue. - P. 25.

Резюме

*Айкеева А.А.¹, Айдарханов А.М.², Жанасбаева А.С.¹, Бельгибаев А.С.¹
(¹КарГУ им.академика Е.А. Букетова, г. Қараганда,
²Рудненский индустриальный институт)*

МОДЕЛИРОВАНИЕ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ СИСТЕМ

Статья посвящена моделированию электромагнитных систем, которое проводилось в пакете прикладных программ ANSYS. ANSYS—

универсальная программная система конечно-элементного анализа. Моделирование и анализ в некоторых областях промышленности позволяет избежать дорогостоящих и длительных циклов разработки типа «проектирование — изготовление — испытания». Система работает на основе геометрического элемента.

Ключевые слова: электромагнит, постоянный магнит, имитационное моделирование, сила Лоренца, магнитная индукция, напряженность магнитного поля

Summary

*Aikeeva A.A.¹, Aidarkhanov A.M.², Zhanasbayeva A. S.¹,
Belgibayev A.S.¹*

*(1KarGU im.akademika E.A. Buketova, g. Қарағанда,
²Rudnenskij industrial'nyj institut)*

MODELING ELECTROMAGNETIC SYSTEMS

The article is devoted to the modeling electromagnetic systems, which was carried on ANSYS software package. ANSYS is universal software system for terminal element analysis. Modeling and analysis in some industrial region allows avoiding expensive and long term cycles operate of type “design - manufacture - test”. The system operates on the basis of geometry element. Each element type uses the properties of the material.

Keywords: electromagnet, a permanent magnet, simulation, the Lorentz force, the magnetic induction, the magnetic field.

Поступила 21.05.2014 г.

Васин К.А., Метакса Г.П.

(Институт горного дела им. Д. А. Кунаева, г. Алматы)

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ВОЗДЕЙСТВИЕ ИСКРОВОГО РАЗРЯДА НА МИНЕРАЛЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АКЖАЛ

Аннотация

Опробовано воздействие искрового разряда на мелкодисперсные фракции минералов руды, находящихся во влажном и сухом состоянии.

Ключевые слова: *воздействие, отклик, искровой разряд, минерал.*

Түйін сөздер: *әсер, лебіз, ұшқынды дәреже, минерал*

Keywords: *influence, response, spark category, mineral.*

Для целей глубокой переработки минералов необходимо исследование поведения минералов в различных режимах внешнего воздействия. На первом этапе экспериментального исследования поставлена задача изучения влияния точечного (локального) воздействия на мелкодисперсную фракцию минералов руды месторождения Акжал.

Различные типы и сорта руд различаются между собой по содержанию основных породообразующих окислов - SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , CaO , MgO , Na_2O , K_2O и рудных компонентов, являющихся основной ценностью руды[1].

В таблице 1 приведено количественное содержание этих элементов в руде месторождения Акжал.

Таблица 1 - Химический состав руды месторождения Акжал

Химический состав, %								
SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	CaO	NgO	K_2O	Na_2O	Au	р.з.мин.
50	25	10	5	3	3	0,4	0,0005	4

Из таблицы 1 видно, что руда месторождения Акжал содержит 96% породообразующих окислов и 4% редкоземельных металлов, в том числе содержание золота – 5 г/т.

В качестве фактора воздействия выбран искровой разряд.

Искровой разряд представляет собой нестационарную форму электрического разряда, происходящего в газах. Такой разряд возникает обычно при давлениях порядка атмосферного. Температура в главном канале искрового разряда может достигать 10 000 К. В природе искровые разряды часто возникают в виде молний. Расстояние, «пробиваемое» искрой в воздухе, зависит от напряжения и считается равным 10 кВ на 1 сантиметр.

Искровой разряд обычно происходит, если мощность источника энергии недостаточна для поддержания стационарного дугового или тлеющего разряда. В этом случае одновременно с резким возрастанием разрядного тока напряжение на разрядном промежутке в течение очень короткого времени (от нескольких микросекунд до нескольких сотен микросекунд) падает ниже на-

пряжения погасания искрового разряда, что приводит к прекращению разряда. Затем разность потенциалов между электродами вновь растет, достигает напряжения зажигания и процесс повторяется.

Искровой разряд представляет собой пучок ярких, быстро исчезающих или сменяющих друг друга нитевидных, часто сильно разветвленных полосок искровых каналов. Эти каналы заполнены плазмой, в состав которой в мощном искровом разряде входят не только ионы исходного газа, но и ионы вещества электродов, интенсивно испаряющегося под действием разряда.

Механизм формирования искровых каналов (и, следовательно, возникновения искрового разряда) объясняется стримерной теорией электрического пробоя газов. Согласно этой теории, из электронных лавин, возникающих в электрическом поле разрядного промежутка, при определенных условиях образуются стримеры — тускло светящиеся тонкие разветвленные каналы, которые содержат ионизированные атомы газа и отщепленные от них свободные электроны. Среди них можно выделить т. н. лидер — слабо светящийся разряд, «прокладывающий» путь для основного разряда. Он, двигаясь от одного электрода к другому, перекрывает разрядный промежуток и соединяет электроды непрерывным проводящим каналом. Затем в обратном направлении по проложенному пути проходит главный разряд, сопровождаемый резким возрастанием силы тока и количества энергии, выделяющегося в них. Каждый канал быстро расширяется, в результате чего на его границах возникает ударная волна. Совокупность ударных волн от расширяющихся искровых каналов порождает звук, воспринимаемый как «треск» искры (в случае молнии — гром).

Напряжение зажигания искрового разряда, как правило, достаточно велико. Напряженность электрического поля в искре понижается от нескольких десятков киловольт на сантиметр (кВ/см) в момент пробоя до ~100 вольт на сантиметр (В/см) спустя несколько микросекунд. Максимальная сила тока в мощном искровом разряде может достигать значений порядка нескольких сотен тысяч ампер.

Особый вид искрового разряда — скользящий искровой разряд, возникающий вдоль поверхности раздела газа и твёрдого диэлектрика, помещенного между электродами, при условии превышения напряженностью поля пробивной прочности воздуха. Области скользящего искрового разряда, в которых преобладают заряды какого-либо одного знака, индуцируют на поверхности диэлектрика заряды другого знака, вследствие чего искровые каналы стелются по поверхности диэлектрика, образуя при этом так называемые фигуры Лихтенберга. Процессы, близкие к происходящим при искровом разряде, свойственны также кистевому разряду, который является переходной стадией между коронным и искровым. [2]

Экспериментальная часть

Для получения искрового разряда была разработана экспериментальная установка с трансформатором Тесла, подключенным по схеме качера Бровина (Фимп.=500 Гц, $U=0\text{--}10$ кВ). Средний ток и длительность импульсов недостаточна для зажигания дуги, но для образования яркого искрового канала вполне пригодна.

На рисунке 1 показана принципиальная электрическая схема экспериментальной установки. Питание установки осуществляется от промышленной сети 220 вольт и потребляет 25 ватт. Применение ЛАТР Tr1 позволяет регулировать напряжение питания от 0 до 250 вольт, что в свою очередь изменяет напряженность вырабатываемого электрического поля от 0 до нескольких киловольт. Данная установка позволяет получать как коронный разряд, так и искровой.

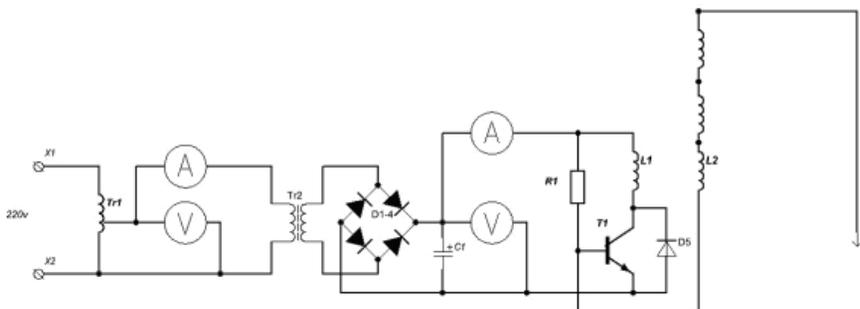


Рисунок 1 - Принципиальная электрическая схема экспериментальной установки

Из исходной руды методом промывания дистиллированной водой был получен коллоидный раствор, содержащий мелкодисперсную фракцию минералов. После осаждения минералов и удаления излишней воды, полученную мокрую мелкодисперсную массу подвергали воздействию электрического разряда.

Протекание электрических разрядов сопровождается возникновением в зоне разряда разнообразных, богатых энергией заряженных и нейтральных частиц: электронов, ионов (положительно и отрицательно заряженных атомов, комплексов атомов, молекул), возбужденных атомов и молекул, а также свободных атомов и радикалов. Элементарные акты, в результате которых из нейтральных молекул образуются эти частицы, и последующее взаимодействие этих частиц между собой и с молекулами исходных веществ составляют в совокупности сущность химических реакций в электрических разрядах. [3]

На рисунке 2 приведены фотографии экспериментальной установки и фотографии, иллюстрирующие воздействие искрового разряда на мокрую массу, содержащую мелкодисперсную фракцию минералов руды. На рисунке 2 в видно, что после нескольких минут воздействия электрическим разрядом место воздействия нагрелось и стало высыхать. При помощи компьютерного микроскопа с 500-кратным увеличением были сделаны снимки области высушенной рудной массы (рисунок 2 г) и области непосредственного воздействия искровым разрядом (рисунок 2 д).

После проведенного эксперимента рудная масса была снова промыта, и было замечено, что в коллоидной фракции появился очень мелкий осадок. После его высушивания был сделан снимок при помощи компьютерного ми-

микроскопа с 500-кратным увеличением (рисунок 2 е). На этом снимке отчетливо видны укрупненные кристаллы руды.



Рисунок 2а - Экспериментальная установка



Рисунок 2б - Разряд на мокрую руду

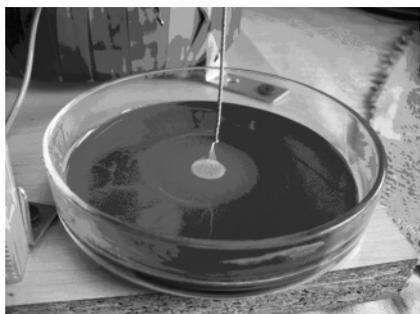


Рисунок 2в - Разряд на мокрую руду

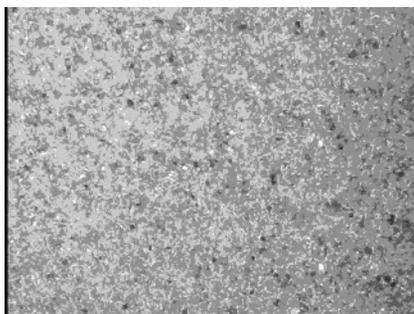


Рисунок 2г - Высушенная область

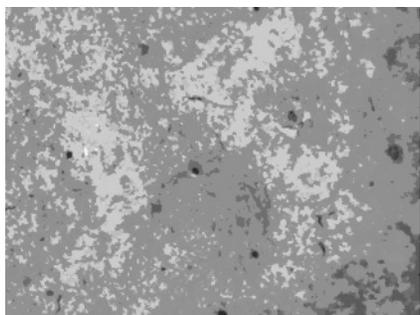


Рисунок 2д - Область воздействия разряда

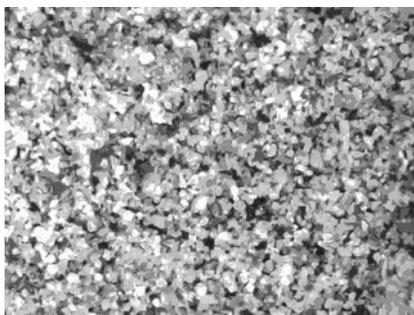


Рисунок 2е - Осадок, образовавшийся после воздействия разряда

Во второй части эксперимента мокрая масса, содержащая мелкодисперсную фракцию минералов руды, была высушена естественным способом

и растерта в ступке. Далее через сухую рудную массу в течение 30 минут пропускали электрический разряд. На рисунке 3 приведены фотографии экспериментальной установки и фотографии, иллюстрирующие воздействие искрового разряда на сухую массу, содержащую мелкодисперсную фракцию минералов руды. На рисунке 3 г видно, что после 10 минут воздействия электрическим разрядом место воздействия нагрелось, и свечение разряда приобрело желтый оттенок. Визуально можно определить достижение температуры порядка 1000-1050°C - желтый цвет свечения нагретой руды (1063°C – температура плавления золота), ярко желтое - 1083-1150°C (температура плавления меди), железо начинает плавиться - при температуре 1539°C.

При помощи компьютерного микроскопа с 500-кратным увеличением были сделаны снимки сухой массы содержащей мелкодисперсную фракцию минералов руды до воздействия (рисунок 3ж) и расплавленной рудной массы после 30 минутного воздействия искровым разрядом (рисунок 3з).

Здесь хорошо видно, что исходная однородная смесь минералов превращается в многофазную смесь с разноцветными включениями, что указывает на протекание процессов структурирования и химических превращений под действием искрового разряда.



Рисунок 3а - Разряд на сухую массу

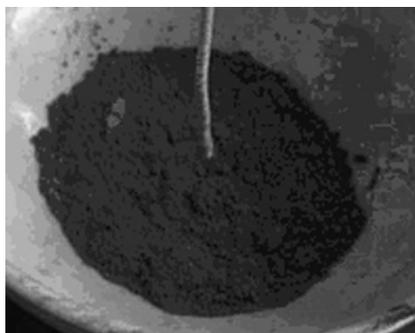


Рисунок 3б - До разряда



*Рисунок 3в -
Первые минуты разряда*

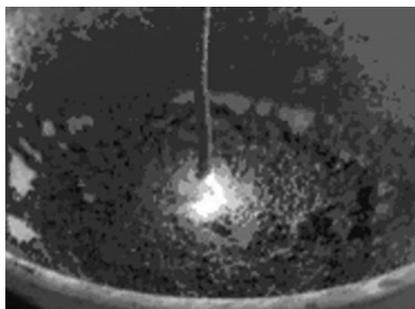


Рисунок 3г - Через 10 минут

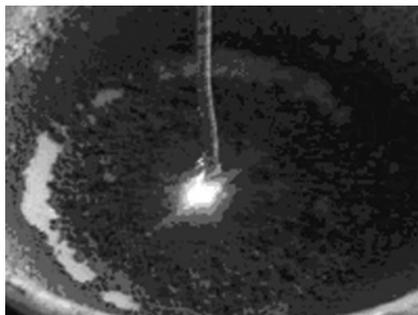
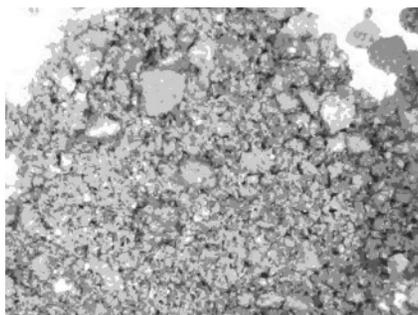


Рисунок 3д - Через 20 минут



Рисунок 3е - Через 30 минут



*Рисунок 3ж -
Рудная масса до разряда*

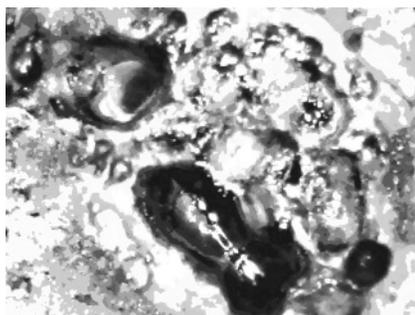


Рисунок 3з - После разряда

Этот экспериментальный факт можно взять за основу дальнейших работ по глубокой переработке полезных ископаемых с помощью локального внешнего воздействия.

Результаты и выводы

Проведенные эксперименты позволили получить следующие результаты:

- Воздействие искрового разряда на мокрую массу, содержащую мелкодисперсную фракцию минералов руды, сопровождается изменением строения кристаллов руды;
- Воздействие искрового разряда на сухую массу, содержащую мелкодисперсную фракцию минералов руды, сопровождается плавлением минералов руды;
- Применяя воздействие искрового разряда на руду можно изучать инициированные окислительно-восстановительные химические реакции для осуществления превращений в минералах.

Литература

1 Воробьева С.В., Лабораторные методы изучения вещественного состава комплексных золотосодержащих и редкоземельных руд: Методическое руководство. - Оренбург: ГОУ ОГУ, 2004. - 16 с.

2 Райзер Ю. П. Физика газового разряда. — 2-е изд. — М.: Наука, 1992. — 536 с.

3 Аристова Н.А., Пискарев И.М., Ивановский А.В., Селемир В.Д., Спилов Г.М., Шлепкин С.И. Иницирование химических реакций под действием электрического разряда в системе твердый диэлектрик - газ - жидкость. // Журнал физической химии. 2004. Т. 78. № 7. С. 1326.

References

1 Vorob'jova S.V., Laboratornye metody izuchenija veshhestvennogo sostava kompleksnyh zolotosoderzhashhih i redkozemel'nyh rud: *Metodicheskoe rukovodstvo*. - Orenburg: GOU OGU, 2004. - 16 s. (in Russ.).

2 Rajzer Ju. P. *Fizika gazovogo razrjada*. — 2-e izd. — M.: Nauka, 1992. — 536 s. (in Russ.).

3 Aristova N.A., Piskarev I.M., Ivanovskij A.V., Selemir V.D., Spirov G.M., Shlepkin S.I. Inicirovanie himicheskikh reakcij pod dejstviem jelektricheskogo razrjada v sisteme tverdyj dijelektrik - gaz - zhidkost'. *Zhurnal fizicheskoj himii*. 2004. T. 78. № 7. S. 1326. (in Russ.).

Резюме

Васин К.А., Метакса Г.П.

(Д.А. Қонаев атындағы Кен істері институты, Алматы қ.)

АҚЖАЛ КЕН ОРЫН МИНЕРАЛДАРЫНА ҰШҚЫН РАЗРЯДТЫҚ ТӘЖІРИБЕЛІК ӘСЕРІНІҢ БОЛУЫ

Ылғалды және құрғақ күйде тұрған, минералдарды кендерге ұсақ дисперстік фракцияларына ұшқын разрядтық әсері жүргізілді.

Түйін сөздер: әсер, бәсең, ұшқын разряды, минерал.

Summary

Vassin K.A., Metaxa G.P.

(Institute of Mining by D. A. Kunaev, Almaty)

EXPERIMENTAL IMPACT OF THE SPARK CATEGORY ON FIELD MINERALS AKZHAL

Impact of the spark category on fine-dispersed fractions of minerals of ore a being in damp and dry state is tested.

Keywords: influence, response, spark category, mineral.

Поступила 21.04.2014 г.

Метакса А.С., Молдабаева Г.Ж.
(Институт горного дела им. Д. А. Кунаева, г. Алматы)

ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРЫ ФЛЮИДА, РАЗМЕРОВ КЮВЕТЫ И МИНЕРАЛЬНОГО СОСТАВА НА СПЕКТРАЛЬНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ОТКЛИКА

Аннотация

В работе приведены экспериментальные данные о влиянии температуры, концентрации и геометрии кюветы на спектральный состав откликов флюидосодержащих композиций.

Ключевые слова: спектр, флюид, воздействие - отклик, частота Пухарича, факторный анализ.

Түйін сөздер: спектр, флюид, әсер– лебіз, Пухаричтың жиілігі, факторлы анализ.

Keywords: spectrum, fluid, impact – response, Puharich frequency, factor analysis.

Изучение влияния изменения температуры флюида на частоте воздействия проводили на водопроводной воде в кювете размером 192 Ø 42. В качестве импульсного воздействия использовали частоту разложения воды (42,8 кГц), выявленную экспериментально Пухаричем и Кили. (Функциональная схема замеров приведена в статье [1]).

На рисунке 1 приведена спектрограмма отклика воды водопроводной минерализации на частоту разложения воды, записанная при комнатной температуре (27,5° С).

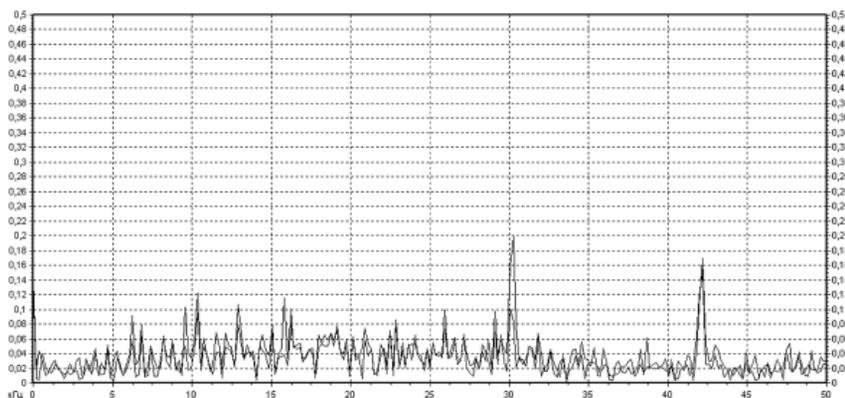


Рисунок 1 - Спектрограмма отклика воды водопроводной минерализации при температуре 27,5° С (кювета 192 Ø 42) на частоту 42,8 кГц

На спектрограмме видны несколько неравнозначных по амплитуде максимумов, один из которых находится вблизи частоты воздействия, но смещенный на 1,2 кГц в сторону низких частот. При этом амплитудные значения с обоих каналов записи спектра практически совпадают, что означает, что отклик воды осуществляется путем структурирования ее элементов в сторону образования более крупных элементов структуры (появление низких частот), а на частоте воздействия присутствует отклик для обоих каналов по амплитуде близкий к фоновым значениям. Кроме того, хорошо виден отклик на частоте близкой к 30 кГц, амплитуда которого соизмерима со значением отклика на основной частоте. Однако амплитуда на первом и втором каналах отличается более чем в 2 раза, что является признаком неоднородности структурных элементов воды в точках замера, отличающихся друг от друга на четверть длины измерительной кюветы. Можно предположить, что этот отклик и отклик на частоте 10,4 кГц являются проявлениями резонанса от возникающих в кювете стоячих волн, определяемых формой и размерами измерительной кюветы. Изменив частоту воздействия на 1 кГц (рисунок 2) в сторону высоких частот (43,0 кГц) мы наблюдаем четкое соответствие по частоте в виде максимума амплитуды равнозначное на обоих каналах, что означает отсутствие реакции на внешние воздействия (вода прозрачна для этой частоты), хотя геометрические признаки от стоячих волн отклика остались неизменными.

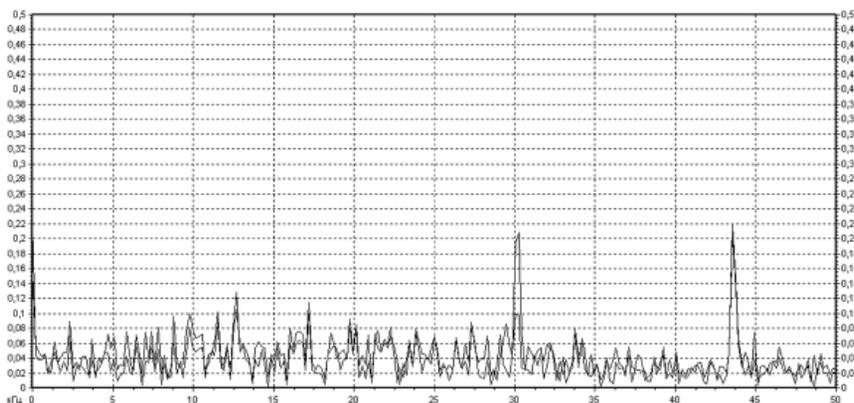


Рисунок 2 - Спектрограмма отклика воды водопроводной минерализации при температуре 27,5°C (кювета 192 Ø 42) на частоту 43,8 кГц

Изменение температуры на 20°C привело к изменению вида спектрограммы (рисунок 3). Во-первых, появился отклик вблизи частоты воздействия (42,2 кГц), почти совпадающий с импульсом воздействия ($\Delta\nu \sim 0,6$ кГц), во-вторых, практически исчез отклик при 30 кГц, что может означать проявление процессов изменения растворимости газов в воде при повышении температуры. Остальные отклики по амплитуде не сильно отличаются от фоновых значений.

Таким образом, в ходе замеров выявлено, что при воздействии на воду с частотой Пухарича в ней могут возникать более крупные структурные эле-

менты, неравномерно распределенные по объему измерительной кюветы. А повышение температуры сопровождается выделением газов, что приводит к исчезновению отклика на частоте 30 кГц.

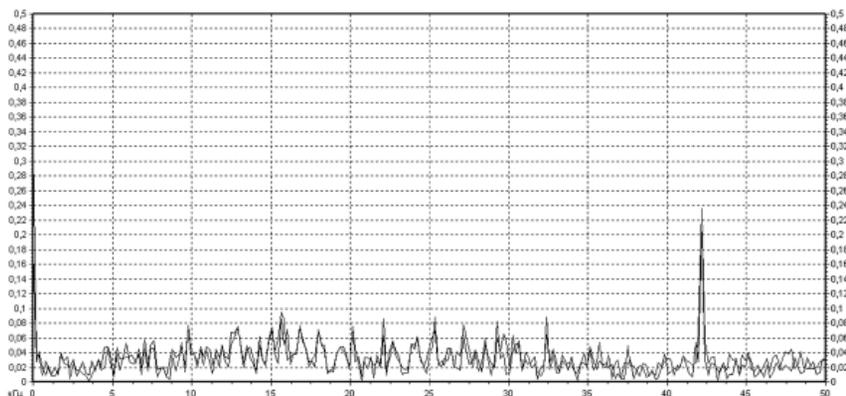


Рисунок 3 - Спектрограмма отклика воды водопроводной минерализации при температуре 45 - 47° С (кювета 192 Ø 42) на частоту 42,8 кГц

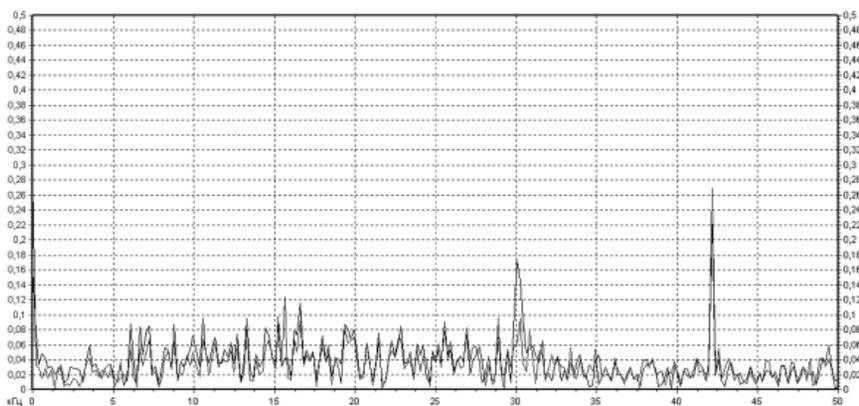


Рисунок 4 - Спектрограмма отклика воды, предварительно структурированной в ультразвуковой ванне с тремя магнитами при температуре 27,5° С (кювета 192 Ø 42)

Влияние размеров измерительной кюветы можно увидеть на рисунке 5, где кювета имеет размеры, кратные для стоячих продольных и поперечных волн (140 Ø 40). В такой кювете активизированная вода дополнительно структурируется сигналом воздействия и на спектрограмме есть единственные отклик на частоте,

близкой к частоте воздействия, смещение определяется величиной 0,4 – 0,6 кГц.

Не меняя условий измерения, в измерительную кювету залили воду, предварительно обработанную в ультразвуковой ванне с тремя магнитами (рисунок 4). Здесь признаки структурирования хорошо выявляются путем смещения частоты воздействия на 1,2 кГц. Отличается также равномерность распределения структуры по всему объему, так как амплитудные значения на этой частоте для обоих каналов одинаковы. Однако растворимость воздуха в кювете имеет разные значения, о чем свидетельствуют разные значения амплитуды каналов на частоте около 30 кГц.

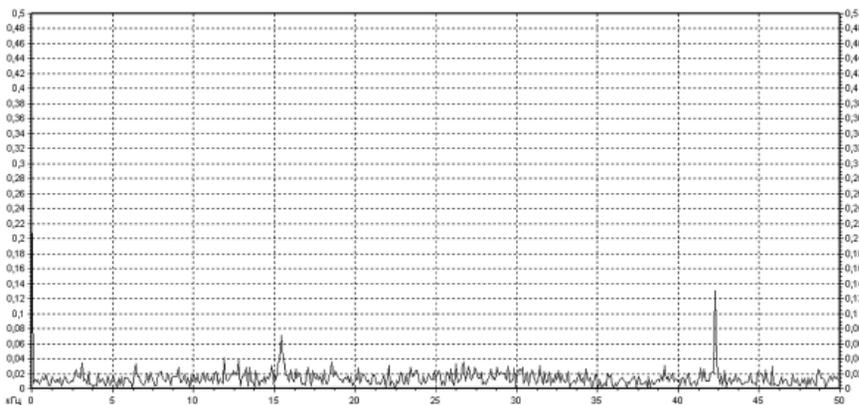


Рисунок 5 - Спектрограмма отклика воды, предварительно структурированной в ультразвуковой ванне с тремя магнитами, измеренная в резонансной кювете при температуре 27,5°С (кювета 140 Ø 40)

Для определения влияния минерального состава на спектральные характеристики воды использовали водопроводную воду естественной минерализации для г. Алматы (рисунок 2), Иссык-Кульскую (рисунок 6), Алакольскую (рисунок 7) и Чарынскую (рисунок 8).

Все эти образцы воды имеют разный минеральный состав и, соответственно, физиологические свойства. По сравнению с Алматинской водой их спектры не содержат отклика на 30 кГц, что означает полное отсутствие растворенных газов. Хотя здесь уместно отметить, что эти образцы были получены в разное время и имели разную продолжительность выдержки в изолированных условиях. Наиболее близка к Алматинской по спектральному составу откликов Чарынская вода. А Алакольская и Иссык-кульская воды очень чувствительны к изменению положения измерительных электродов (разные амплитуды на обоих каналах). Способность структурироваться под воздействием внешнего воздействия примерно одинакова. Они обе смещают частоту сигнала воздействия на 1 – 1,2 кГц и обе обладают способностью гасить (демпфировать) внешние воздействия, т.к. амплитуды отклика вблизи частоты воздействия очень низкие.

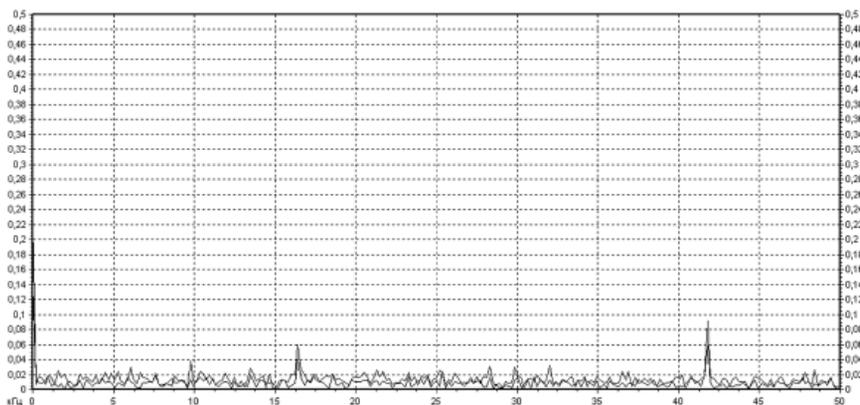


Рисунок 6 - Спектрограмма отклика на внешнее воздействие для Иссык-Кульской воды

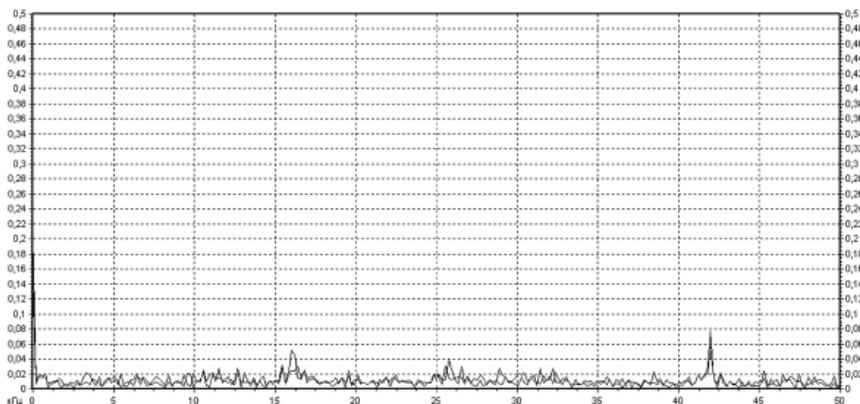


Рисунок 7 - Спектрограмма отклика на внешнее воздействие для Алакольской воды

Таким образом, приведенные экспериментальные факты свидетельствуют о том, что при решении задач, например, кучного выщелачивания, следует учитывать влияние температуры, размеров массива и особенности структурирования флюида для достижения условий резонанса при внешних воздействиях. Спектрограммы отклика в измерительном диапазоне частот дают представление об изменении растворимости газов в воде и способности преобразовывать сигнал внешнего воздействия в сторону получения заданных свойств флюидосодержащей среды.

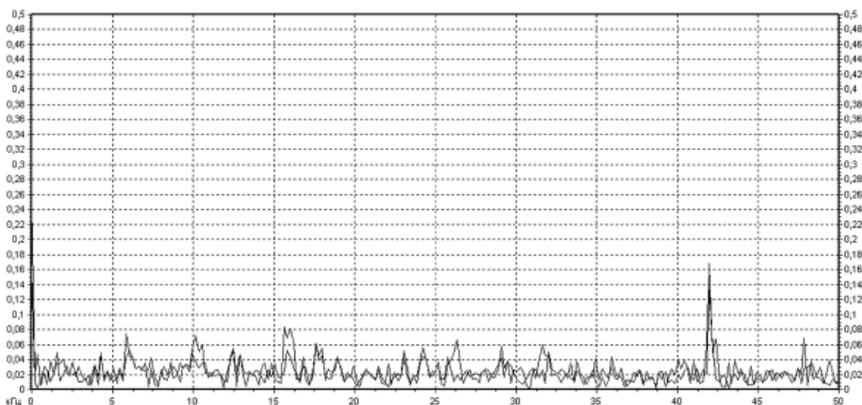


Рисунок 8 - Спектрограмма отклика на внешнее воздействие для Чарынской воды

Литература

1 Метакса Г.П., Молдабаева Г.Ж., Метакса А.С. Методика оценки отклика на внешние воздействия для флюидосодержащих систем // Труды ИГД им. Д. А. Кунаева, т.84, 2013, с. 205-209

References

1 Metaksa G.P., Moldabaeva G.Zh., Metaksa A.S. Metodika ocenki otklika na vneshnie vozdeystviya dlja fljuidosoderzhashhih sistem // Trudy IGD im. D.A.Kunaeva, t.84, 2013, s. 205-209 (in Russ.)

Резюме

Метакса А.С., Молдабаева Г.Ж.

(Д.А. Қонаев атындағы Кен істері институты, Алматы қ., Қазақстан)

КЮВЕТТИҢ ӨЛШЕМІНІҢ ЖӘНЕ МИНЕРАЛДЫҚ ҚҰРАМЫНА СПЕКТРАЛЬДІ ПАРАМЕТРЛЕРІНІҢ ҮЙКІПАЛЫНА ФЛЮИД ТЕМПЕРАТУРАСЫНЫҢ ӘСЕРІ

Жұмыста температураның әсерінің, концентрациясының және кюветтің геометриясының спектральді құрамының ұсынысының флюид құрамды композициясының эксперименттік мәліметтері келтірілген.

Түйін сөздер: спектр, флюид, әсер – лебіз, Пухаричтың жиілігі, факторыны анализ

Summary

Metaksa A.S., Moldabaeva G.Z.

(Mining Institute after D.A. Kunaev, Almaty, Kazakhstan)

EFFECT OF TEMPERATURE FLUID, SIZES AND MINERAL CUVETTE COMPOSITION ON SPECTRAL RESPONSE OPTIONS

This paper presents experimental data on the effect of temperature, concentration and cell geometry on the spectral composition of the fluid response containing compositions.

Keywords: spectrum, fluid, impact – response, Puharich frequency, factor analysis

Поступила 04.04.2014 г.

Метакса Г.П.¹, Багашарова Ж.Т.¹, Головченко О.Ю.²,
Метакса А.С.¹

(¹Институт горного дела им. Д. А. Кунаева, г. Алматы,

²Казахский национальный университет им. Аль-Фараби, г. Алматы)

ВЛИЯНИЕ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА И МАТЕРИАЛА ИЗМЕРИТЕЛЬНОЙ КЮВЕТЫ НА СПЕКТРАЛЬНЫЙ СОСТАВ ОТКЛИКА ВОДЫ ПРИ ВОЗДЕЙСТВИИ НА НЕЕ ЧАСТОТАМИ ПУХАРИЧА

Аннотация

В статье представлены результаты изменения спектрального состава откликов воды в зависимости от вида внешних воздействий.

Ключевые слова: *спектр, флюид, воздействие - отклик, частота Пухарича.*

Keywords: *spectrum, fluid, impact – response, Puharich frequency.*

Түйін сөздер: *спектр, флюид, әсер – лебіз, Пухаричтың жиілігі.*

В ходе выполнения экспериментальных работ с применением аналогово-цифрового преобразователя (АЦП) была выявлена зависимость спектрального состава откликов на внешние воздействия (изменение концентрации, состава, температуры) для флюидосодержащих композиций, приготовленных на основе воды, контактировавшей с никелем и индием.

С целью выявления причинно-следственных взаимосвязей был поставлен целевой эксперимент, позволяющий объяснить природу откликов на внешние воздействия. В качестве внешнего воздействия на продольные электроды измерительной кюветы подавали частоты 0,6; 1,2; 42,8 кГц, экспериментально обнаруженные Пухаричем А. [1] как частоты разложения воды. С поперечных электродов снимали спектральный состав отклика на эти воздействия. С целью выявления однородности в структурированной таким образом воде сигналы отклика подавали одновременно на два канала АЦП. Разница в амплитудных значениях спектров двух каналов дает представление о степени однородности возникающей структуры в разных объемах измерительной кюветы. Степень влияния может быть существенно усилена за счет возникновения резонансных соотношений между частотами воздействия и отклика.

Для возникновения резонансных соотношений необходимо выявить причины совпадений по частоте процессов воздействия и откликов на эти воздействия. Процессом воздействия в данном случае выбрано электромагнитное излучение от импульсного генератора, на котором использовались три режима воздействия – это 600, 12000 и 42800 Гц (частоты Пухарича). Эти переменные сигналы, проходя через воду экспериментальной кюветы, должны испытывать сопротивление на разных уровнях рассматривания:

- молекулярном – при структурировании молекул в разные формы кластеров или цепочек;

- макроуровне реальной кюветы, размеры и материал которой могут влиять на спектральный состав отклика путем появления в экспериментальном объеме кюветы стоячих волн, параметры которых зависят от продольных и

поперечных размеров ограничивающего их пространства. Стенки кюветы участвуют в процессах преобразования поступающей на них энергии путем поглощения или отражения этих волн. При полном отражении можно ожидать появления в спектре дополнительных линий отклика, величина которых будет максимальна в случае совпадения соответствующих частот воздействия и отклика на это воздействие.

На рисунке 1 приведена спектрограмма откликов воды, активированной индием, полученная в стеклянной кювете на частоте воздействия 42,8 кГц.

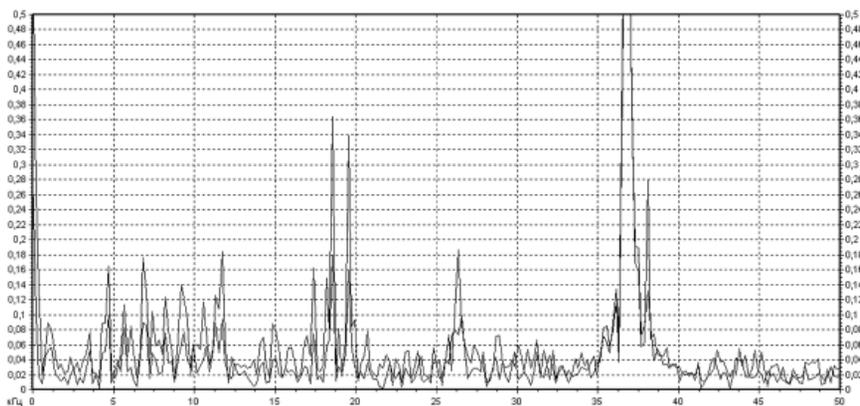


Рисунок 1 - Спектрограмма отклика воды, активированной индием, полученная в стеклянной кювете на частоте воздействия 42,8 кГц

Видно, что отклик на этой частоте трудно обнаружить, так как мощность (амплитуда) ответного сигнала не превышает фоновые значения. Зато максимальное значение отклика приходится на частоты 35,8 – 38,5 кГц. Этот диапазон соответствует стоячим волнам продольного направления для стекла ($5260/0,142 = 37$ кГц). Здесь активация воды индием, скорость звука в котором близка к скорости звука в воде, оказалась резонансной для продольных стоячих волн, возникающих в воде, активированной индием. Кроме того, большие амплитудные значения имеют гармоники основной частоты отклика ($37/2 = 18,9$ кГц; $37/3 = 12,3$ кГц; $37/4 = 9,25$ кГц). Максимум отклика на частоте 26 кГц может появиться для поперечных механических волн, распространяющихся в стекле – они вдвое больше, чем скорость звука в воде – это может отражать условие возникновения параметрического резонанса. В этом случае можно отметить, что за отклик на внешнее воздействие отвечают стоячие волны, обусловленные геометрией измерительной кюветы.

Не меняя условия замера (рисунок 2), тот же эксперимент провели в кварцевой кювете.

Вид спектрограммы существенно изменился. Во-первых, на ней есть от-

клик (малый) на частоте воздействия, во-вторых, отклик на 37 кГц стал меньше по амплитуде и в нем доля высокочастотных колебаний резко возросла

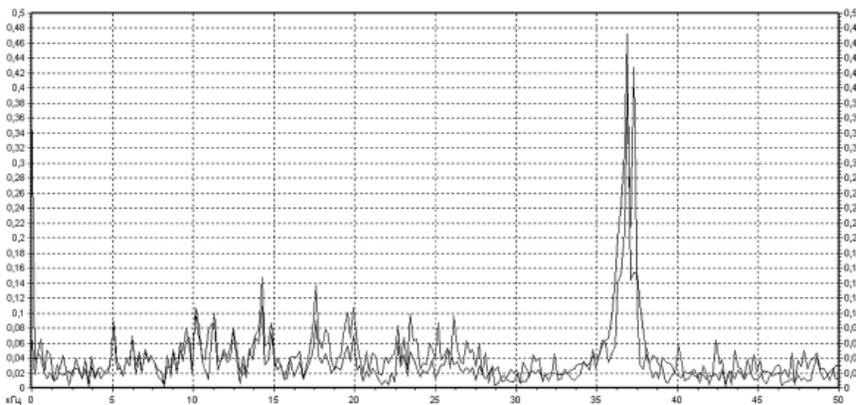


Рисунок 2 - Спектрограмма отклика воды, активированной индием, полученная в кварцевой кювете на частоте воздействия 42,8 кГц

Для воды, активированной никелем (рисунок 3), при замерах в кварцевой кювете, отсутствует отклик на основной частоте, но резко выросли значения отклика на частоте 37 кГц и 26 кГц. Кроме того, отсутствуют отклики гармонического ряда для основной частоты отклика.

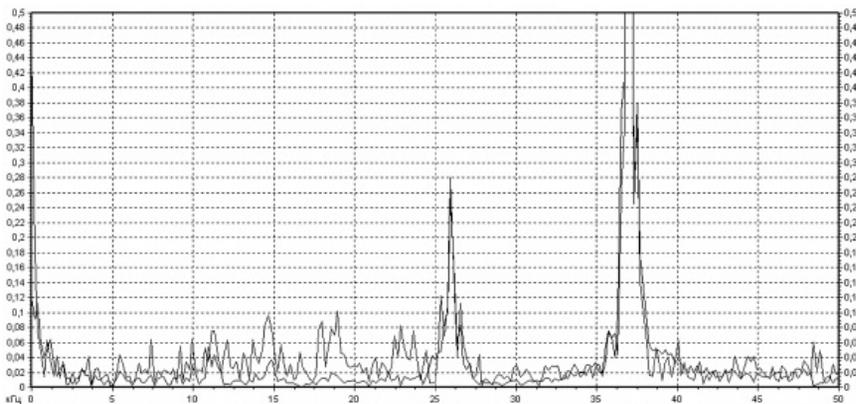


Рисунок 3 - Спектрограмма отклика воды, активированной никелем, полученная в кварцевой кювете на частоте воздействия 42,8 кГц

Те же закономерности прослеживаются для воды, активированной никелем (рисунок 4), при проведении замеров в стеклянной кювете.

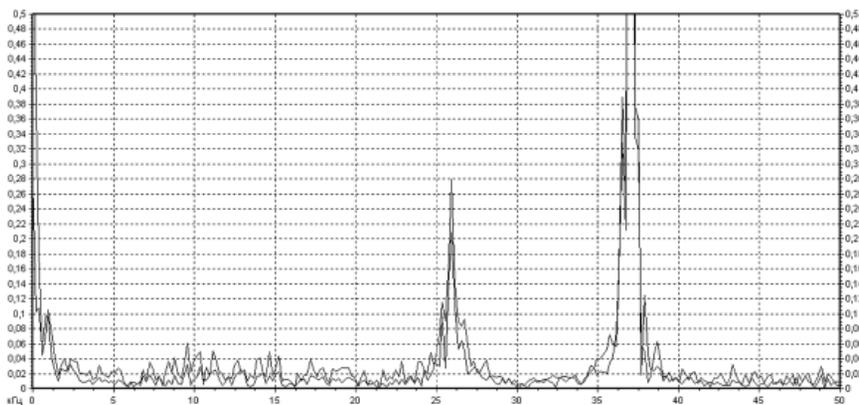


Рисунок 4 - Спектрограмма отклика воды, активированной никелем, полученная в стеклянной кювете на частоте воздействия 42,8 кГц

Результаты факторного анализа спектрограмм в зависимости от частоты воздействия и материалов – активаторов приведены в таблице 1.

В таблице приведены основные результаты замеров для 3 частот Пухарича (0,6; 1,2; 42,8 кГц). Видно, что большое значение имеет предварительная активация воды металлами, к которым вода структурно чувствительна. В данном эксперименте «индиевая» вода максимально чувствительна ко всем трем частотам воздействия, тогда как активация воды никелем в этом диапазоне частот нейтрализует отклик от стоячих волн, порождаемых геометрическим строением измерительной кюветы.

Выявленные резонансные совпадения, характерные для стоячих волн кюветы, могут проявить себя и на молекулярном уровне рассмотрения. Так молекула воды состоит из водорода и кислорода, скорость звука которых соответственно равно 1280 и 314 м/с. Если определять резонансную частоту для этих компонентов воды при возникновении стоячих волн, получим:

$$v_n = 1280/0,142 = 9014 \text{ Гц} \text{ – для водорода – продольные волны}$$

$$v = 1280/0,04 = 32\,800 \text{ Гц} \text{ – тоже, поперечные}$$

$$v_o = 314/0,142 = 2\,214 \text{ Гц} \text{ – для кислорода – продольные волны}$$

А для смеси слабо связанных газов скорость звука может быть равной $(314 + 1286 = 1600)$ 1600 м/с. Тогда резонансные частоты будут иметь следующие значения:

$$v_{np} = 1600/0,142 = 11\,267 \text{ Гц}$$

$$v_{nop} = 1600/0,04 = 40\,000 \text{ Гц}$$

Таблица 1 - Резонансные частоты для стоячих волн экспериментальной кюветы при замерах на частотах Пухарича (0,6; 1,2; 42,8; кГц)

№	Материал измерительной кюветы и ее масштаб, мм	Частота стоячих волн		Материал активатор	Амплитуда отклика, мВ		
		Для продольных волн	Для поперечных волн		кГц, частота воздействия	Продольных	поперечных
1	Стекло 140 Ø 40	10,714	37,5	индий	0,6	0,06	1,0
2	Стекло 140 Ø 40	10,714	37,5	индий	1,2	0,06	0,36
3	Стекло 140 Ø 40	10,714	37,5	индий	42,8	0,18	0,28
4	Стекло 140 Ø 40	32,87	114,2	никель	0,6	-	-
5	Стекло 140 Ø 40	32,87	114,2	никель	1,2	-	-
6	Стекло 140 Ø 40	32,87	114,2	никель	42,8	-	-
7	Кварц 142 Ø 42	10,273	35,714	индий	0,6	0,06	>1,0
8	Кварц 142 Ø 42	10,273	35,714	индий	1,2	0,08	1,0
9	Кварц 142 Ø 42	10,273	35,714	индий	42,8	0,1	0,47
10	Кварц 142 Ø 42	32,87	114,2	никель	0,6	-	-
11	Кварц 142 Ø 42	32,87	114,2	никель	1,2	-	-
12	Кварц 142 Ø 42	32,87	114,2	никель	42,8	-	-

Таким образом, можно прогнозировать качественное состояние и структурные особенности флюида, взаимодействующего с переменными воздействиями. Аналогичным образом можно оценивать и влияние материалов, ограничивающих объем флюида, а также степень предварительной активации флюидосодержащей смеси.

Влияние химического состава на спектральный состав отклика оценивали, добавляя в дистиллированную воду соляровое масло, этанол и хлорид магния (смотрите рисунки 5,6,7).

На спектрограмме рисунка 5 представлена спектрограмма отклика флюидосодержащей смеси воды с дизтопливом. Видно, что частота воздействия почти полностью преобразована в другие частоты, характерные для продольных и поперечных стоячих волн измерительной кюветы. Эти волны резонируют с водой на частотах 10,5 и 37,5 кГц, выдавая наибольшие амплитуды отклика, а также видны сигналы от продольных волн дизтоплива, скорость звука в котором равна 1315 м/с ($1315/0,142 = 9,3$ кГц), отклик от поперечных волн (32,8кГц) отсутствует ввиду структурных особенностей строения горючего. Химическая структура раствора этанола в воде отличается от нерастворимого дизтоплива, поэтому на рисунке 6 видны отклики от продольных и

поперечных стоячих волн, т.е. вблизи 8,5 и 29,5 кГц видны отклики, по амплитуде отличающиеся от фоновых значений спектрограммы. А солевой раствор неорганического соединения MgCl (рисунок 7) оказывает противоположное действие на вид спектрограммы – на ней видны только небольшие отклики на частотах поперечных волн вблизи 36,7 и 38 кГц. Полученные результаты свидетельствуют о том, что вид спектрограммы зависит от химического состава флюида и определить отклик можно по соотношению скорости звука компонентов флюида к продольным и поперечным размерам экспериментальной кюветы.

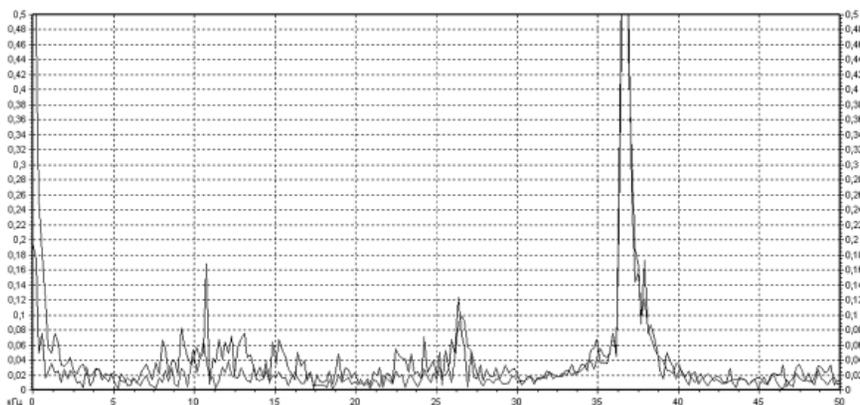


Рисунок 5 - Спектрограмма отклика дистиллированной воды с 2% дизельного топлива на частоте воздействия 42,8 кГц

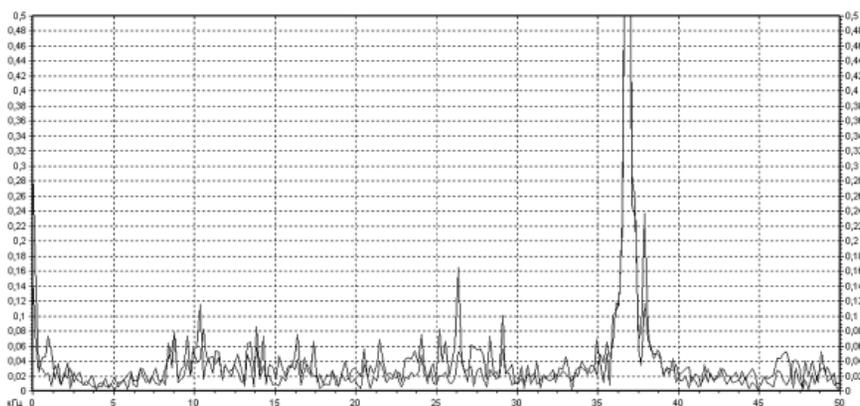


Рисунок 6 - Спектрограмма отклика дистиллированной воды с 40% этанола на частоте воздействия 42,8 кГц

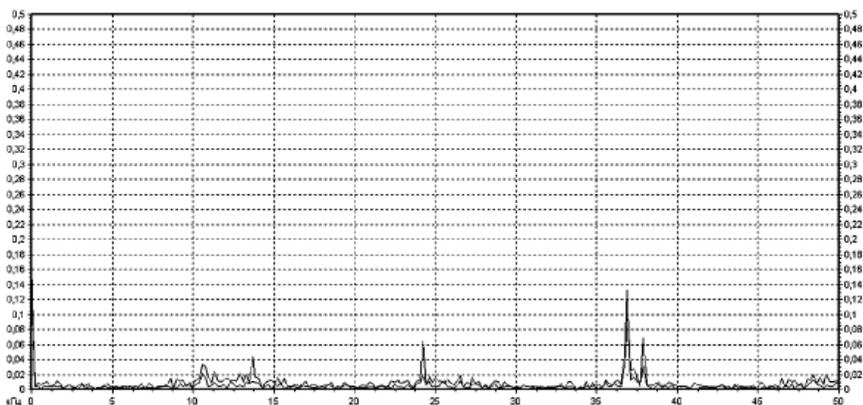


Рисунок 7 - Спектрограмма отклика дистиллированной воды с 1,5% хлорида магния на частоте воздействия 42,8 кГц

Совокупность полученных экспериментальных данных позволяет сделать следующие выводы:

1 Спектральный состав отклика на внешние воздействия зависит от структурного состояния флюида и геометрических параметров флюидосодержащих объемов.

2 Для получения заданных свойств флюида можно использовать переменные воздействия, экспериментально обнаруженные А. Пухаричем.

3 Анализ спектрограмм отклика на внешние воздействия следует проводить с учетом резонансных соотношений, присущих механическим колебаниям флюида или его компонентов при взаимодействии его со стоячими волнами, ограничивающими объем флюида.

Литература

1 Andria Henry Pucharich, патент USA № 9.394.230 от 19.07.1983 г.

References

1 Andria Henry Pucharich, patent USA № 9.394.230 от 19.07.1983 г.

Резюме

Метакса Г.П.¹, Головченко О.Ю.², Метакса А.С.¹

(¹ Д.А.Қонаев атындағы Кен істері институты, Алматы, ²Әл-Фараби атындағы Қазақ ұлттық университеті, Алматы)

Мақалада судың сипатының спектральді құрамының сыртқы ортадан тәуелділігі әсерінің нәтижесі көрсетілген

Түйін сөздер: спектр, флюид, әсер – лебіз, Пухаричтың жиілігі.

Summary

Metaksa G.P, Golovchenko O.U., Metaksa A.S.

(¹ Mining institute of D.A. Kunaev, Almaty,

²Kazahsky National University of Al-Farabi, Almaty)

The paper presents the results of changes in the spectral response of water depending on the type of external influences.

Keywords: spectrum, fluid, impact – response, Puharich frequency.

Поступила 04.04.2014 г.

Метакса Г.П., Васин М.К.

(Институт горного дела им. Д. А. Кунаева, г. Алматы)

РЕЗУЛЬТАТЫ ЗАМЕРА ОТКЛИКОВ НА ФОНОВОЕ ГАММА-ИЗЛУЧЕНИЕ ДЛЯ ВОДЫ В РАЗНЫХ СОСТОЯНИЯХ

Аннотация

В работе представлены результаты измерений и способ обработки полученных данных для воды, находящейся в разных состояниях. Замеры выполнены с помощью дозиметра, фиксирующего показания гамма-излучения. Показано, что выбранный способ является структурно-чувствительным для воды и ее компонентов.

Ключевые слова: вода, гамма-излучение, статистический анализ, гистограмма, отклик, воздействие, факторный анализ.

Түйін сөздер: су, гамма-сәулелендіру, статистикалық анализ, гистограмма, бәсең, әсер, факторлық анализ.

Keywords: water, gamma radiation, statistical analysis, histogram, response, influence, factorial analysis.

В лаборатории физико-технических проблем Института горного дела им. Д.А. Кунаева разработан новый способ мониторинга состояния горных пород [1]. Этот способ основан на регистрации гамма-излучения материалов, находящихся в разных агрегатных состояниях. При достаточной количественной выборке (не менее 30 замеров) можно проводить статистический анализ полученных значений путем построения гистограмм отклика на излучения, преобразованные породой. Количество максимумов на гистограмме распределения значений отклика свидетельствует о протекании разных механизмов поглощения и отражения фонового гамма-излучения. Для целей калибровки причинно-следственных взаимодействий был поставлен эксперимент, позволяющий определить реакции отклика воды разного качества. На рисунках 1,2,3 приведены результаты замеров для дистиллированной, водопроводной и радоновой воды из месторождения термальных вод «Арасан».

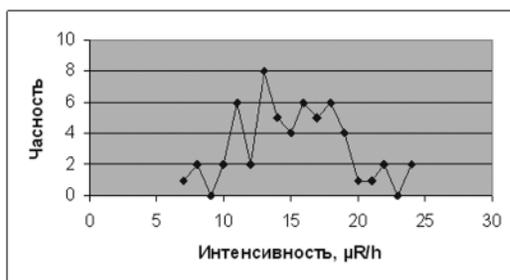


Рисунок 1 – Интенсивность отклика для дистиллированной воды

Вода, не имеющая примесей (дистиллированная), по своему химическому составу должна давать информацию о состоянии водородных, кислородных и молекулярных взаимодействий в виде возникающих максимумов на гистограмме, рисунок 1. Действительно на гистограмме хорошо выражены три максимума, соответствующие значениям интенсивности 11, 13 и 16-18 $\mu\text{R/h}$.

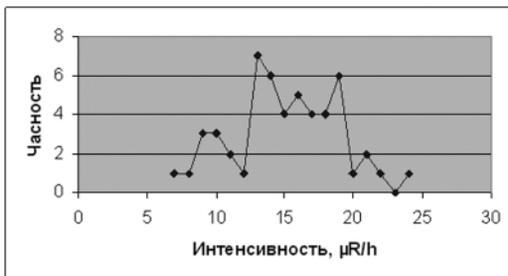


Рисунок 2 – Интенсивность отклика для воды водопроводной минерализации

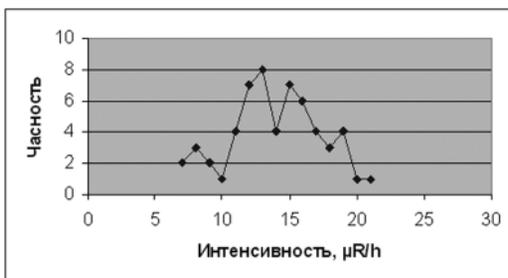


Рисунок 3 – Интенсивность отклика для воды радонового источника

Однако определить их конкретное происхождение на этом этапе исследования не представляется возможным. В воде водопроводной минерализации (рисунок 2) появляется дополнительный максимум в области малых интенсивностей (9-10 $\mu\text{R/h}$), свидетельствующий об увеличении поглощающей способности воды за счет присутствия минеральных добавок. Сохранился максимум при 13 $\mu\text{R/h}$ и размытый переход вблизи значений 16-19 $\mu\text{R/h}$.

Растворенный в воде радиоактивный газ радон (рисунок 3) сместил максимум в зоне низких интенсивностей к значению, характерному для дистиллированной воды (8 $\mu\text{R/h}$), а острый пик при 13 $\mu\text{R/h}$ имеет размытость в области 12-13 $\mu\text{R/h}$. Количественные значения в зоне третьего максимума много меньше по сравнению с предыдущими и находятся в диапазоне значений от 15 до 19 $\mu\text{R/h}$.

Идентификация при таком объеме информации может быть только предположительной. Поэтому на следующем этапе исследования был поставлен

эксперимент, в котором воду разлагали на водород и кислород с помощью активированного алюминия по реакции:



На рисунках 4,5 приведены результаты этого опыта для дистиллированной воды и воды водопроводной минерализации.

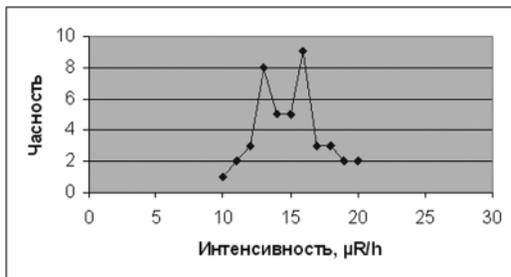


Рисунок 4 – Гистограмма отклика дистиллированной воды при реакции водородовыделения

Реакция разложения воды в этом случае сопровождается появлением чистого водорода, а кислород связывается с прореагировавшим алюминием в его оксид Al_2O_3 . Это значит, что на представленных гистограммах должен быть один неизменяющийся максимум. Такой максимум есть на обеих гистограммах вблизи $13 \mu R/h$. Так мы определили для воды ее водородный показатель.

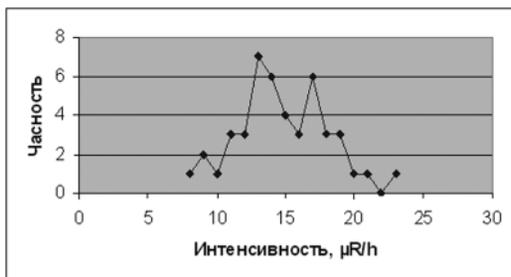


Рисунок 5 – Гистограмма отклика водопроводной воды при реакции водородовыделения

При этом на гистограмме дистиллированной воды четко видны два острых пика с наибольшими количественными значениями интенсивности около 13 и $16 \mu R/h$. В водопроводной воде эти соотношения другие: водородный пик размыт до значений $13-14 \mu R/h$, а максимум при $16 \mu R/h$ смещен в сторону больших значений интенсивности, что может означать протекание в этой области

структурных преобразований - в данном случае появление новой структуры с участием гидроксида алюминия. Так можно идентифицировать второй максимум как структурный.

Дальнейшее усложнение эксперимента, сопровождающееся изменением структурного строения воды в момент ее разложения, привело к появлению нового вида гистограмм отклика. На рисунках 6 и 7 показаны эти результаты, полученные при наложении на процесс водородовыделения электромагнитных полей от катушек разной конструкции.

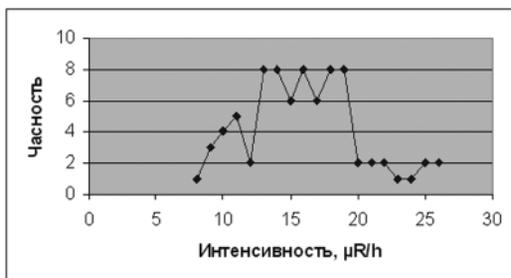


Рисунок 6 – Гистограмма отклика воды в момент ее разложения с катушкой (винтовая нарезка)

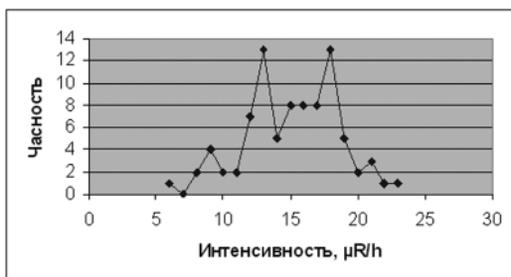


Рисунок 7 – Гистограмма отклика воды в момент ее разложения с катушкой Теслы

Для катушки с винтовой нарезкой (рисунок 6) характерно появление размытого максимума в области низких значений интенсивности, что может означать появление новых структур, связанных с поляризацией компонентов разлагающейся воды. Пик при 13 $\mu\text{R/h}$, определенный нами как “водородный”, остается на своем заданном месте, но он сливается в широкий максимум со значениями 15-19 $\mu\text{R/h}$. Некоторые элементы структуры приобретают отражательную способность, так как появляются значения интенсивности вблизи 22-26 $\mu\text{R/h}$.

Для другой катушки (рисунок 7), имеющей две обмотки (катушка Тесла), подключенной по приемной схеме, вид гистограммы существенно отличается от предыдущей. Водородный пик наиболее ярко выражен и имеет острую

форму. Структурная зона (15-17 $\mu\text{R/h}$) превратилась в площадку (среднестатистическое распределение), но появился новый пик вблизи 19 $\mu\text{R/h}$, свидетельствующий по количественному признаку об однородной поляризации возникающих структур под действием протекающих токов. Можно только отметить, что эти структурные элементы обладают достаточной отражательной способностью, так как дозиметр не фиксирует значений, превышающих 23 $\mu\text{R/h}$. Следует отметить, что замеры проводились в одинаковых термодинамических условиях одновременно на 2 приборах.

Указанная последовательность выполнения экспериментальных работ позволила разработать матрицу проведения факторного анализа, приведенную в таблице 1.

Разработанная матрица свидетельствует о том, что зафиксированные дозиметром значения интенсивности гамма-откликов на фоновое излучение обладают свойством структурной чувствительности по отношению ко всем возможным структурным компонентам воды.

Таблица 1 - Матрица факторного анализа для оценки состояния воды и ее растворов

Состояние воды	Структурные компоненты воды			
	(H) водород	(O) кислород	(OH) гидроксильная группа	(H ₂ O) _n кластеры
Дистиллированная	+	-	+	-
Водопроводная (Алматы)	+	-	+	+
Радоновая (источник "Арасан")	+	-	+	±
Активированная катушкой Теслы	+	-	+	+

Количественные их соотношения можно определить по формуле Смирнова А.П. [2]:

$$\ln \frac{\eta}{1-\eta} - \ln \frac{\eta_1}{1-\eta_1} = \varepsilon_i \left(\frac{D-D_i}{D_i} \right)^n \quad (2)$$

Это соотношение устанавливает связь энергии, необходимой для перехода в другое состояние многочастичной системы при изменении доли частиц в возбужденном состоянии от η до η_1 (левая часть уравнения). Правая часть уравнения равновесия характеризует энергию изменения меры воздействия на систему от D до D_i (в качестве D могут выступать температура, магнитное поле, давление, частота, плотность, скорость и другие, меняющиеся под действием внешних сил параметры). Анализ системных связей в твердом веществе, выполненный для четырех уровней рассмотрения, показал, что величина ε_i может быть равна 1, 10, 100, 1000.

Таким образом, это уравнение может характеризовать несколько видов равновесия, в которых количественные соотношения между возбужденными и невозбужденными элементами структуры уравниваются путем изменения физических свойств вещества.

Совокупность полученных экспериментальных фактов позволяет сделать следующие выводы:

1 Метод замера откликов воды на фоновое гамма-излучение является структурно-чувствительным по отношению ко всем химическим компонентам излучаемого флюида.

2 Для определения калибровочных параметров (идентификация) можно использовать статистический анализ. Путем построения гистограмм интенсивности легко выявляются причинно-следственные взаимосвязи для определения механизмов процессов, протекающих при внешнем воздействии.

Литература

1 Буктуков Н.С., Метакса Г.П. Основы комплексного мониторинга состояния горных пород для решения задач управления катастрофическими событиями. Доклады НАН РК, Алматы, №3, 2014г.

2 Смирнов А.П. Общие закономерности развития фазовых переходов./Рига, 1978 г., с.3-28.

References

1 Buktukov N.S., Metaksa G.P. Osnovy kompleksnogo monitoringa sostojanija gornyh porod dlja reshenija zadach upravlenija katastroficheskimimi sobytijami. Doklady NAN RK, Almaty, №3, 2014 (in Russ).

2 Smirnov A.P. Obshhie zakonomernosti razvitija fazovyh perehodov./Riga, 1978g.,s.3-28(in Russ).

Резюме

Метакса Г.П., Васин М.К.

(Д.А. Қонаев атындағы Кен істері институты, Алматы қ.)

ӘРТҮРЛІ КҮЙЛЕРДЕГІ ТҮСІ ГАММА-СӘУЛЕЛЕНДІРУ СУЫНА БӘСЕҢ ӨЛШЕМДЕРІНІҢ НӘТИЖЕСІ

Жұмыста өлшемдердің және суға алынған мәліметтердің әртүрлі жағдайларда болатын өңдеу түрінің нәтижелері көрсетілген. Дозиметр көмегімен гамма-сәулелендіру тіркелген көрсетімдермен өлшемдері орындалған. Суға және оның компоненттеріне таңдалған құрылымды-сезімтал түрі болып көрсетілген.

Түйін сөздер: су, гамма-сәулелендіру, статистикалық анализ, гистограмма, бәсең, әсер, факторлық анализ.

Summary

Metaxa G.P., Vassin M.K.

(Institute of Mining by D. A. Kunaev, Almaty)

RESULTS OF MEASUREMENT OF RESPONSES TO BACKGROUND GAMMA RADIATION FOR WATER IN DIFFERENT STATES

In work results of measurements and a way of processing of the obtained data for the water which is in different states are presented. Measurements are executed by means of the dosimeter of the fixing indication of gamma radiation. It is shown that the chosen way is structural and sensitive for water and its components.

Keywords: water, gamma radiation, statistical analysis, histogram, response, influence, factorial analysis.

Поступила 08.07. 2014 г.

Булат А.Ф., Ключев Э.С.

(Институт геотехнической механики им. Н. С. Полякова Национальной академии наук Украины, г. Днепропетровск)

РАЗРАБОТКА МОДЕЛИ ПРОЦЕССА ТЕПЛООВОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА НЕКОНДИЦИОННОЕ УГОЛЬНОЕ СЫРЬЕ ПРИ ЕГО УТИЛИЗАЦИИ

Аннотация

Представлены результаты исследований по изучению физико-химических процессов, протекающих при тепловом воздействии на некондиционный уголь и угольный шлам. Разработан физико-химический механизм выделения компонентов газовой фазы. Приведена математическая модель процесса теплового воздействия для установления распределения температуры и концентрации углеродсодержащего пылеобразного сырья и окислителя в реакционной зоне.

Ключевые слова: *тепловое воздействие, некондиционный уголь, угольный шлам, механизм выделения компонентов газовой фазы, моделирование, температура.*

Түйін сөздер: *жылу әсерін пайдалану, сапашартқа сәйкес келмейтін көмір, көмір қалдығы, газ фазасы компоненттері бөлінуінің механизмі, модельдеу, температура.*

Keywords: *thermal impact, low-grade coal, coal slurry waste, mechanism of gas phase components yield, modeling, temperature.*

На сегодня в условиях ограниченных запасов нефти и газа в Украине возникает необходимость пересмотра структуры топливно-энергетического комплекса и переориентации его на более широкое применение альтернативного топлива, образованного при добыче и переработке углей [1-3]. Одним из наиболее перспективных считается энерготехнологическая переработка отходов горной промышленности посредством физико-химических процессов пиролиза. Такой процесс характеризуется относительной простотой и возможностью получения технологических газов (таких как метан, синтез-газ, водород и др.) с последующей их реализацией.

Несмотря на значительные достижения, в аналитическом описании распределения температуры процесса, концентрации частиц углеродсодержащего материала и воздуха в реакционной зоне не учтено влияние плотности воздуха.

В математическом моделировании подобных процессов известно несколько подходов [4,5]. Первым подходом пользовались при рассмотрении стационарной теории теплового воздействия при условии, что градиент температуры по длине реакционной зоны отсутствовал, теплообмен внутри смеси осуществлялся теплопроводностью, а теплоотдача в окружающую среду – конвекцией. Однако выявить влияние физических условий и свойств топлива на динамику распределения температуры в тепловом процессе было сложно. Согласно второму подходу, рассматривали нагрев инертных частиц угольной пыли до определенной температуры, по достижении которой процесс разви-

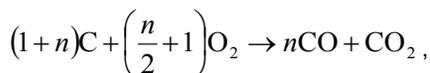
вался мгновенно, а при определении распределения температур процессами окисления пренебрегали.

Таким образом, целью данной работы является установление физико-химического механизма выделения компонентов газовой фазы для получения технологических газов и разработка математической модели исследуемого процесса. Это представляет не только научный интерес, но и имеет важное практическое значение для совершенствования существующих способов переработки некондиционных углей и угольных шламов (НУУШ).

Теория Фукса-Кревелена [5] утверждает, что механизм теплового воздействия можно с достаточной степенью точности описать как цепочку химических реакций распада органического вещества, ускоряющихся по мере его нагревания и происходящих как в прилегающем слое, так и на внешней поверхности частиц. При этом полагали, что первоначально тепловое воздействие на НУУШ приводит к протеканию газификационного процесса по следующим реакциям:



Установлено, что CO_2 и CO образуются одновременно, а их соотношение зависит от термического режима процесса, и брутто-реакцию представляют в виде



где n – величина, характеризующая полноту выгорания углерода до CO_2 ; если $n = 0$, то единственным продуктом реакции является CO_2 , если $n \gg 1$ – образуется CO .

При повышении температуры и понижении давления отношение CO/CO_2 увеличивается, а его величину можно найти из соотношения

$$n = CO / CO_2 = A \exp(-E / RT),$$

где A – экспериментальная константа; E – энергия активации, Дж/моль; $R = 8,31$ Дж/(моль·К) – универсальная газовая постоянная; T – температура, К.

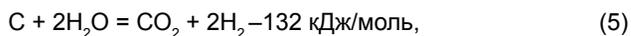
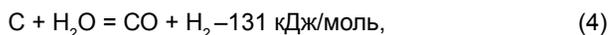
Для предварительной оценки можно пользоваться многочисленными эмпирическими выражениями вида [7]:

$$n = 2,511 \cdot 10^3 \exp(-51550 / RT),$$

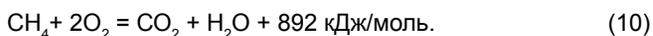
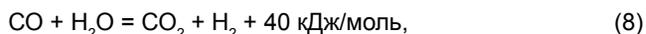
$$n = 2,766 \cdot 10^3 \exp(-52685 / RT) \cdot$$

Расчетным путем установлено, что при температуре до 500 К отношение $\text{CO}:\text{CO}_2$ равно 0, а при 800 К – приближается к единице. Считается, что реакция кислорода с углеродным веществом проходит не на всей поверхности, а лишь на определенных участках – активных центрах, наличие которых обусловлено углеродными дислокациями, неорганическими примесями, кислородными или водородными функциональными группами [6].

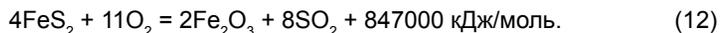
Аналитически установлено, что, кроме реакций (1) и (2), на внешней поверхности частиц при высокотемпературном тепловом воздействии протекают следующие реакции:



В условиях встречной диффузии от поверхности углерода в поток диффундирующего окислителя происходит взаимодействие между отдельными компонентами газовой фазы по реакциям:



В нашем случае также следует учитывать протекание процессов, связанных с тепловым воздействием на серу НУУШ по реакциям:



Таким образом, представляется возможным сформулировать физико-химический механизм выделения компонентов газовой фазы при тепловом воздействии на НУУШ, заключающийся в том, что вначале происходит выход адсорбированных газов, затем появляются пары воды и диоксида углерода,

далее – метан, сероводород, угарный газ и водород. А в случае, если эти компоненты будут находиться в контакте с углеродной поверхностью, то могут протекать одновременно несколько последовательных или параллельных реакций.

Для установления закономерностей распределения температуры и концентрации углеродсодержащего пылеобразного сырья и окислителя в реакционной зоне приняты следующие допущения:

1) химические реакции происходят в одномерном потоке во всем объеме пылевоздушной смеси определенного начального состава в прямоточной цилиндрической камере, температура стенок которой равна начальной температуре смеси;

2) частицы имеют сферическую форму и одинаковые размеры, а в потоке распределены равномерно и их гранулометрический состав считается заранее известным;

3) во входном сечении камеры скорость и температура пылеобразных частиц равны скорости и температуре в потоке;

4) теплоемкость пылеобразных частиц и кислорода не зависят от температуры процесса;

5) в процессе теплопередачи тепловым излучением пренебрегали ввиду невысокой температуры;

6) в качестве кинетических констант приняты их эффективные значения.

Принятым условиям отвечает математическая модель, описывающая единый процесс реагирования, в виде системы трех уравнений: теплового баланса реагирующей пылевоздушной смеси, материального баланса по расходу пылеугольных частиц и по расходу кислорода [8].

В уравнение баланса тепла для реагирующей смеси без учета теплового излучения входят: количество теплоты Q_p , выделяющееся при прохождении химических реакций, количество теплоты Q_n , которое расходуется на разогрев смеси и количество теплоты Q_m , которое отводится через стенку цилиндрической камеры в окружающую среду. Это уравнение можно записать в виде

$$Q_p - Q_n - Q_m = 0.$$

При равномерном распределении углеродсодержащих частиц в пылевоздушной смеси выражение для количества тепла Q_p в единицу объема за единицу времени можно представить в виде

$$Q_p = Q_n^p \beta C \mu \left(\frac{273}{T} \right)^2 f k, \quad (13)$$

где Q_n^p - удельная теплота сгорания углеродсодержащего материала, Дж/кг;
 β – стехиометрический коэффициент, характеризующий отношение количество прореагированного углеродсодержащего материала к количеству израсходованного при этом воздуха, кг/кг;

C, μ – текущие значения концентрации кислорода и частиц углеродсодержащего материала при нормальных физических условиях, кг/м³;

$\left(\frac{273}{T}\right)^2$ – коэффициент приведения концентрации частиц углеродсодержащего материала и воздуха к действительным условиям;

f – общая поверхность частиц в 1 кг углеродсодержащего материала, м²/кг;

k – константа скорости химических реакций, м/с.

Константу скорости реакций согласно уравнению С.Аррениуса можно представить в виде

$$k = k_0 e^{-E/RT}, \quad (14)$$

где k_0 – предэкспоненциальный множитель, зависящий от полного числа соударений молекул углеродсодержащего материала и воздуха, м/с;

E – энергия активации процесса, Дж/моль;

$R = 8,31$ Дж/моль·К – универсальная газовая постоянная;

T – текущая температура, К.

Текущие значения концентрации воздуха и пылеугольных частиц углеродсодержащего материала в цилиндрической камере можно представить как безразмерные величины, в долях от их начальных значений

$$\bar{C} = \frac{C}{C_0}; \quad \bar{\mu} = \frac{\mu}{\mu_0}. \quad (15)$$

Аналогично можно перейти от текущих значений температуры до безразмерных, используя следующее выражение

$$\theta = \frac{RT}{E}. \quad (16)$$

Перейдя в выражении (13) к безразмерным концентрациям по выражению (15) и безразмерной температуре по выражению (16) и подставляя (14) в (13), получим

$$Q_p = 273^2 Q_n^p \beta k_0 C_0 \mu_0 f \frac{R^2}{E^2} \bar{C} \bar{\mu} \frac{1}{\theta^2} e^{-\frac{1}{\theta}}. \quad (17)$$

Расход теплоты на нагрев пылевоздушной смеси составляет

$$Q_n = C_{cm} W \frac{dT}{dx}, \quad (18)$$

где C_{cm} – теплоемкость пылевоздушной смеси, Дж/м³·К;

W – скорость подачи при 0°С;

x – продольная координата, м.

Теплоемкость смеси зависит от массовой теплоемкости воздуха C_ϵ , его плотности ρ_ϵ , концентрации пылеугольных частиц углеродсодержащего материала μ_0 и их теплоемкости C_ϵ

$$C_{cm} = C_\epsilon \rho_\epsilon + \mu_0 C_\epsilon. \quad (19)$$

Подставив выражение (19) в (18) и перейдя к безразмерной температуре по выражению (16), получим

$$Q_n = \frac{E}{R} W (C_g \rho_g + \mu_0 C_u) \frac{d\theta}{dx}. \quad (20)$$

Отвод теплоты в окружающую среду осуществляется путем конвекции и описывается законом Ньютона-Рихмана

$$Q_m = \frac{S}{V} \alpha_w (T - T_0), \quad (21)$$

где $S = \pi dl$ – площадь поверхности цилиндрической камеры, м²; V – объем камеры, м³; α_w – коэффициент теплоотдачи к поверхности камеры, Вт/м²·К; T_0 – температура стенки, К.

После подстановки выражений для площади и объема в уравнение (21), сокращения подобных и перехода к безразмерной температуре по выражению (16), получим

$$Q_m = \frac{4}{d} \alpha_w \frac{E}{R} (\theta - \theta_0). \quad (22)$$

Подставим выражения (17), (20) и (22) в уравнение (13), разделим на комплекс постоянных величин и получим уравнение теплового баланса для реагирующей смеси в безразмерном виде:

$$273^2 Q_n^p \beta k_0 C_0 \mu_0 f \frac{R^2}{E^2} \bar{C} \bar{\mu} \frac{1}{\theta^2} e^{\frac{1}{\theta}} - \frac{E}{R} W (C_g \rho_g + \mu_0 C_u) \frac{d\theta}{dx} - \frac{4}{d} \alpha_w \frac{E}{R} (\theta - \theta_0) = 0;$$

$$\bar{C} \bar{\mu} \frac{1}{\theta^2} e^{\frac{1}{\theta}} - \frac{d\theta}{dx} - \Omega (\theta - \theta_0) = 0, \quad (23)$$

где $\chi = \frac{273^2 R^3 Q_n^p \beta C_0 \mu_0 f k_0}{(C_g \rho_g + \mu_0 C_u) W E^3} x$ – безразмерная координата;

$\Omega = \frac{4 \alpha_w E^3}{273^2 R^3 Q_n^p \beta C_0 \mu_0 f k_0 d}$ – безразмерный коэффициент теплоотдачи.

Уравнение материального баланса по расходу частиц углесодержащего материала можно записать в виде

$$\frac{d\mu}{d\tau} = -\beta f C \mu \left(\frac{273}{T} \right)^2 k_0 e^{-E/RT}, \quad (24)$$

Приведем уравнение (24) к безразмерному виду. Для этого необходимо переменную τ выразить через x , используя соотношение $d\tau = \frac{1}{W} dx$, а затем от x перейти к переменной χ . В итоге получим

$$\frac{d\bar{\mu}}{d\tau} = -\frac{1}{\theta_{ad}} \bar{C}\bar{\mu} \frac{1}{\theta^2} e^{-\frac{1}{\theta}}, \quad (25)$$

где θ_{ad} – безразмерный адиабатический прирост температуры пылевоздушной смеси над начальной температурой.

Расчет проводится при следующих условиях:

– при избытке кислорода: $\theta_{ad} = \frac{Q_n^p \mu_0 R}{C_{см} E}$;

– при недостатке кислорода:

$$\theta_{ad} = \frac{Q_n^p \beta C_0 R}{C_{см} E}$$

Уравнение материального баланса по расходу кислорода можно получить из уравнения взаимосвязи между пропорциональными количествами пылеугольных частиц углеродсодержащего материала и кислорода при химическом реагировании в процессе теплового воздействия. Эта связь выражается зависимостью

$$(\mu_0 - \mu) = \beta(C_0 - C). \quad (26)$$

Переходя к безразмерным величинам выражение (14) примет вид

$$\mu_0(1 - \bar{\mu}) = \beta C_0(1 - \bar{C}). \quad (27)$$

Подставив в (15) соотношения и получим $\mu_0 = 1/\alpha V^0$ и $\beta = 1/V^0 C_0$

$$\bar{C} = 1 - \left(\frac{1 - \bar{\mu}}{\alpha} \right), \quad (28)$$

где α – коэффициент избытка кислорода.

Таким образом, математическая модель процесса теплового воздействия на НУУШ описывается с помощью дифференциальных уравнений первого порядка (23) и (25), а также выражения (28), и представлена в виде:

$$\begin{cases} \frac{d\theta}{d\chi} = \bar{C}\bar{\mu} \frac{e^{-1/\theta}}{\theta^2} - \Omega(\theta - \theta_o); \\ \frac{d\bar{\mu}}{d\chi} = -\frac{1}{\theta_{ad}} \bar{C}\bar{\mu} \frac{e^{-1/\theta}}{\theta^2}; \\ \bar{C} = 1 - \left(\frac{1 - \bar{\mu}}{\alpha} \right). \end{cases} \quad (29)$$

Начальные условия: при $\chi = 0; \theta = \theta_0; \bar{C} = 1; \bar{\mu} = 1$.

Следует отметить, что фактором нелинейности в обоих дифференциальных уравнениях системы (29) является наличие компоненты $\frac{1}{\theta^2} e^{-\frac{1}{\theta}}$, полу-

ченной из уравнения С. Аррениуса. Проведя математические преобразования, эту компоненту можно исключить из системы следующим образом. Из второго дифференциального уравнения системы (29) можно записать

$$\bar{C}\bar{\mu} \frac{e^{-1/\theta}}{\theta^2} = -\theta_{ao} \frac{d\bar{\mu}}{d\chi}. \quad (30)$$

Подставляя правую часть выражения (30) в первое дифференциальное уравнение системы (29) вместо , получим

или

$$\frac{d\theta}{d\chi} + \theta_{ao} \frac{d\bar{\mu}}{d\chi} = -\Omega(\theta - \theta_0). \quad (31)$$

Поскольку безразмерный адиабатический прирост температуры не зависит от безразмерной координаты, выражение (31) можно записать следующим образом

$$\frac{d}{d\chi}(\theta + \theta_{ao}\bar{\mu}) = -\Omega(\theta - \theta_0). \quad (32)$$

Введя замену $\Phi = \theta + \bar{\mu}\theta_{ao}$ в уравнение (32), получим

$$\frac{d\Phi}{d\chi} = -\Omega(\theta - \theta_0). \quad (33)$$

Решая дифференциальное уравнение (33) путем разделения переменных получено выражение, которое можно записать в виде

$$\theta + \theta_{ao}\bar{\mu} = \int -\Omega(\theta - \theta_0) d\chi. \quad (34)$$

Однако это выражение не дает возможности решить систему (29), поскольку неизвестна зависимость $\theta(\chi)$. Для ее нахождения воспользуемся уравнением теплового баланса для реагирующей смеси (23) без учета теплового излучения. Если в нем принять постоянство концентраций реагирующих веществ ввиду малого их изменения, т.е. $\bar{C} = \bar{\mu} = 1$, то для этого случая получим следующее выражение в безразмерном виде

$$\frac{d\theta}{d\chi} = \frac{e^{-1/\theta}}{\theta^2} - \Omega(\theta - \theta_0). \quad (35)$$

Начальные условия: при $\chi = 0$; $\theta = \theta_0$;

Решение уравнения (35) универсально для любых сыпучих тел и режимных условий, поскольку в явном виде не содержит физико-химические константы, они включены в состав безразмерной координаты χ .

Однако, как утверждают авторы [4], получить аналитическое решение дифференциального уравнения (35) не представляется возможным из-за наличия в правой части уравнения существенно нелинейной компоненты $\frac{1}{\theta^2} e^{-\frac{1}{\theta}}$.

Анализ поведения нелинейного слагаемого показал, что с высокой степенью точности оно может быть представлено полиномом второй степени

$$f(\theta) = \frac{1}{\theta^2} e^{-\frac{1}{\theta}} \approx a_0 \cdot \theta^2 + a_1 \cdot \theta + a_2, \quad (36)$$

где a_0 , a_1 , a_2 – эмпирические коэффициенты, зависящие от выбора температурного интервала теплового процесса.

К примеру, в диапазоне температур от 400 до 1500°C выражение (36) будет выглядеть как $f(\theta) = 7,27\theta^2 - 1,01\theta + 0,03$. Коэффициент аппроксимации при этом равен 0,983, что свидетельствует о высокой степени вероятности описания искомой функции параболической кривой.

Путем несложных математических преобразований выражений (35) и (36) получим решение в общем виде

$$\theta(\chi) = \frac{a^* \operatorname{tg} \left[\frac{a^* (\chi + c_1)}{2} \right] - a_1 + \Omega}{2a_0}, \quad (37)$$

где $a^* = \sqrt{4a_0a_2 - a_1^2 + 2a_1\Omega + 4a_0\theta_0\Omega - \Omega^2}$ – постоянная для данных условий величина;

c_1 – постоянная интегрирования, определяемая из начальных условий, и в общем виде равна

$$c_1 = \frac{2 \operatorname{arctg} \left(\frac{2a_0\theta_0 + a_1 - \Omega}{a^*} \right)}{a^*}. \quad (38)$$

Подстановка выражения (37) в левую часть уравнения (34) и дальнейшее его интегрирование позволило получить выражение для безразмерной концентрации $\bar{\mu}$, которое представлено в виде

$$\theta + \theta_{ad} \bar{\mu} = \frac{1}{2a_0} \Omega \left[\chi(a_1 + 2a_0\theta_0 - \Omega) + 2 \ln \left[\cos(0,5a^*(c_1 + \chi)) \right] \right] + c_2, \quad (39)$$

где c_2 – постоянная интегрирования, определяемая из начальных условий, и в общем виде равна

$$c_2 = \theta_0 + \theta_{ad} - \frac{1}{a_0} \Omega \ln \left[\cos(0,5a^*c_1) \right]. \quad (40)$$

Подстановка выражений (37), (38) и (40) в уравнение (39) позволила представить аналитическое решение для определения количества прореагировавших частиц углеродсодержащего материала в виде

$$\begin{aligned} \bar{\mu}(\chi) = & \frac{1}{2a_0\theta_{ad}} (a_1 + 2a_0c_2 - \Omega + a_1\chi\Omega + 2a_0\theta_0\chi\Omega - \chi\Omega^2 + \\ & + 2\Omega \cdot \ln[\cos(0,5a^*(c_1 + \chi))] - a^* \cdot \operatorname{tg}(0,5a^*(c_1 + \chi))). \end{aligned} \quad (41)$$

Таким образом, полученное решение системы дифференциальных уравнений (29) в безразмерной форме представлено в виде

$$\left\{ \begin{aligned} \theta(\chi) &= \frac{a^* \operatorname{tg} \left[\frac{a^*(\chi + c_1)}{2} \right] - a_1 + \Omega}{2a_0}; \\ \bar{\mu}(\chi) &= \frac{1}{2a_0\theta_{ad}} (a_1 + 2a_0c_2 - \Omega + a_1\chi\Omega + 2a_0\theta_0\chi\Omega - \chi\Omega^2 + \\ &+ 2\Omega \cdot \ln[\cos(0,5a^*(c_1 + \chi))] - a^* \cdot \operatorname{tg}(0,5a^*(c_1 + \chi))); \\ \bar{C}(\chi) &= \frac{1}{\alpha} \left(\alpha - 1 + \frac{1}{2a_0\theta_{ad}} (a_1 + 2a_0c_2 - \Omega + a_1\chi\Omega + 2a_0\theta_0\chi\Omega - \chi\Omega^2 + \right. \\ &+ 2\Omega \cdot \ln[\cos(0,5a^*(c_1 + \chi))] - a^* \cdot \operatorname{tg}(0,5a^*(c_1 + \chi))). \end{aligned} \right. \quad (42)$$

При этом значения постоянных комплексов имеют вид

$$a^* = \sqrt{4a_0a_2 - a_1^2 + 2a_1\Omega + 4a_0\theta_0\Omega - \Omega^2};$$

$$c_1 = \frac{2 \operatorname{arctg} \left(\frac{2a_0 \theta_0 + a_1 - \Omega}{a^*} \right)}{a^*};$$

$$c_2 = \theta_0 + \theta_{ad} - \frac{1}{a_0} \Omega \ln \left[\cos \left(0,5 a^* c_1 \right) \right]$$

В случае же, когда процесс теплового воздействия проходит в адиабатических условиях, т.е. $\Omega = 0$, систему (42) можно записать в упрощенном виде:

$$\left\{ \begin{array}{l} \theta(\chi) = \frac{\sqrt{4a_0 a_2 - a_1^2} \operatorname{tg} \left[\frac{\sqrt{4a_0 a_2 - a_1^2} (\chi + c_1)}{2} \right] - a_1}{2a_0}; \\ \bar{\mu}(\chi) = \frac{1}{2a_0 \theta_{ad}} (a_1 + 2a_0 (\theta_0 + \theta_{ad}) - \sqrt{4a_0 a_2 - a_1^2} \cdot \operatorname{tg} (0,5 \sqrt{4a_0 a_2 - a_1^2} (c_1 + \chi))); \\ \bar{C}(\chi) = \frac{1}{\alpha} \left(\alpha - 1 + \frac{1}{2a_0 \theta_{ad}} (a_1 + 2a_0 (\theta_0 + \theta_{ad}) - \sqrt{4a_0 a_2 - a_1^2} \cdot \operatorname{tg} (0,5 \sqrt{4a_0 a_2 - a_1^2} (c_1 + \chi))) \right). \end{array} \right.$$

Соответствующим переходом в размерную систему единиц можно получить окончательное решение задачи о расчете режима теплового воздействия на НУУШ.

В результате проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

1 Установлено, что механизм теплового воздействия можно с достаточной степенью точности описать как цепочку химических реакций распада органического вещества, ускоряющихся по мере его нагревания и происходящих как в прилегающем слое, так и на внешней поверхности частиц.

2 Сформулирован физико-химический механизм выделения компонентов газовой фазы при тепловом воздействии на НУУШ, заключающийся в том, что вначале происходит выход адсорбированных газов, затем появляются пары воды и диоксида углерода, далее – метан, сероводород, угарный газ и водород, а в случае, если эти компоненты будут находиться в контакте с углеродной поверхностью, то могут протекать одновременно несколько последовательных или параллельных реакций.

3 Установлено, что нелинейную функцию $f(\theta) = \frac{1}{\theta^2} \cdot e^{-1/\theta}$ можно с высокой степенью точности описать полиномом второй степени.

4 Усовершенствована математическая модель процесса теплового воздействия на НУУШ, учитывающая влияние плотности воздуха и позволяющая определить в аналитической форме распределение температуры процесса, концентрацию частиц углеродсодержащего материала и воздуха в реакционной зоне.

Расчетные графики по модели представлены на рисунке 1.

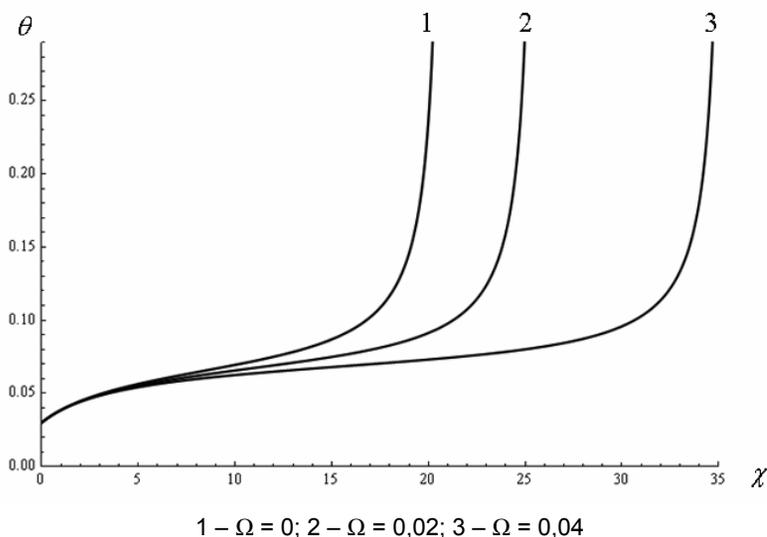


Рисунок 1 – Зависимость безразмерной температуры от безразмерной координаты процесса теплового воздействия при различном коэффициенте теплоотдачи

Литература

1 Основы практической теории горения / В. В. Померанцев, К. М. Альфредов, Д. Б. Ахмедов [и др.]; под ред. В. В. Померанцева. – Л.: Энергоатомиздат, 1986. – 312 с.

2 Булат А.Ф. Обоснование энерготехнологического способа утилизации угольных шламов и некондиционных углей / А.Ф. Булат, В.Л. Приходченко, Э.С. Клюев // Материалы 8-ой Международной конференции «Социально-экономические и экологические проблемы горной промышленности, строительства и энергетики» (1 - 2 ноября 2012 г.). – Тула: ТулГУ, 2012. – С. 531-539.

3 Энерготехнологическая переработка низкосортных углей и отходов углеобогащения / А.Т. Курносов, В.Л. Приходченко, В.Я. Осенний [и др.] // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. трудов / ИГТМ. – Днепропетровск, 2010. – Вып. 88. – С. 81 – 86.

4 Пат. 56306 Україна, МПК⁷ С 10 J 3/46, F 23 C 3/00. Спосіб термічної переробки шламів та некондиційного вугілля / Булат А.Ф., Возіанов В.С., Курно-

сов С.А., Ключев Е.С. [та ін.]; заявник та патентовласник Інститут геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. – u201007414; заявл. 14.06.2010; опубл. 10.01.2011, Бюл. №1.

5 Виленский Т.В. Динамика горения пылевидного твердого топлива / Т.В. Виленский, Д.М. Хзмалян. – М.: Энергия, 1977. – 248 с.

6 Кузьменко Б.В. Теплове самозаймання пилувугільних сумішей / Б.В. Кузьменко, І.А. Мальчевський. – К.: Наукова думка, 2011. – 278 с.

7 Корчевой, Ю.П. Экологически чистые угольные энерготехнологии / Ю.П. Корчевой, А.Ю. Майстренко, А.И. Топал. – К.: Наукова думка, 2004. – 186 с.

References

1 Osnovy prakticheskoj teorii gorenija / V. V. Pomerancev, K. M. Al'fredov, D. B. Ahmedov [i dr.]; pod red. V. V. Pomeranceva. – L.: Jenergoatomizdat, **1986**. – 312 s. (in Russ.)

2 Bulat A.F. Obosnovanie jenergotehnologicheskogo sposoba utilizacii ugol'nyh shlamov i nekondicionnyh uglej / A.F. Bulat, V.L. Prihodchenko, Je.S. Kljujev // Materialy 8-oj Mezhdunarodnoj konferencii «Social'no-jekonomicheskie i jekologicheskie problemy gornoj promyshlennosti, stroitel'stva i jenergetiki» (1 - 2 nojabrja 2012 g.). – Tula: TulGU, **2012**. – S. 531-539. (in Russ.)

3 Jenergotehnologicheskaja pererabotka nizkosortnyh uglej i othodov ugleobogashhenija / A.T. Kurnosov, V.L. Prihodchenko, V.Ja. Osennij [i dr.] // Geotehnicheskaja mehanika: Mezhved. sb. nauchn. trudov / IGTM. – Dnepropetrovsk, **2010**. – Vyp. 88. – S. 81 – 86. (in Russ.)

4 Pat. 56306 Ukraïna, MPK7 S 10 J 3/46, F 23 C 3/00. Sposib termichnoï pererobki shlamiv ta nekondicijnogo vugillja / Bulat A.F., Vozijanov V.S., Kurnosov S.A., Kljujev E.S. [ta in.]; zajavnik ta patentovlasnik Institut geotehnichnoï mehaniki im. M.S. Poljakova NAN Ukraïni. – u201007414; zajavl. 14.06.2010; opubl. 10.01.2011, Bjul. №1. (in Ukr.)

5 Vilenskij T.V. Dinamika gorenija pylevidnogo tverdogo topliva / T.V. Vilenskij, D.M. Hzmajlan. – M.: Jenergija, **1977**. – 248 s. (in Russ.)

6 Kuz'menko B.V. Teplove samozajmannja pilovugil'nih sumishej / B.V. Kuz'menko, I.A. Mal'chevs'kij. – K.: Naukova dumka, **2011**. – 278 s. (in Russ.)

7 Korchevoj, Ju.P. Jekologicheski chistye ugol'nye jenergotehnologii / Ju.P. Korchevoj, A.Ju. Majstrenko, A.I. Topal. – K.: Naukova dumka, **2004**. – 186 s. (in Russ.)

Резюме

А.Ф. Булат, Э.С. Ключев

(Украина Ұлттық ғылым академиясының Н. С. Поляков атындағы геотехникалық механика институты, Днепрпетровск қаласы)

САПАШАРТҚА СӘЙКЕС КЕЛМЕЙТІН КӨМІР ШИКІЗАТТЫҢ ПАЙДАЛАНҒАНДА ЖЫЛЫЛЫҚ ӘСЕРІ ПРОЦЕСІНІҢ МОДЕЛІН ӘЗІРЛЕУ

Сапашартқа сәйкес келмейтін көмір мен көмір қалдықтарына жылу әсерін пайдаланғанда болатын физика-химиялық процестерді зерттеудің нәтижесі беріліп отыр. Газ фазасы компоненттері бөлінуінің физика-химиялық механизмі әзірленді. Температураны бөлу және құрамында көміртегі бар шаң тектес шикізаттар, реакциялық зонада тотықтырғыш жиналуын анықтау үшін жылу әсерін пайдалану процесінің математикалық моделі берілді.

Түйін сөздер: жылу әсерін пайдалану, сапашартқа сәйкес келмейтін көмір, көмір қалдығы, газ фазасы компоненттері бөлінуінің механизмі, модельдеу, температура.

Summary

Bulat A.F., Kljuev Je. S.

(Institute of geotechnical mechanics the name of N.S. Poljakov National academy of sciences of Ukraine, Dnipropetrovsk)

DEVELOPMENT OF MODEL OF PROCESS OF THERMAL AFFECTING UNSTANDARD COAL RAW MATERIAL DURING HIS UTILIZATION

The investigation results about physical and chemical processes occurring during thermal impact of low-grade coal and coal slurry wastes were presented. The physical-and-chemical mechanism of gas phase components yield was developed. A mathematical model of the thermal impact process for determination of temperature and concentration of pulverized carbonaceous feedstock and oxidant in the reaction zone was given.

Keywords: thermal impact, low-grade coal, coal slurry waste, mechanism of gas phase components yield, modeling, temperature.

Поступила 08.07.2014 г.

Сатбаев Б.Н., Кокетаев А.И., Шалабаев Н.Т.
(РГП «НЦ КПМС РК, г. Астана)

СЫРЬЕВАЯ БАЗА ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ОГНЕУПОРНЫХ МАТЕРИАЛОВ В КАЗАХСТАНЕ

Аннотация

Рассмотрена возможность создания производства огнеупорных материалов на базе сырьевых источников Казахстана. Проведен анализ сырья Казахстана для производства огнеупорных изделий, позволяющих увеличить номенклатурный ассортимент огнеупорных материалов с высокой добавленной стоимостью

Ключевые слова: *Огнеупорные материалы, месторождение, сырьевая база огнеупоров, химико-минералогический состав руды.*

Түйін сөздер: *Отқатөзімді материалдар, кенорындары, отқатөзімділердің шикізат базасы, кендердің химия-минералогиялық құрамы.*

Keywords: *Refractory materials, occurrence, raw material base refractories, chemical and mineralogical composition of the ore.*

В настоящее время производство огнеупоров в Республике Казахстан практически отсутствует. В г. Рудном Костанайской области существует производство огнеупоров на основе дорогостоящего корунда, в основном специального назначения. Ежегодная потребность в огнеупорных материалах по республике по данным Агентства Республики Казахстан по статистике оценивается около 400 000 т.

Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан имеет технологию получения огнеупоров из местного сырья, позволяющую увеличить номенклатурный ассортимент огнеупорных материалов с высокой добавленной стоимостью и решить задачу импортозамещения, а также рецептуры составов СВС-огнеупорных материалов, обеспечивающих их высокие эксплуатационные свойства, повышение стойкости футеровки высокоагрессивных зон агрегатов черной и цветной металлургии и качество получаемого металла /1,2 /.

Для производства огнеупорного хромомagneзитового кирпича по данной технологической схеме используются следующие составляющие: глина магнезиальная, порошок магнезитовый, хромитовая руда, сульфитно-дрожжевая бражка либо лигносульфонат, а также химически активная смесь.

Большое значение для этого имеет факт наличия в Казахстане собственной сырьевой базы и широкого рынка сбыта, что, в конечном счете, полностью соответствует задачам, поставленным Президентом Республики Казахстан перед Правительством Республики Казахстан по Программам индустриализации и форсированному инновационному развитию страны.

В зависимости от химико-минералогического состава и технологии производства огнеупорные изделия подразделяются на следующие группы: кремнистые, алюмосиликатные, магнезиальные, хромистые, углеродистые, цирконистые, окисные, карбидные и прочие.

В настоящее время наибольший интерес представляют чисто магниезиальные (содержание MgO более 90%), чисто хромистые (содержание Cr₂O₃ более 70%) огнеупоры и приготовленные их смешением магниезиально-хромитовые (содержание MgO - 70%, Cr₂O₃ – 20%), хромитово-магниезиальные (содержание Cr₂O₃ – 70%, MgO - 20%) и периклазохромитовые (содержание MgO и Cr₂O₃ в равных пропорциях).

В соответствии с этой классификацией рассмотрим сырьевую базу для производства огнеупоров в Казахстане.

Для производства магниезитового металлургического порошка и магниезитовых изделий сырьем служат магниезит и окись магния.

Магниезит представляет собой горную породу, состоящую почти из чистого минерала магниезита (MgCO₃).

Главной сырьевой базой магниезитовых и других основных огнеупорных материалов в советское время служил кристаллический магниезит Саткинского месторождения.

В настоящее время в Казахстане имеются следующие месторождения Бурановское, Донское, Караагашское, Жарлыбутакское, Жарлыбутакское северное - Актюбинская область, Масьяновское, Кокпектинское, Миллионное - Восточно-Казахстанская область, Нарсай –Карагандинская область, Сименсай – Акмолинская область, Шоинтас – Северо-Казахстанская область.

На рисунке 1 показано распределение запасов магниезитов основных месторождений Казахстана.

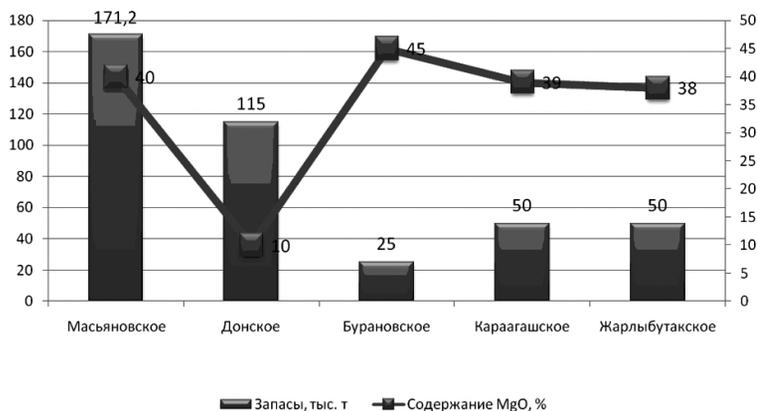


Рисунок 1 – Распределение запасов и содержания магниезита по основным месторождениям

Месторождение Масьяновское находится в Уланском районе Восточно-Казахстанской области, в 35 км к юго-востоку от г. Усть-Каменогорска, в 3 км к северо-западу от железнодорожной станции Сурово. Мощность коры выветривания 15-40 м, реже до 60-80 м. Состоит из 9 сближенных линзовидных тел северо-западного простирания. Падение их на северо-восток под углом

15-30°. Сплошные руды (30%) и штокверковые (70%) представлены системой пересекающихся полого- и крутопадающих жил мощностью 20-80 см при содержании прожилков до 70% от объема пород. Наблюдаются взаимопереходы от сплошных к штокверковым рудным телам. Химический, рентгеноспектральный анализ сплошной руды, %: MgO – 38,0-41,0; CaO – 2,5-4,0; SiO₂ – 44,5-49,5; Ni- 0,03-0,05; Co – 0,03-0,05; Cr – 0,003-0,01. Технологическими испытаниями установлено, что для получения магниального вяжущего необходимы: температура обжига 650°C с выдержкой 1 час, дисперсность обжигаемого материала 3 мм. При ручной доводке магнезитовых руд фракции 25-300 мм получены концентраты, отвечающие по качеству магнезитовым концентратам III-IV сортов. Из-за близости физико-механических свойств магнезитов и вмещающих их пород получен неудовлетворительный результат обогащения гравитационными методами и методами флотации. Получены обнадеживающие результаты по применению метода фотометрической сортировки магнезитовых руд. Испытания порошков оксида магния подтвердили его конкурентоспособность с аналогичными образцами зарубежных стран. Запасы магнезита по категории С₂ составляют 171,2 тыс. т, в том числе жильных магнезитов, пригодных для ручной рудоразработки – 62,4 тыс. т. Прогнозные ресурсы по категории Р₁ – 166,6 тыс. т, всего по С₂ и Р₁ – 337,8 тыс. т. Горнотехнические и гидрогеологические условия эксплуатации благоприятны для открытой отработки до глубины 30-40 м с применением буровзрывных работ. Прирост запасов возможен за счет доразведки флангов месторождения и лежачего бока.

Месторождение Донское находится в Хромтауском районе Актюбинской области, приурочено к эрозионному понижению в рельефе Кемпирсайского ультраосновного массива на юго-востоке Кемпирсайского магнезитоносного района. Месторождение представлено глинами песчанистыми, ожелезненными с включениями зерен и гальки магнезита. Мощность отложений до 16 м. Мощность визуально видимых магнезитоносных толщ 1,3-10,5 (средняя 4 м), площадь 96 км². Содержание MgO в глинистом материале 6,87-10,87% - незначительное, но на участке, несомненно, имеется коренной магнезит, в связи с чем желательно провести опробование более глубоких горизонтов. Запасы магнезита по Р₃ – 115000 тыс. т. Рекомендуется постановка поисково-разведочных работ. По прогнозным запасам месторождение крупное.

Месторождение Бурановское расположено в Ленинском районе Актюбинской области, в 5 км на северо-запад от поселка Бурановское. Оно представляет собой ряд участков, раздробленных с включением линз, прожилков аморфного магнезита общей площадью 0,25 км². Выделяется 13 залежей площадью 100-2000 м². Наиболее крупная Главная залежь имеет площадь 2000 м², среднюю мощность 3,5 м, выход магнезита – 50%. Химический состав магнезитовой руды, %: MgO – 45,88-46,56, SiO₂ – 0,9-10,15, Fe₂O₃ – 0,07-1,11, Al₂O₃ – 0,02-0,6, CaO – 1,66. Запасы магнезита, учтенные балансом, по С₂ – 25 тыс. т, прогнозные запасы по Р₂ – 9200 тыс. т. Рекомендуются поиски на глубину. Месторождение мелкое.

Месторождение Караагашское расположено в Ленинском районе Актюбинской области, в 11 км на юго-запад от поселка Караагаш. Магнезит локализуется в виде гнездообразных залежей площадью 50-30000 м². Насчитывается до 25 залежей, выход магнезита 20-90%. Химический состав магнезито-

вой руды, %: MgO – 40,33-46,23, SiO₂ – 0,3-2,3, Fe₂O₃ – 0,07-1,3, Al₂O₃ – 0,06-1,9. Запасы магнезитов по категории C₂ – 50 тыс. т. Требуется доизучение на глубину.

Месторождение Жарлыбутацкое северное расположено в Хромтауском районе Актюбинской области, в верховьях реки Тассай, в 15,5 км к западу от поселка Сусановка. Выделяются северо-западная и юго-восточная магнезитовые зоны, соответственно площадью 0,3 и 0,18 км², имеется до 20 мелких гнездообразных залежей с выходом магнезита 20-80%. Размеры залежей в плане 50-600 м². Химический состав магнезитовой руды, %: MgO – 37,27-40,32, SiO₂ – 3,02-52,74, Al₂O₃ – 0,58-9,11, Fe₂O₃ – 0,58-12,24, CaO – 1,28-2,63. Запасы магнезита по C₂ – 50 тыс. т, по P₂ – 18000 тыс.т. Рекомендуются поиски на глубину. Месторождение мелкое.

Месторождение Нарсай находится в Жездинском районе Карагандинской области, около поселка Жезды на северо-восточном фланге месторождения Жезды. Протяженность участка 6 км, ширина 0,5-0,8 км, площадь 3,5 км². Контуры участка определяются положением рудной зоны вдоль Агадырского сброса, отделяющего ее от основной части месторождения Жезды. Оруденение жездинского типа развито в красноцветных песчаниках. Мощность рудонесной свиты от 60 до 250 м. Мощность рудонесного горизонта меняется от 2 до 72 м (средняя 43 м). Сложная тектоника привела к блоковому строению участка. Залежь марганцевых руд вскрыта скважинами на глубине 420-450 м. Протяженность залежи 1250 м, ширина около 200 м, мощность 1-3,7 м. Промышленное оруденение развито локально в виде отдельных мелких вытнутых тел. Содержание в рудах, %: марганца 19,2, железа 1,6-1,8, кремнезема 41, глинозема 4,32, окиси титана 0,12, окиси кальция 2,59, окиси магния 1,25, фосфора 0,08, серы 0,79, бария 1,52. Для руд характерно повышенное содержание меди, молибдена, таллия, почти везде отмечается литий (0,02-0,03%), иногда висмут (<0,005%). В марганцеворудном интервале 422,7-425,3 м с содержанием марганца 18,84%, установлен германий – 5,5 г/т. Прогнозные запасы марганцевых руд по категории P₁ составляют 1876,5 тыс. т при содержании марганца 15,6%, по категории P₂ – 604,7 тыс. т при содержании марганца 19,2%.

Месторождение Кокпектинское находится в Хромтауском районе Актюбинской области. Расположено на юго-западе Кемпирсайского магнезитонесного района. Породы представлены бурыми, зеленоватыми глинами с включениями железняка, марганца и магнезита. В глинах отмечается магнезитовый материал в виде обломков, галек и зерен магнезита. Мощность магнезитонесных глин 4-26 м (средняя 6 м), вскрытая мощность отложений продуктивной толщи 27 м. Площадь месторождения 170 км². Прогнозные запасы магнезита по P₃ – 255000 тыс. т. Требуется изучение. По прогнозным запасам месторождение крупное.

Месторождение Шидертинское расположено в Баянаульском районе Павлодарской области, 6,5 км к югу от ж.-д. станции Шидерты, на правом берегу реки Шидерты. Продуктивная толща представлена известняками. Химический состав известняков, %: CaO – 55,96, MgO – 0,54, SiO₂ – 0,36, SO₃ – 0,76. Известняки могут быть использованы для выжига извести и в качестве строительного камня. Запасы составляют по категории C₂ – 5500 тыс. м³.

Таблица 1 – Химический состав месторождений магнезитовых руд

Месторождение	Химический состав				
	MgO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO
Масьяновское	38,0-41,0	44,5-49,5	0,08-1,21	0,07-1,5	2,5-4,0
Бурановское	45,88-46,56	0,9-10,15	0,07-1,11	0,02-0,6	1,66
Караагашское	40,33-46,23	0,3-2,3	0,07-1,3	0,06-1,9	0,9-1,1
Жарлыбутакское	37,27-40,32	3,02-52,74	0,58-12,24	0,58-9,11	1,17-2,63
Нарсай	19,2	41,0	1,6-1,8		2,59

Ниже приведены свойства огнеупорных и тугоплавких глин, каолинов, суглинков по Казахстану, их фазовый состав, а также непластичных компонентов: полевого шпата, кварцевого песка, волластонита, талька и т.д.

Глины

Традиционным сырьем для производства огнеупорных изделий являются огнеупорные и тугоплавкие каолиновые глины.

Глины Акмолинской области

Целиноградское месторождение тугоплавких глин расположено в 6 км от г. Астана. Запасы глин по категориям А+В+С₁ около 12 млн.т. По минеральному составу глины содержат значительное количество водорастворимых солей, в основном хлоридов. Число пластичности колеблется от 7,2 до 31,0. На месторождении выделены две разновидности глин, отличающиеся по содержанию Fe₂O₃ 3,5-5% и спекающиеся при температуре 1050-1200°С. Первая разновидность содержится в породе в небольших объемах. Глины второй разновидности пригодны для производства облицовочных плит. Глины содержат: 22,63 – 27,23 % оксида алюминия, 2,27- 4,26 % оксида железа, 0,58 – 0,60 % - оксида кальция, 0,27 – 1,49% оксида магния, 0,31 – 0,39% - оксида натрия и 1,67 – 2,18 % - оксида калия. Потери при прокаливании составляют 7,83-8,9 % .

Глины Павлодарской области

В области имеются пластичные и малопластичные глины Сухановского, Кемертузского, Елюбайского, Красноармейского, Мойского месторождений. Глины имеют полиминеральный состав с преобладанием глинистых минералов. Огнеупорность каолиновых глин Сухановского месторождения составляет более 1730 °С. Местные глины, используемые в качестве пластичных и малопластичных компонентов, исходя из минералогического состава, можно разделить на две группы: каолиновые и каолинито-гидрослюдистые.

Глины Костанайской области

Берлинское месторождение огнеупорных глин расположено в Костанайской области на границе с Челябинской областью (Россия). Запасы глин по категориям А+В+С – 47 млн.т. Мощность пласта глин 0.9-9,8 м. По минеральному составу глины каолиновые. В глине присутствуют кварц до 22%, в незначительных количествах полевой шпат и гидроксиды железа. Основные глины (с содержанием Al₂O₃ - 28-35) 1 и 2-го сортов пригодны для производства санитарных изделий, полукислые глины для производства керамогранита и всех видов керамических плиток.

Глины Алматинской области

Известны глины Айнабулакского и Шенгельдинского месторождений.

По минеральному составу глины каолиновые. Кварц содержится до 30%. Полукислые глины пригодны для производства облицовочных плиток.

Глины Северо–Казахстанской области

Петропавловское месторождение находится в 30 – 40 км от города Петропавловска. Запасы – 1,2 млн.т и пригодны для производства керамических плит. Содержание глинистых минералов составляет 10 – 15 %. Умерено пластичная. Тугоплавкие глины Березовского месторождения серовато–белого цвета с отдельными включениями бурого цвета на крупных кусках. Глины пластичные и на ощупь жирные. По огнеупорности глины на 97% огнеупорные – 1710 °С и более и на 3% - тугоплавкие. В глинах преобладает каолинит. В пределах всего месторождения глины характеризуется сходными химическим, минералогическим и дисперсным составом, стабильным физико-химическим и технологическими свойствами. Запасы глин – около 15 млн. м³.

Глины Карагандинской области

Известны Сасык–Карасуское, Темиртауское месторождения. Запасы глин составляет порядка 1,5 млн.т. Глины пригодны для производства облицовочных плиток.

Глины Южно – Казахстанской области

В Южно-Казахстанской области известны следующие месторождение огнеупорных и тугоплавкия глин: Ленгерское, Кельтемашатское, Каскасуское, Мумбаканское, Баганалы. Для них характерно огнеупорность 1300 – 1700 °С, высокое содержание оксида железа 4 – 7 % и низкое содержание Al_2O_3 (20 – 28 %), запасы глин около 1 млн. т.

Глины Актюбинской области

Глина Кызылсайского месторождения по минеральному составу каолиновые.

Таким образом, проведенный анализ сырья Казахстана для производства огнеупорных изделий, позволяет расширить номенклатурный ассортимент огнеупорных материалов с высокой добавленной стоимостью и решить задачу импортозамещения и рецептуры составов СВС-огнеупорных материалов.

Литература

1 Сатбаев Б. Н., Жарменов А. А., Кокетаев А. И., Шалабаев Н. Т. Технологические характеристики новых синтезированных огнеупоров // Новые огнеупоры, 2013. -№5.- С42-47.

2 A. A. Zharmenov, B. N. Satbaev, S. Sh. Kazhikenova, O. A. Nurkenov. Development of refractory materials prepared by SHS technology. // Refractories and Industrial Ceramics. - 2011.–Vol. 52, №4. - P. 294.

References

1 Satbaev B.N., Zharmenov A.A., Koketaev A.I., Shalabaev N.T. Tehnologicheskie

harakteristiki novyh sintezirovannyh ognepurorov // Novye ognepurory, **2013**. -№5.- S42-47. (in Russ.)

2 A.A. Zharmenov, B.N. Satbaev, S.Sh. Kazhikenova, O.A. Nurkenov. Development of refractory materials prepared by SHS technology. // Refractories and Industrial Ceramics. - **2011**.-Vol. 52, №4. - P. 294

Резюме

*Сәтбаев Б.Н., Көкетаев А.І., Шалабаев Н.Т.
(РМК «ҚР МШҰЖҰО», Астана қ.)*

ҚАЗАҚСТАНДА ОТҚАТӨЗІМДІ МАТЕРИАЛДАР ӨНДІРІСІ ҮШІН ШИКІЗАТ БАЗАСЫ

Қазақстанның шикізат базасы көздерінде отқатөзімді материалдар өндірісін құру мүмкіндігі қарастырылған. Жоғарғы қосымша өзіндік құнымен отқатөзімді материалдардың номенклатуралық ассортименттерін арттыруға мүмкіндік беретін отқатөзімді бұйымдар өндірісі үшін Қазақстан шикізатына талдау жасалынды.

Түйін сөздер: Отқатөзімді материалдар, кенорындары, отқатөзімділердің шикізат базасы, кендердің химия-минералогиялық құрамы.

Summary

*Satbayev B.N, Koketaev A.I, Shalabayev N.T.
(RGE «National center for integrated recycling
of Republic of Kazakhstan», Astana)*

RAW MATERIALS FOR THE PRODUCTION OF REFRACTORY MATERIALS IN KAZAKHSTAN

The possibility of creating a production of refractory materials based on raw material sources in Kazakhstan. The analysis the raw materials of Kazakhstan for production of refractory products that increase the range of the nomenclature of refractory materials with adding high value

Keywords: Refractory materials, occurrence, raw material base refractories, chemical and mineralogical composition of the ore.

Поступила 22.05.2014 г.

Жұмағұлов Т.Ж.¹, Абжалелов Б.Б.¹, Жалғасұлы Н.²
(¹Қорқыт Ата атындағы ҚызМУ Қызылорда қ.,
²Д.А. Қонаев атындағы Кен істері институты, Алматы қ.)

АТМОСФЕРАДАҒЫ ГАЗ ТӘРІЗДІ ЗИЯНДЫ ЗАТТАРДЫҢ ТАРАЛУ ҚАРҚЫНДЫЛЫҒЫ МЕН РАДИУСЫН АНЫҚТАУ

Аннотация

Атмосфералық ауада газ тәрізді заттардың таралуының қарқындылығының өзгеру сипаттамасын анықтау мақсатында газданған ауаның ағысы қарастырылған. Олар заттардың таралу қарқындылығы дифференциалды теңдеулер арқылы анықталып зерттелді.

Түйін сөздер: атмосфера, газ, мұнай, қалдықтар.

Ключевые слова: атмосфера, газ, нефть, отходы.

Keywords: atmosphere, gas, oil, waste.

Экологиялық менеджменттің зерттеу аймағына Оңтүстік Торғай ойпатындағы ірі мұнай өндіруші кешендері жатады. Бұл кешендердегі атмосфералық ауаның ластануына әсер ететін негізгі көздеріне: мұнай өндіру көлемінің өсуі, илеспе газдарды тектен-тек ауаға жағу, сонымен қатар ашық қоймаларда жинақталып қалған сұйық және қатты мұнай қалдықтарының жиналу көлемі жатады.

Атмосфералық ауада газ тәрізді заттардың таралуының қарқындылығы бөліну көзінен ұзарумен өзгереді.

Атмосферада газ тәрізді заттардың таралу қарқындылығының өзгеру сипаттамасын анықтау үшін газданған ауаның ағысын қарастырамыз. Бөліну көзінен r қашықтықтан $r+dr$ қашықтығына дейін әртүрлі атмосфералық құбылыстардың әсері нәтижесінде таралу қарқындылығы dI шамасына төмендейді. Қоршаған ортаға газ тәрізді заттардың таралу үрдісіне атмосфералық құбылыстардың әсерін эмпирикалық коэффициентпен (K) есептеген дұрыс. Онда газ тәрізді заттардың таралу қарқындылығы дифференциалды теңдеумен сипатталады.

$$dI = -IKdr \quad (1)$$

мұнда dI – dr қашықтықта қарқындылықтың өзгеруі, мг/м² с;

$I - r + dr$ қашықтықта бастапқы қарқындылық, мг/м² с;

dr - ара қашықтық, мұнда қарқындылық dI -ға өзгереді, м;

K - эмпирикалық коэффициент, м⁻¹.

Минус таңбасы, ластану көзінен ара қашықтықты арттыру мен таралу қарқындылығын төмендетеді, r –дің өсуімен қарқындылық кемиді.

Бөліну көзінің өзінен газ тәрізді заттардың таралуының қарқындылығы I_b белгіленуінің қарқындылығына теңеседі. Бөліну көзінің өзінен R қашықтықта таралу қарқындылығын табамыз. Бұл үшін (1) теңдеуін интегралдаймыз.

$$\int_{I_b}^{I_p} \frac{dI}{I} = -K \int_0^r dr \quad (2)$$

Интегралдау нәтижесінде мынаны аламыз:

$$I_p = I_b e^{-Kr} \quad (3)$$

Мұнда I_b – негіздемеден газды заттарды бөліну қарқындылығы, мг/м²с.

(3) теңдеуі бөліну көзінен сынақ алу орнына дейін газдануға газ тәрізді заттардың таралу қарқындылығының өзгеруін көрсетеді. Теңдеуде көрсетілгендей бөліну көзінен газды заттардың таралу қарқындылығы экспоненциалды тәуелділік бойынша кемиді. Экспонент қисығының радиусы эксперименталды анықталатын K коэффициентіне тәуелді.

Мұнай және мұнай қалдықтарының негізгі сипаттамаларының бірі болып бұдың қысымы табылады. Резервуардан зиянды газды заттарды шығару кезінде ондағы қысым атмосфералық қысымға дейін төмендейді. Бұл орташа жылдамдықпен $\langle V \rangle$ дем алудың бір циклына сәйкес келеді.

Булануда қысымның төмендеуі көлем бірлігінен энергия шығынына әкеледі. Резервуардағы қысымның төмендеуі келесі қатынаспен анықталады:

$$\Delta P = P_H - P_a = \frac{N_3 \langle V^2 \rangle}{2} \quad (4)$$

Мұнда P_H – мұнай мен мұнай өнімдерінің қаныққан буларының қысымы, H/m^2 ;

P_a – қоршаған ортаның атмосфералық қысымы, H/m^2 ;

N_3 – қоршаған ортаның газдануы, кг/м³;

$\langle V \rangle$ - газ шығуының орташа жылдамдығы, м/с.

(3) теңдеуін бөліну көзінен I_b газдың белгілену қарқындылығы арқылы ұсынуға болады:

$$\Delta P = 3I_b \langle V \rangle \quad (5)$$

Бұдан қысым төмендеуі арқылы газ бөлінуінің қарқындылығы мынаған тең болады:

$$I_b = \frac{\Delta P}{3 \langle V \rangle} \quad (6)$$

(6) өрнегін ескере отырып газдың таралу қарқындылығын келесі түрде көруге болады:

$$I_b = \frac{\Delta P}{3\langle V \rangle} e^{-Kr} \quad (7)$$

Мұнда ΔP – қысымның өзгерісі, Н/м²; r – газдануға бөліну көзінен сынақ алу орнына дейінгі ара қашықтық, м.

K коэффициенті Константиновтың эмпирикалық өрнегі бойынша анықталады, ал жылдамдық $\langle V \rangle$ анемометрлерді қолданумен анықталады. Мұнай мен мұнай қалдықтарының буларының қысымы эксперименталды түрде анықталады. Осылайша (7) өрнегі атмосферада газды заттардың таралу қарқындылығын анықтауға мүмкіндік береді.

Мұнай өндіруге келесі операциялар жатады: жинақтау, дайындау және тасымалдау. Осы процестерде түрлі ағып кетумен және буланумен мұнайдың жоғалуы болады. Бұл шығынның мөлшері тұтынушыға дейін тасымалдау, дайындау және жинақтаудың ерекшеліктеріне және мұнайдың физика-химиялық қасиеттеріне байланысты. Осы шығындардың нәтижесінде қоршаған орта ластанады. Осы күнге дейін мұнай, мұнай қалдықтары және газ тәрізді заттармен атмосфераның ластану аймағы жеткіліксіз орнатылған. Қоршаған ортаның ластануы атмосферада газ тәрізді заттардың таралу қарқындылығына тәуелді.

Дифференциалды өрнегін шешу үшін (2) r ара қашықтығы мына теңдікті алуға мүмкіндік береді:

$$\ln I_p - \ln I_b = -Kr \quad (8)$$

Осындағы (8) өрнегін r қатысты түрлендіру мына өрнекке әкеледі:

$$r = \frac{1}{K} \ln \frac{I_b}{I_p} \quad (9)$$

Егер газды бөлу мен газдың таралу қарқындылық өрнектерін қолдансақ, онда ластану аймағының радиусы үшін келесі теңдікке ие боламыз.

$$r_3 = \frac{1}{K} \ln \frac{N_3 \langle V_b \rangle}{N_{\text{ПДК}} \langle V_p \rangle} \quad (10)$$

Мұнда r_3 – ластану аймағының радиусы, м; N_3 – өнеркәсіптегі атмосфераның газдылығы, м/м³; $N_{\text{ПДК}}$ – мұнай мен оның қалдықтарының зиянды газ тәрізді заттардың шектік рауалды концентрациясы, кг/м³; V_g – резервуардан зиянды заттардың шығу жылдамдығы, м/с.

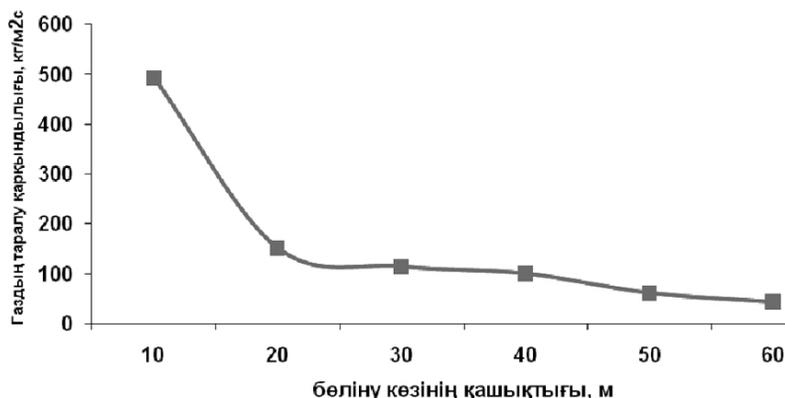
Ластану аймағының радиусын қысымдардың айырмашылығы арқылы келесі өрнек бойынша сипаттауға болады:

$$r = \frac{1}{K} \ln \frac{\Delta P}{\langle V_b \rangle N_{\text{ПДК}} \langle V_p \rangle} \quad (11)$$

Кесте 1 - Бөліну көзінен газдың таралу қарқындылығы

$V, \text{ м/с}$	$\Delta P, \text{ Па}$	$K, \text{ м}^{-1}$	$r, \text{ м}$	$I_p, \text{ кг/м}^2 \cdot \text{ с}$
0,1	$0,2 \cdot 10^3$	0,03	10	493
0,3	$0,25 \cdot 10^3$	0,03	20	151
0,5	$0,45 \cdot 10^3$	0,03	30	121
0,7	$0,7 \cdot 10^3$	0,03	40	100
0,9	$0,75 \cdot 10^3$	0,03	50	61
1	$0,8 \cdot 10^3$	0,03	60	43

Моделдік эксперименттер және шынайы зерттеулер нәтижелері 1-кестеде және 1-суретте ұсынылған.

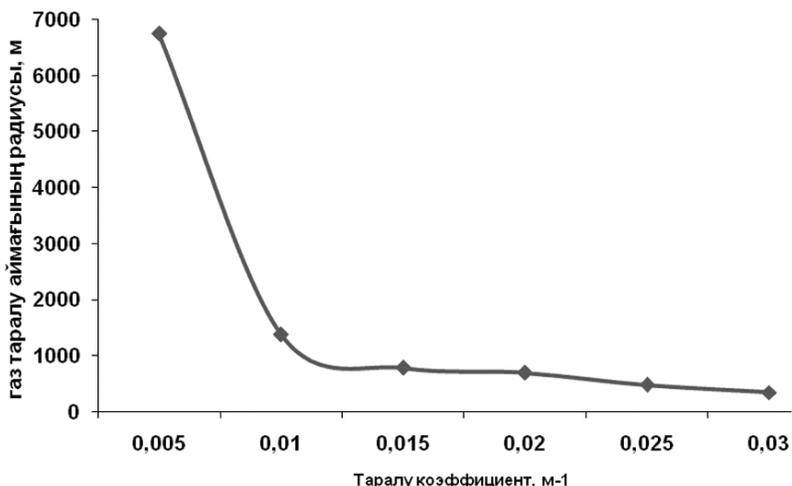


1 сурет - Бөліну көзінен қашықтыққа тәуелді газ таралу қарқындылығы

2-суретте төмен молекулалы көмірсутегілерінің таралу коэффициентіне байланысты ластану радиусының тәуелділігі ұсынылған.

Кесте 2 - Өртүрлі таралу коэффициентінде атмосфераның ластану аймағының радиусы

$K, м^{-1}$	$\Delta P, Па$	$V_{\epsilon}, м/с$	$N_{\text{ДДК}}, кг/м^3$	$V_{0'}, м/с$	$r, м$
0,03	$0,45 \cdot 10^3$	0,5	$20 \cdot 10^{-6}$	2	347
0,02	$0,45 \cdot 10^3$	0,5	$20 \cdot 10^{-6}$	4	695
0,01	$0,45 \cdot 10^3$	0,5	$20 \cdot 10^{-6}$	5	1375
0,005	$0,45 \cdot 10^3$	0,5	$20 \cdot 10^{-6}$	6	6875



2 сурет - Таралу коэффициентіне байланысты газ ағымы аймағының радиусы

Ластану аймағының радиусын анықтау мұнай және мұнай өнімдерін өндіру, тасымалдау және сақтау аудандарында санитарлық-қорғау аймағын негіздеуге мүмкіндік береді.

Әдебиеттер

- 1 Технология переработки нефти. Часть первая. Первичная переработка нефти. Под ред. О.Ф. Глаголевой, В. М. Капустина.- М.: Химия, 2007.
- 2 Велихов Э.Х. Охрана окружающей среды на нефтегазодобывающих объектах в современных условиях //Нефтяное хозяйство.-1996. -№10.-С.47-50.
- 3 Жумагулов Т.Ж., Абжаев М.М., Кабдулова Б.С. Атмосфералық ауада мұнай және мұнай қалдықтарының булануы кезінде зиянды заттардың таралу қарқындылығын анықтау // Қазақ-Британ техникалық университетінің хабаршысы.- 2011.- №1 (16), - Б.35-39.

References

1 Tehnologija pererabotki nefti. Chast' pervaja. Pervichnaja pererabotka nefti. Pod red. O.F. Glagolevoj, V. M. Kapustina.- M.: Himija, **2007**. (in Russ.).

2 Velihov Je.H. Ohrana okruzhajushhej sredy na neftegazodobyvajushhih objektah v sovremennyh usloviyah //Neftjanoe hozjajstvo.-**1996**. -№10.-S.47-50. (in Russ.).

3 Zhumagulov T.Zh., Abzhaev M.M., Kabdulova B.S. Atmosferalyq auada mұnaj zhәne mұnaj qaldyqtarynuң bulanuы kezinde ziyandy zattardyң taralu қарқындылығын анықтау // Қазақ-Britan tehnikalық universitetiniң habarshysy.- **2011**.- №1 (16), - B.35-39.(in Kazakh).

Резюме

Жумагулов Т.Ж.¹, Абжалелов Б.Б.¹, Жалғасулы Н.²

(¹ КызГУ им. Коркыт Ата, г. Кызылорда, ² Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы)

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИНТЕНСИВНОСТИ И РАДИУСА РАСПРОСТРАНЕНИЯ ГАЗООБРАЗНЫХ ВЕЩЕСТВ В АТМОСФЕРЕ

Определены зависимости интенсивности распределения газообразных веществ в атмосферном воздухе. Приведены расчеты потока интенсивности газообразного вещества.

Ключевые слова: атмосфера, газ, нефть, отходы.

Summary

Zhumagulov T.ZH.¹, Abzhalelov B.B.¹, Zhalgasuly H.²

(¹KyzSU after Korkyt Ata, Kyzylorda, ²Mining Institute after D.A. Kunaev, Almaty)

DETERMINING THE INTENSITY AND RADIUS DISTRIBUTION OF GASEOUS SUBSTANCES IN THE ATMOSPHERE

We consider gas-oil current in order to define the description changes of the things like gas are rapidly spreading in the atmospheric air. Spreading growth of the things like gas are researched and defined according to the differential equality.

Keywords: atmosphere, gas, oil, waste.

Поступила 02.04.2014 г.

Жалгасулы Н., Черний Г.М., Разумова О.Б., Исмаилова А.А.
(Институт горного дела им. Д. А. Кунаева, г. Алматы)

ТЕХНОЛОГИЯ СОЗДАНИЯ РАСТИТЕЛЬНОГО ПОКРОВА НА ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЯХ

Аннотация

В статье приведен обзор способов создания растительного покрова на техногенных ландшафтах и результаты лабораторных исследований по выращиванию аборигенных растений на отходах обогащения хризотил-асбестовых руд Житикаринского месторождения.

Ключевые слова: *растительный покров, пылевыбросы, отходы обогащения.*

Түйін сөздер: *өсімдік жамылғысы, тозаңдату, қалдық байлықтары.*

Keywords: *vegetation, dustemissions, tailings.*

Растительный покров Земли представляют собой ценнейший природный ресурс и источник богатств каждой нации и народа [1].

При проведении горных работ, добычи нефти, выемке песка и гравия растительный покров полностью уничтожается. Все это приводит к образованию техногенных ландшафтов и пылевыбросам.

Ежегодно в атмосферу выбрасываются до 10 тыс. т мелкодисперсных токсичных образований с техногенных ландшафтов и нарушенных земель. Снижения пылевыбросов можно достичь созданием растительного покрова на техногенных образованиях и восстановлением его на нарушенных землях.

Первичное (зачаточное) почвообразование на поверхности техногенных ландшафтов протекает при участии низших растительных организмов, где первыми поселяются, синтезирующие углекислоту и азот атмосферы водоросли и азотфиксирующие бактерии, а затем актиномицеты, лишайники и мхи. В результате жизнедеятельности и отмирания микроорганизмов и низших растений, образуются гумусоподобные вещества типа фульвокислот, обуславливающие разложение первичных минералов и образование вторичных органо-минеральных соединений [2].

В настоящее время поддержание существующих процессов самовосстановления осуществляется через активизацию средообразующей деятельности живого вещества посредством улучшения экологического фона корнеобитаемых горизонтов [3].

Восстановление земель предполагает целенаправленное воздействие на формирующиеся биоценозы техногенных ландшафтов. С целью образования биологически активной среды, прежде всего, за счет повышения продуктивности растительного покрова необходимо совершенствовать биотехнологические, агротехнические и химические методы. С экологической точки зрения, биотехнологический метод восстановления техногенных ландшафтов является наиболее прогрессивным и перспективным.

Этот метод восстановления техногенных ландшафтов предусматривает посадку (посев) культурных или дикорастущих растений на поверхностном слое пород или внесение в этот слой культур микроорганизмов.

При создании растительного покрова происходит глубинное (объемное) связывание минеральных частиц техногенного материала в пределах укрепляемого слоя и экранирование поверхности от внешних воздействий. Эффект укрепления создается в результате склеивающего действия продуктов жизнедеятельности микроорганизмов (бактерий, низших растений) или вследствие армирующего действия корневой системы растений. Кроме того, наземная часть биомассы, покрывающая защищаемую поверхность, предотвращает непосредственное воздействие на эту поверхность воздушных и водных потоков или предельно снижает их скорость вблизи поверхности. Ослабляется проявление температурного контраста, связанное с суточными колебаниями температуры окружающей среды. И, наконец, даже при неравномерном зарастании поверхности такие участки служат просто механическим препятствием для частиц грунта, перемещаемых с незаросших участков, и тем самым предотвращают вынос продуктов эрозии в окружающую среду, атмосферу.

Известно несколько способов формирования растительного покрова на техногенных ландшафтах. Создание почвенного слоя, почвенных структур из техногенного материала возможно с помощью химических мелиорантов, в качестве которых предпочтительны высокополимерные соединения, в частности, поликомплексные композиции, внесение которых в мелиоративный слой позволяет быстро создать высокоструктурную почву с высокой гидроаккумуляционной способностью и стабильными агрохимическими характеристиками. Для создания почвенного покрова необходим выбор оптимального ассортимента трав для конкретных природно-климатических условий, агрохимических и агрофизических свойств техногенного образования. В последнее время предпочтение отдается диким почвокровным растениям (разрастающимся по поверхности, а не в высоту), не требующим особо благоприятной среды. Имеется тенденция к использованию почвенных водорослей для повышения стойкости почвогрунтов и формирования почвенного слоя в песках. Исследования ведутся в направлении разработки рациональных способов гидропосева трав для закрепления горизонтальных и пологих поверхностей формирования гибких или жестких конструктивных элементов (плит, матов, крупных гранул) из питательных грунтоотравных смесей с последующей механизированной укладкой этих элементов на крутонаклонные поверхности.

Альтернативой существующему методу восстановления почв является способ фиторемедиации [4,5] для удаления металлов из почв за счет аккумуляции металлов растениями.

Этим способом можно извлечь токсичные металлы из техногенных образований и тем самым уменьшить вред, наносимый окружающей среде, здоровью животных и человека.

Однако многообразие почвенно-климатических условий каждого месторождения требует индивидуального подхода и поиска оригинального решения, обеспечивающего наиболее высокий экологический и экономический эффект.

В Институте горного дела им. Д.А. Кунаева на протяжении ряда лет проводятся исследования по разработке способов создания растительного покрова на техногенных образованиях [7-9].

В настоящей статье приведены результаты лабораторных исследований по созданию растительного покрова на складе отходов обогащения хризотил-асбестовых руд АО «Костанайские минералы». Изучен их химический, агрегатный состав. Для проведения лабораторных испытаний были отобраны пробы с поверхности хвостохранилища и с глубины 20 см. Пробы были подвергнуты химическому и гранулометрическому анализу. Результаты анализа приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Результаты анализа проб отходов обогащения хризотил-асбестовых руд

Проба	Гранулометр. состав %			Химический состав, %							
	0+2	-2+10	10+15	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	FeO	K ₂ O Na ₂ O	Тяж.мет
<u>ХВОСТЫ</u> с поверхности	85	10	5	37,0	1,9	0,8	39,1	1,09	0,9	0,32	0,3
с глубины 20 см	85	10	5	40,9	5,4	1,4	41,6	1,6	2,7	0,3	0,32

Примечание: пробы содержат до 0,3 – 0,8% свободного асбеста.

* - тяжелые металлы присутствуют в виде MnO, Cr₂O₃, NiO, CoO.

Как видно из результатов, приведенных в таблице 1, отходы обогащения представляют собой тонкодисперсный материал на 85 % состоящий из класса 0+2. Содержание алюминия, железа, кальция не превышает 1,6–5,45%, а тяжелых металлов (марганца, хрома, никеля, кобальта) достигает 0,3-0,32%.

С целью подбора вида растений для создания растительного покрова на поверхности хвостохранилища, обследована флора окружающих земель. Обследование показало, что часть территории, наиболее засушливой, занята злаковыми дикорастущими растениями (донник белый, желтый), попынниками; пониженные места – солянками различных видов.

Изучение климатических условий показало, что в теплое время года выпадает 206 мм осадков, а в среднем за год выпадает 265 мм осадков. Большая часть осадков приходится на июль–октябрь. Период комфортной погоды начинается с 10 мая и продолжается 62 дня с температурой воздуха 15-24⁰С. В этот же период регистрируются пыльные бури до 23 дней. Исходя из этих данных, были проведены экспериментальные исследования по созданию растительного покрова на поверхности хвостохранилища.

Результаты анализа водной вытяжки проб хвостов обогащения, проведенного в «Институте почвоведения» им. У. Успанова РГП «НПЦЗХ им. Бараева» МСХ РК, показали, что испытуемый материал относится к слабозасоленному виду почв с выраженной щелочностью. Общая щелочность в НСО₃ составляет 1,5-1,9 мг-экв. Присутствие сульфат-ионов и хлора незначительно. Отмечается значительное содержание ионов магния до 2,8-2,9 мг-экв. Эти данные послужили основанием для определения параметров

технологии подготовки семян и определения ассортимента посевного материала.

Лабораторные исследования по оценке фитотоксичности хвостов обогащения проводили по известной методике Б.П. Строганова [6] в вегетационных сосудах емкостью 0,5 л. методом биотестирования. Исследовались семена житняка и полны черной, обработанные гуматом натрия, обогащенного микроэлементами, которые проращивали в термостате на исследуемом субстрате в соответствии с требованиями ГОСТ (ГОСТ 12038-66, ГОСТ 12040-66).

Влажность субстрата поддерживали по массе на уровне 90 % от его наименьшей влагоемкости. Экспозиция опыта 19 суток.

Как видно из результатов испытаний, приведенных в таблице 2, отходы обогащения хризотил-асбестовых пород (контроль) оказывают высокое ингибирующее воздействие на рост испытуемых культур и вызывают гибель всходов растений на 3 сутки.

Обработка семян этих растений водным раствором гуминового препарата (ГП) с концентрацией 1,0-1,5% показала, как это видно из представленных данных, увеличение процента всхожести, незначительное увеличение высоты растений и значительное повышение срока выживаемости растений в сутках. Срок выживаемости проростков полны увеличился почти в 6 раз. Изменение концентрации гуминового препарата от 1,0 до 1,5% для обработки семян на примере житняка не оказало влияния на выживаемость проростков этого растения. В обоих случаях растения погибли через 7 суток. Отсутствие питательной среды вызывает гибель растений в короткие сроки, исчисляемые сутками.

Таблица 2 - Результаты испытаний биотестирования семян обработанных гуминовым препаратом (ГП) различных концентраций

<i>Культура</i>	<i>Вариант испытаний</i>	<i>Всхожесть, %</i>	<i>Средняя высота, см</i>	<i>Выживаемость, в сутках</i>
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>
Житняк	Контроль	00,0	1,0	3
	1% р-р ГП	13,0	1,0	7
	1,5% р-р ГП	16,0	1,0	
Полынь	Контроль	9,0	1,0	3
	1,5% р-р ГП	15,0	1,5	17
	2,0% р-р ГП	21,0	1,5	

Высокая токсичность продукта техногенеза обуславливает необходимость проведения дополнительных исследований по детоксикации субстрата путем применения веществ – инактиваторов.

Для проведения лабораторных испытаний по подбору инактиваторов подготовлены дефекто-сатурационный осадок (отход производства сахара), гумат натрия, и составлены варианты композиций: порода + гумат натрия 5% от

массы породы; порода + ГП – 10% от массы породы; порода + ГП – 20% от массы породы; порода + ГП – 30% от массы породы; порода + ГП – 40% от массы породы; порода + ГП – 50% от массы породы; порода + дефекат 10% от массы породы; порода + дефекат – 20% от массы породы; порода + дефекат – 30% от массы пород.

Результаты испытаний показали, что наибольший стимулирующий эффект на прорастание и всхожесть семян оказывает присутствие дефеката в субстрате (таблица 3).

Таблица 3- Результаты испытаний по детоксикации исследуемого субстрата

Вариант	Всхожесть семян, %	Ср. высота растений на 17-е сутки, см	Признаки угнетения роста и развития растений
Порода+гумат-натрия 5% от массы породы	20	1,8	Полная гибель в фазе 1-го листа
Порода + дефекат -10% от массы породы	44	6,8	Полная гибель в фазе 2-го листа
Порода + дефекат - 20% от массы породы	64	7,8	Полная гибель в фазе 2-3-х листьев
Порода + дефекат - 30% от массы породы	80	6,3	Полная гибель в фазе 2-3-х листьев

Анализ результатов проведенных лабораторных исследований показал, что испытанные агроприемы могут стать основой для разработки технологии создания растительного покрова на складе отходов обогащения хризотил–асбестовых руд. Наличие в республике отходов производства сахара на 8-и сахарных заводах, исчисляемых миллионами тонн, позволяет полагать, что использование их для рекультивации значительно улучшит экологическую ситуацию не только в регионах горнодобывающих производств, но и в областях, где складировались эти отходы. Поскольку отходы сахарного производства представляют собой тонкодисперсный материал, то вовлечение его производство значительно сократит пылевыбросы на территории Республики Казахстан.

Литература

- 1 Ковда В. А. Почвенный покров, его улучшение, использование и охрана.- М.: Наука, 1981. 182 с.
- 2 Плюссин И. И. Мелиоративная почвоведение.- М.:Колос, 1971.-415 с.
- 3 Мельников Н. Н., Месяц С. П. Концепция оптимизации экологического состояния горнопромышленных регионов. «Освоение недр и экологические проблемы – взгляд в XXI век» Материалы Международной конференции. М.: 2001. 197-204 с.
- 4 Тасекеев М. Биоремедиация токсичных промышленных отходов // Промышленность Казахстана,- 2004, -№ 10.- С.59-63.

5 Баран С., Кживы Е. Фитомелиорация почв, загрязненных свинцом и кадмием при помощи раkitника. //Влияние природных и антропогенных факторов на соц.экосистемы. 2003. 39-44.

6 Строганов Б.П. Физиологические основы солеустойчивости растений. - М.: 1962. – 325 с.

7 Жалгасулы Н., Черний Г.М., Сарсембекова А.С. Сборник «Отходы: пути предотвращения и минимизации», - Алматы, 2004.

8 Сарсембекова А.С. Кен өндіретін кәсіпорындардың техногендік аумақтарындағы экологиялық жағдайды жақсарту//Сб. материалов 2-Межд. научн. практ. конференции «Современное состояние и перспективы развития горнодобывающих отраслей промышленности», - Рудный, 2004.-316-317 беттер.

9 Жалгасулы Н., Черний Г.М., Исмаилова А.А. и др. Биотехническая рекультивация техногенных образований // Промышленность Казахстана, -2011,- № 4.-С.58-60.

References

1 Kovda V. A. Pochvennyj pokrov, ego uluchshenie, ispol'zovanie i ohrana.- M.: Nauka, **1981**. 182 s. (in Russ.).

2 Pljusnin I. I. Meliorativnaja pochvovedenie.- M.:Kolos, **1971**.-415 s. (in Russ.).

3 Mel'nikov N. N., Mesjac S. P. Konceptcija optimizacii jekologicheskogo sostojanija gornopromyshlennyh regionov. «Osvoenie neдр i jekologicheskie problemy – vzgljad v XXI vek» Materialy Mezhdunarodnoj konferencii. M.: **2001**. 197-204 s. (in Russ.).

4 Tasekeev M. Bioremediacija toksichnyh promyshlennyh othodov // Promyshlennost' Kazahstana,- **2004**, -№ 10.- S.59-63. (in Russ.).

5 Baran S., Kzhivy E. Fitomelioracija pochv, zagryaznennyh svincom i kadmиеm pri pomoshhi rakitnika. //Vlijanie prirodnyh i antropogennyh faktorov na soc. jekosistemy. **2003**. 39-44. (in Russ.).

6 Stroganov B.P. Fiziologicheskie osnovy soleustojchivosti rastenij. - M.: **1962**. – 325 s. (in Russ.).

7 Zhalgasuly N., Chernij G.M., Sarsembekova A.S. Sbornik «Othody: puti predotvrashhenija i minimizacii», -Almaty, **2004**. (in Russ.).

8 Sarsembekova A.S. Ken өндіретін кәсіпорындардың техногендік аумақтарындағы жekологиялық зһардајды жақсарту//Sb. materialov 2-Mezhd. научn. практ. konferencii «Sovremennoe sostojanie i perspektivy razvitija gornodobyvajushhih otraslej promyshlennosti», - Rudnyj, **2004**.-316-317 better. (in Russ.).

9 Zhalgasuly N., Chernij G.M., Ismailova A.A. i dr. Biotehnicheskaja rekul'tivacija tehnogennyh obrazovanij // Promyshlennost' Kazahstana, -**2011**,- № 4.-S.58-60. (in Russ.).

Резюме

*Жалғасұлы Н., Черний Г.М., Разумова О.Б., Исмаилова А.А.
(Д.А. Қонаев атындағы Кен істері институты, Алматы қ.)*

ТЕХНОГЕНДІ ШИКІЗАТТЫҢ БЕТІНЕ КӨКШАЛҒЫН ӨСІРУДІҢ ТЕХНОЛОГИЯСЫ

Мақалада Жітіқара кенішіндегі хризотил-асбест қалдықтарының бетіне аборигенді өсімдіктер өсірудің жаңа технологиясын енгізудің лабораториялық жұмыстардан алынған мәліметтері берілген.

Түйін сөздер: өсімдік жамылғысы, тозаңдату, қалдық байлықтары

Summary

*Zhalgasuly N., Chernij G.M., Razumova O.B., Ismailova A.A.
(Mining Institute after D. A. Kunaev, Almaty)*

TECHNOLOGY OF CREATION OF VEGETATION ON MAN-MADE STRUCTURES

The article provides an overview of how to create vegetation on man-made landscapes and the results of laboratory studied plants aboriginal growing wild on waste enrichment of chrysotile asbestos ore deposits Zhitikara.

Keywords: vegetation, dustemissions, tailings

Поступила 02.04.2014 г.

Жалгасулы Н., Черний Г.М., Разумова О.Б., Исмаилова А.А.
(Институт горного дела им. Д. А. Кунаева г. Алматы)

К ВОПРОСУ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОТХОДОВ ПЕРЕРАБОТКИ РУДНОГО СЫРЬЯ

В статье приведены результаты лабораторных исследований использования отходов обогащения медных руд Жезказганского месторождения для получения сухих строительных смесей.

Ключевые слова: отходы обогащения, сухие строительные смеси.

Түйін сөздер: қалдық байлықтары, құрғақ құрылыс қоспасы.

Keywords: tailings, dry mixes.

На балансе цветной металлургии республики числятся более 40 хвостохранилищ, половина из них действующие. На сегодняшний день в них накоплено более 12 млрд. т хвостов обогащения, имеющих различные физико-химические и химико-минералогические свойства.

Одним из перспективных направлений использования отходов является применение их в качестве компонентов для производства отечественных конкурентоспособных модифицированных сухих строительных смесей.

Сухие строительные смеси имеют неоспоримые преимущества и высокую эффективность, как в техническом, так и в экономическом плане по сравнению с обычными традиционными строительными материалами. Эти преимущества и технико-экономическая эффективность современных модифицированных строительных сухих смесей заключается в следующем: существенно повышается качество и культура работы; значительно возрастает производительность труда (1,5-5 раз); облегчается доставка их на объекты; увеличиваются сроки хранения на строительных площадках до 0,5-1,0 года, что обеспечивает непрерывность цикла строительных работ; снижается материалоемкость по сравнению с традиционными технологиями в 3-10 раз [1-3].

Производство современных модифицированных строительных сухих смесей в Казахстане делает первые шаги. Актуальность разработки композиций строительных материалов с использованием отходов обогащения рудного сырья заключается в снижении затрат на производство. Это является наиболее важным показателем продукции для привлечения потребителя в условиях высокой конкуренции.

Для производства строительных материалов наибольший интерес представляют хвосты обогащения следующих подотраслей:

– медно-алюминиевой промышленности (Балхашский и Жезказганский горно-металлургические комбинаты, Тургайский и Краснооктябрьский бокситовые рудоуправления);

– свинцово-цинковой промышленности (Ащысайский полиметаллический, Текелийский свинцово-цинковый (Южный Казахстан), Усть-Каменогорский медно-химический, Зырянский свинцовый, Усть-Каменогорский свинцово-

цинковый, Лениногорский и Иртышский полиметаллический, Жайремский, Карагандинский и Жезкентский горно-обогатительные комбинаты);

– золоторедкометальной промышленности (Акчатауский, Белогорский, Васильковский горно-обогатительные, Усть-Каменогорский титано-магниевый комбинаты, «Каззолото» и «Алтайзолото»).

Исследование возможности вовлечения в производство техногенных минеральных отходов проводили с использованием текущих хвостов обогащения медьсодержащих руд Жезказганского месторождения.

С этой целью был исследован их химический, минералогический и гранулометрический состав.

Хвосты обогащения Жезказганской обогатительной фабрики (ЖезОФ), содержат % : SiO_2 – 76,02; CaO – 3,56; Al_2O_3 – 10,45; MgO – 1,17; Na_2O – 2,62; K_2O – 1,93; TiO_2 – 0,33; MnO – 0,04; CuO – 0,16.

Гранулометрический состав хвостов, представлен в %: частицами размером выше 0,63 мм – 0,05; частицы размером меньше 0,63 мм, но выше 0,315 мм – 5,09; частицами размером меньше 0,315 мм, но выше 0,16 мм – 32,96; частицами размером меньше 0,16 мм – 61,9. Модуль крупности – 0,43. Результаты анализа показывает, что хвосты обогащения ЖезОФ представляют собой тонкозернистый песок с повышенным содержанием SiO_2 .

Для проведения лабораторных исследований по разработке композиций сухих строительных смесей (ССС) в качестве исходных сырьевых материалов использованы:

- хвосты обогащения Жезказганской обогатительной фабрики;
- портландцемент ПЦ 400 Д20 АО «Central AZIA cement (п. Актау, Карагандинская обл.) и портландцемент ПЦ 400 Д20 Шымкентского цементного завода;
- функциональные добавки: мовилит ДМ 2072Р и тилоза МВ 15009 Р2 фирмы «Клариянт» (Германия);
- гранулированный доменный шлак Карагандинского металлургического комбината – как гидравлическая добавка при получении портландцементов ПЦ 400 Д20;

Традиционно сухие строительные смеси получают путем совместного помола вяжущих (цемент, известь, гипс) и минеральных компонентов (песок, карбонаты) с модифицирующими добавками. Однако такой состав смеси не обеспечивает строительные-технические характеристики, удовлетворяющие требованиям, предъявляемым к материалам для ремонтно-восстановительных работ.

С целью повышения однородности получаемых смесей и улучшения удобоукладываемости нами разработан способ получения растворных смесей из сухих компонентов, который заключается в следующем: растворная смесь для испытания готовится смешением воды и цемента до однородной массы и затем вводится расчетное количество хвостов обогащения и модифицирующие добавки. Испытания полученных растворных смесей осуществляют следующим образом: растворы укладываются в разъемные стальные формы в виде куба (для испытания на прочность готовятся 3 контрольных образца размером 7х7х7). Далее растворную смесь в формах подвергают вибрационному воздействию на лабораторной виброплощадке в течение 1 минуты. Через сутки образцы вынимали из форм и помещали в камеру хранения, в которой

поддерживается заданная температура и влажность. Испытание образцов осуществляли через определенные промежутки времени (1...28 суток). Через 28 суток по показателям прочности определяли марку бетона (класс).

Изучение влияния отдельно взятых добавок с различными концентрациями на процессы гидратации и твердения вяжущего, проводили на образцах 2 x 2 x 2 см. После хранения образцов в камере через 1, 3, 7, 14 и 28 суток определяли прочность кубиков по ГОСТ 10180-90: «Бетоны. Методы определения прочности по контрольным образцам на прессе» типа ИП-100 на прессе МС-500.

Процесс гидратации вяжущего с различными добавками и качественный состав гидратных цементирующих фаз контролировался методами дериватографического, рентгеноструктурного анализов.

Сроки схватывания цемента в сочетании с различными добавками и их количеством определяли по стандартной методике ГОСТ 310.1-76 «Цементы. Методы испытаний».

Параллельно определяли такие свойства смесей как среднюю плотность сухой смеси и смеси с определённой подвижностью, водоудерживающую способность, влажность, водопоглощение, прочность при сжатии, морозостойкость по ГОСТ 5802-86 «Растворы строительные. Методы испытаний» и по КРСТ 1168-2006 «Смеси сухие строительные. Технические условия».

Определение подвижности растворной смеси проводили на эталонном конусе при погружении его в смесь.

Влажность смеси определяли после высушивания образца в сушильном шкафу до постоянного веса.

Водопоглощение образцов определяли после их насыщения водой до постоянного веса в ёмкости и затем высушивания в сушильном шкафу.

Водоудерживающую способность растворов определяли путём испытания слоя смеси, уложенного на промокательную бумагу, впитывающую влагу из раствора.

Прочность сцепления растворов определяли по методике ГОСТ 24992-81 «Конструкции каменные. Методы определения прочности сцепления в каменной кладке».

Морозостойкость определяли стандартным методом путём попеременно-го замораживания и оттаивания образцов.

Процессы структурообразования изучались определением пластической прочности в системах цемент + добавка + вода коническим пластометром с углом конуса 30°. Рабочие составы подготавливали в количестве около 100 г, помещали в посуду определённой ёмкости и через 20-30 минут замеряли величину погружения конуса пластометра в твердеющую смесь.

Основные процессы формирования свойств строительных растворов определяются взаимодействиями в системе «минеральное вяжущее - заполнитель – вода» [4-9]. При введении в смесь воды происходят сложнейшие физико-химические процессы, которые определяются поверхностным натяжением воды и ее водородными связями. Полярные электрические взаимодействия определяют и адсорбцию и адгезию воды по отношению к твердой частице: чем меньше твердая частица, тем тоньше и прочнее водная адсорбционная оболочка и выше клеящая способность.

Введение в такую систему неорганических и органических модифицирующих добавок позволяет изменять практически все характеристики материала

и получать строительные растворы с заданными свойствами, предназначенные для применения в различных, включая экстремальные, условиях. Применение модифицирующих добавок в составах сухих строительных растворных смесей позволяет изменять в широких пределах их технологические свойства. Номенклатура таких добавок на сегодняшний день велика: к ним относятся поверхностно активные вещества (ПАВ), водорастворимые полимеры, водные дисперсии полимеров, электролиты и др. [10-11].

Нами были исследованы такие модифицирующие добавки как тилоза и мовилит.

Тилоза (эферы целлюлозы) применяются в строительных смесях как водоудерживающий агент. Благодаря специальным модификациям структуры полимера и вспомогательным добавкам тилоза оказывает влияние практически на все основные свойства строительных смесей (адгезию к поверхности нанесения, улучшение консистенции, понижение поверхностного натяжения раствора).

Мовилит (поливинилацетат) – полифункциональный дисперсный порошок, применяемый как добавка или как вяжущее для придания адгезионных и прочностных свойств.

В соответствии с разработанной методикой из исходных сырьевых материалов были получены растворные смеси, удовлетворяющие требованиям, предъявляемым к растворам марок М25, М50, М 75, М 100, М 200, составы которых приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Состав растворных смесей на основе хвостов обогащения ЖезОФ

Марка (класс) раствора	Расход исходных материалов, кг/м ³			Средняя плотность растворной смеси, кг/м ³
	цемент	хвосты	вода	
М 25 (~В2)	95,0	1227,0	49,0	1371,0
М 50 (~В3)	128,0	1200,0	65,0	1393,0
М 75 (~В5,5)	137,0	1186,0	69,0	1392,0
М 100 (~В7,5)	169,0	1158,0	85,0	1412,0
М 150 (~В10)	224,0	1116,0	112,0	1452,0
М 200 (~В15)	271,0	1044,0	134,0	1449,0

Определение средней растворной плотности показало, что растворы марок М 25-200 (В-2-В-15) на основе хвостов ЖезОФ являются легкими, средняя плотность не превышает 1500 кг/м³.

Из данных, приведенных в таблице 1, следует, что с повышением заданной марочности растворов: расход цемента и воды увеличивается, а хвостов, наоборот, уменьшается; возрастает также средняя плотность растворной смеси.

Физико-механические свойства полученных смесей приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Физико-механические свойства сухих строительных смесей на основе хвостов ЖезОФ

Марка ССС	Объёмная масса, кг/м ³	Прочность, МПа:		Морозостойкость, цикл
		При сжатии	При сцеплении	
М 25 (~В2)	1371,0	2,6	0,2	5
М 50 (~В3)	1393,0	5,2	0,28	10
М 75 (~В5.5)	1398,0	7,8	0,3	15
М100 (~В7.5)	1400,0	10,9	0,35	25
М150 (~В 10)	1427,0	16,1	0,38	35
М200 (~В 15)	1448,0	22,3	0,4	50

Из приведенных данных следует, что:

- при М 25 (~В2) прочность образцов при сжатии – 2,5 МПа и при сцеплении – 0,2 МПа, а морозостойкость – F5;
- при М 50 (~В3) прочность образцов при сжатии – 5,2 МПа и при сцеплении – 0,28 МПа, а морозостойкость – F10;
- при М 75 (~В 5.5) прочность при сжатии – 7,5 МПа и при сцеплении – 0,3 МПа, морозостойкость – F15;
- при М 100 (~В 7.5) прочность образцов при сжатии – 10,9 МПа и при сцеплении – 0,35 МПа, а морозостойкость – F25;
- при М 150 (~В 10) прочность образцов при сжатии – 16,1 МПа и при сцеплении – 0,38 МПа, а морозостойкость – F35;
- при М 200 (~В 15) прочность образцов при сжатии – 22,3 МПа и при сцеплении – 0,4 МПа, а морозостойкость – F50.

Следовательно, с повышением заданной марки смеси физико-механические свойства улучшаются.

Результаты исследования сухих строительных смесей с модифицирующими добавками для марки М 50 (~В3) и М100 (~В 7.5) приведены в таблице 3. Из приведенных данных следует, что сухая строительная смесь марки М 50 (~В 3) без добавки имеет водоудерживающую способность 66,8 %. Прочность при сжатии 5,2 МПа, морозостойкость 10 циклов. При введении мовилита, тилозы и комплексной добавки (мовилита и тилозы) в состав исследуемых сухих строительных смесей существенно улучшаются некоторые физико-механические свойства их, например: водоудерживающая способность возрастает от 68,7 % до 93,8-99,7 %; прочность затвердевших строительных смесей при сжатии возрастает от 10,9 МПа до 11,1-12,8 МПа; морозостойкость достигает 30-35 циклов против 25 циклов.

Эти данные показывают, что полимерные функциональные добавки наибольшее влияние оказывают на водоудерживающую способность и прочность сцепления с основанием. При этом с повышением содержания цемента в их составе эффективность влияния функциональных добавок возрастает.

Анализ результатов проведенных исследований показал возможность использования отходов обогащения медных руд Жезказганского месторождения для получения штукатурных и кладочных сухих смесей.

Таблица 3 – Физико-механические свойства разработанных модифицированных растворов с использованием отходов обогащения ЖезОФ

Марка (класс) раствора	Вид полимерных добавок, %	Содержание полимерных добавок, %	Водоудерживающая способность, %	Прочность при сжатии, МПа	Прочность при сцеплении, МПа	Морозостойкость, цикл
М 50 (~В3)	-	-	66,8	5,2	0,28	10
	Мовилит	2,0	90,3	5,9	0,48	15
	Тилоза	0,6	97,9	5,3	0,37	15
	Мовилит +Тилоза	1,0 + 0,4	98,9	6,8	0,9	20
М 100 (~В7.5)	-	-	68,7	10,9	0,35	25
	Мовилит	3,0	93,8	12,8	0,67	30
	Тилоза	0,5	98,3	11,1	0,61	30
	Мовилит +Тилоза	1,0 + 0,4	99,7	13,4	0,83	35

Очевидно, что полученные композиции будут конкурентоспособны, так как затраты на их производство будут ниже, по сравнению с традиционными. Исследуемые отходы обогащения руд, используемые как наполнитель (песок), в разработанных композициях представляют собой готовый к употреблению компонент, не требующий каких-либо дополнительных операций по подготовке, кроме транспортных расходов на доставку к месту производства сухих смесей.

Литература

- 1 Дворкин Л.И., Дворкин О.А. Строительные материалы из отходов промышленности. Учебно-справочное пособие. - Ростов н/Д: Феникс, 2007. – 368 с.
- 2 Бейсеев О.Б., Бейсеев А.О., Шакирова Г.С. Физико-химические и технологические свойства природных минеральных наполнителей Казахстана как основа для использования их в производстве композиционных материалов специального и медицинского назначения//Наука та інновації. - 2005.-т.1. № 1. – С.112-115.
- 3 Бишимбаев В., Худякова Т., Вернер В. И др. Комплексное использования минерального и техногенного сырья для производства строительных материалов и изделий//Промышленность Казахстана.-2011. -№ 12. – С. 71-73.
- 4 Дубов В.А., Журавлев А.А., Князев А.С. и др. Природосберегающие технологии производства строительных материалов//Строительные материалы. -2013.- № 2.-С.81-83.
- 5 Миронова А.С. Техногенное сырье в производстве стеновых и отделочных материалов//Строительные материалы. -2010.- № 2.- С. 62-63.

6 Ильичев В.А., Карпенко Н.И., Ярмаковский В.Н. О развитии производства строительных материалов на основе вторичных продуктов промышленности//Строительные материалы. - 2011.-№4.-С.36-41.

7 Баженов Ю.М., Коровяков В.Ф., Денисов Г.А. Технология сухих строительных смесей. – М.: АСВ, 2003 – 95с.

8 Козлов В.В. Сухие строительные смеси. – М.: АСВ, 2000.– 95с.

9 Бондаренко Г.В., Грызлов В.С. Методика получения многокомпонентного минерального вяжущего на основе техногенных отходов промышленности// Строительные материалы.-2012.-№3.-С.26-29.

10 Евстигнеева Ю.А. История применения модифицирующих добавок к сухим строительным смесям// Сухие строительные смеси.- 2008.- №4. – С.34-35

11 Ботка Е., Скороходова А. Рынок сухих строительных смесей России и стран СНГ: общие черты и особенности развития// Сухие строительные смеси. - 2008. - № 4.– С.38-40

References

1 Dvorkin L.I., Dvorkin O.A. Stroitel'nye materialy iz othodov promyshlennosti. Uchebno-spravochnoe posobie. - Rostov n/D: Feniks, **2007**. – 368 s. (in Russ.).

2 Bejseev O.B., Bejseev A.O., Shakirova G.S. Fiziko-himicheskie i tehnologicheskie svojstva prirodnyh mineral'nyh napolnitelej Kazahstana kak osnova dlja ispol'zovanija ih v proizvodstve kompozicionnyh materialov special'nogo i medicinskogo naznachenija//Nauka ta innovacii. - **2005**.-t.1. № 1. – S.112-115. (in Russ.).

3 Bishimbaev V., Hudjakova T., Verner V. I dr. Kompleksnoe ispol'zovanija mineral'nogo i tehnogennogo syr'ja dlja proizvodstva stroitel'nyh materialov i izdelij//Promyshlennost' Kazahstana.-**2011**. -№ 12. – S. 71-73. (in Russ.).

4 Dubov V.A., Zhuravlev A.A., Knjazev A.S. i dr. Prirodosberegajushhie tehnologii proizvodstva stroitel'nyh materialov//Stroitel'nye materialy. -**2013**.- № 2.- S.81-83. (in Russ.).

5 Mironova A.S. Tehnogennoe syr'e v proizvodstve stenovyh i odelochnyh materialov//Stroitel'nye materialy. -**2010**.- № 2.- S. 62-63. (in Russ.).

6 Il'ichev V.A., Karpenko N.I., Jarmakovskij V.N. O razvitii proizvodstva stroitel'nyh materialov na osnove vtorichnyh produktov promyshlennosti// Stroitel'nye materialy. - **2011**.-№4.-S.36-41. (in Russ.).

7 Bazhenov Ju.M., Korovjakov V.F., Denisov G.A. Tehnologija suhix stroitel'nyh smesej. – М.: ASV, **2003** – 95с. (in Russ.).

8 Kozlov V.V. Suhie stroitel'nye smesi. – М.: ASV, 2000.– 95с. (in Russ.).

9 Bondarenko G.V., Gрызлов V.S. Metodika poluchenija mnogokomponentnogo mineral'nogo vjashushhego na osnove tehnogennyh othodov promyshlennosti// Stroitel'nye materialy.-**2012**.-№3.-S.26-29. (in Russ.).

10 Evstigneeva Ju.A. Istorija primenenija modifizirujushih dobavok k suhim stroitel'nyh smesjam// Suhie stroitel'nye smesi.- **2008**.- №4. – S.34-35 (in Russ.).

11 Botka E., Skorohodova A. Rynok suhix stroitel'nyh smesej Rossii i stran SNG: obshhie cherty i osobennosti razvitija// Suhie stroitel'nye smesi. - **2008**. - № 4.– S.38-40(in Russ.).

Резюме

*Жалғасұлы Н., Черний Г.М., Разумова О.Б., Исмаилова Ә.А.
(Д.А. Қонаев атындағы Кен істері институты, Алматы қ.)*

КЕНДІ БАЙЫТУДАН ҚАЛҒАН ҚАЛДЫҚТАРДЫ ИГЕРУДІҢ ЖОЛДАРЫ

Мақалада зертханалық жұмыстар арқылы Жезқазған байыту фабрикаларының қалдықтарынан құрғақ құрылыс қоспасын шығаруды игеру нәтижелері баяндалады.

Түйін сөздер: қалдық байлықтары, құрғақ құрылыс қоспасы.

Summary

*Zhalgasuly N., Chernju G.M., Razumova O.B., Ismailova A.A.
(Mining Institute after D. A. Kunaev, Almaty)*

TO THE QUESTION OF WASTE ORE PROCESSING

The article presents the results of laboratory studies on the use of copper ore tailings deposits Zhezkazgansky for dry construction mixtures.

Keywords: tailings, dry mixes.

Поступила 02.04.2014 г.

**Смаилова Г.Ж.¹, Исмаилов А.А.², Исмаилова Д.А.³,
Гиззатов Р.Г.¹, Азимова Е.Д.¹**

(¹КазНТУ им. К. И. Сатпаева, Алматы, Казахстан,
²АО «КИНГ», Астана, Казахстан, ³Университет Лотарингии, Нанси, Франция)

УВЕЛИЧЕНИЕ НЕФТЕОТДАЧИ ПЛАСТОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ МЕТОДОВ

Аннотация

В статье рассмотрена и предложена методика систематизации выбора участков для метода увеличения нефтеотдачи (МУН) путем исследования степени выработанности нефтеснабжающего коллектора с применением множественного регрессионного и дискриминантного анализа.

Ключевые слова: нефтяные месторождения, физико-химические методы, нефтенасыщенность, нефтеотдача пластов, геологические и гидродинамические характеристики.

Түйін сөздер: мұнай кен орындары, физика-химиялық әдістер, мұнай қанықтылық, қабаттың мұнай бергіштігі, геологиялық және гидродинамикалық сипаттамалар.

Keywords: oil fields, physicochemical methods, oil saturation, oil recovery, geological and hydrodynamic characteristics

Интенсивная выработка запасов заводнением большинства нефтяных месторождений Урало-Поволжья и Западной Сибири (Ромашкинское, Туймазинское, Ново-Елховское, Шкаповское, Арланское, Первомайское, Мамонтовское, Самотлорское) привели к опережающему отбору нефти из высокопроницаемых и высокопродуктивных коллекторов и как следствие, произошло ухудшение структуры запасов нефти в сторону резкого увеличения доли трудноизвлекаемых. Этому способствовали характерные для перечисленных месторождений высокая расчлененность нефтенасыщенных коллекторов, их прерывистость и проницаемостная неоднородность, которые и повлияли на неравномерность выработки запасов. Постоянное пополнение информации путем исследования и анализа состояния разработки объектов расширяет возможность оценки текущих параметров разработки нефтяной залежи и позволяет совершенствовать технологии выработки запасов. В первую очередь это относится к месторождениям с высокой накопленной информацией, находящимся в эксплуатации более 40 лет. Непрерывный анализ состояния выработки запасов, например, для площадей Ромашкинского месторождения с многопластовыми объектами, показывает, что рациональное применение информации об объекте путем гидродинамических и физико-химических методов воздействия на пласт с целью повышения нефтеотдачи пластов может значительно повысить эффективность разработки объекта. Однако эффективность физико-химических методов увеличения нефтеотдачи пластов в особенности для низкопроницаемых и низкопродуктивных коллекторов недостаточно высока из-за отсутствия эффективных методик оценки степени вы-

работанности пласта. Поэтому в большей степени эффективность технологии МУН определяется степенью достоверности выбора участков с соответствующими геологическими и гидродинамическими характеристиками, величиной остаточных запасов и планируемой технологии МУН. Поэтому дальнейшее совершенствование технологии повышения нефтеотдачи пластов как гидродинамическими, так и физико-химическими методами, путем применения для месторождений в поздней стадии разработки обоснованных методик выбора участков является крайне актуальной задачей [1].

Применение физико-химических методов повышения нефтеотдачи пластов по результатам научных исследований и опытно-промышленных работ, выполнено в различных научно-исследовательских организациях и предприятиях. Отмечается, что по этой проблеме накоплен значительный опыт в России и за рубежом, приведенных в трудах Р. Х. Алмаева, И. Д. Амелина, Л. К. Алтуниной, В.Е. Андреева, Г. А. Бабаляна, Д. В. Булыгина, А. Ш. Газизова И. Ф. Глумова, А. Т. Горбунова, Г. И. Григоращенко, С. В. Гусева, С. А. Жданова, Р. Р. Ибатуллина, Г. З. Ибрагимова, В. Д. Кочеткова, В. В. Кукина, Б. И. Леви, И. Л. Мархасина, И. Т. Мищенко, Р. Х. Муслимова, А.Г. Телина, В. И. Титова, М. Л. Сургучева, Р. Н. Фахретдинова, Р. С. Хисамова, Н. И. Хисамутдинова, И. А. Швецова и многих других. Дается краткий обзор опубликованных работ механизма формирования остаточной нефти в поздней стадии разработки, анализ технологии повышения нефтеотдачи пластов с применением поверхностно-активных веществ, загущающих растворов, комбинированных технологий многофункционального действия. Фролов А. И. подробно провел анализ технологий увеличения нефтеотдачи пластов горизонта Д Абдрахмановской Ромашкинского месторождения, как наиболее насыщенный и представительный объект по испытанию различных технологий МУН в ОАО «Татнефть». На базе обобщения результатов применения 28 технологий МУН по 459 нагнетательным скважинам, охватывающим 43,5 % всех перебивавших под закачкой объектов, получена эмпирическая зависимость удельного эффекта технологии повышения нефтеотдачи пластов от параметров, характеризующих состояние разработки пласта. Полученная зависимость показывает, что основными параметрами, определяющими эффективность технологии являются остаточные запасы, при этом предельный рентабельный дебит от технологии МУН составил 6,7 т/сут, а текущие извлекаемые запасы на одну скважину -21 тыс.т и более [2].

Разукрупнение объекта проводилось методом совместного рассмотрения полей давления, карт остаточной нефтенасыщенности, проницаемости и результатов лабораторных исследований по нефтевытеснению, гидродинамических характеристик пласта с использованием известной теории нечетких множеств и методами теории графов. По данной методике восемь пластов Абдрахмановской площади разбиты на более чем 500 гидродинамически обособленных участков, которые анализировались как самостоятельные объекты разработки на данный период. Необходимо отметить, что алгоритм выделения участков справедлив лишь для рассматриваемого периода времени, так как поля давлений изменчивы во времени. Классификация участков и исследование зависимости степени выработанности запасов нефти по текущему коэффициенту нефтеотдачи в зависимости от геолого-физических свойств пласта и показателей разработки проведены по 24 параметрам с использованием метода множественного регрессионного и дискриминантного анализа.

Используя метод построения линейных дискриминантных функций (ЛДФ), обеспечивающих при определенных условиях минимум критерия средней вероятности ошибочной классификации, все участки были разбиты на 6 групп, характеризующиеся признаками конкретных геолого-технических мероприятий [3, 4].

В первую группу отнесены участки, характеризующиеся высокой плотностью начальных балансовых запасов нефти, коллектора которых имеют среднюю по площади проницаемость, с высокой зональной и послонной неоднородностью. При этом плотность сетки для этой группы участков составляет 15.5 га/скв, что превосходит аналогичный показатель по другим группам. Участки данной группы характеризуются большим значением водожиждкостного фактора (ВЖФ) и текущей обводненности по сравнению со средними по площади значениями, а также невысоким показателем использования пробуренного фонда. Для данных участков характерно интенсивное заводнение. Показатель выработки балансовых запасов значительно меньше возможного коэффициента извлечения нефти (КИН). Для таких участков основными мероприятиями для повышения уровня выработки запасов являются уплотнение сетки скважин, водоизоляционные работы, смена направлений фильтрационного потока с оптимизацией системы заводнения, перевод при выполнении соответствующих условий транзитных скважин на добычу нефти с данного пласта, применение технологий нестационарного нефтеизвлечения [5].

Во вторую группу входят участки с низкой средней проницаемостью, высокой зональной неоднородностью, низкой продуктивностью коллектора, со средней степенью разбуренности и низким показателем использования пробуренного фонда. Участки характеризуются низкими показателями текущей и накопленной обводненности. Показатель выработки балансовых запасов значительно меньше возможного КИН [6, 7].

Для таких участков основными мероприятиями для повышения уровня выработки запасов являются: уплотнение сетки действующих скважин, оптимизация режимов работы скважин, мероприятия по улучшению фильтрационных свойств коллектора.

В третью группу отнесены участки, для которых характерны средние показатели для групп участков с низким уровнем выработки запасов. Для таких участков применимы мероприятия, предлагаемые как для первой, так и для второй групп.

Четвертая группа как бы отделяется от основных в связи с тем, что это самая малочисленная группа, основной особенностью которой являются существенные отклонения от средних по площади значений параметров глинистости (до 8%), зональной неоднородности (0.9), показателя использования пробуренного фонда (0.79). При достигнутом КИН 0.386, отбор от начальных извлекаемых запасов составляет 96 % при текущей обводненности 44 % и водожиждкостном факторе 46 %. Для таких редких на данной площади участков трудно подобрать статистически значимое решение. Тем не менее, основываясь на опыте разработки других площадей, можно предположить, что основными мероприятиями для данной группы участков должны быть мероприятия, связанные с разглинизацией коллекторов.

Пятая группа объединяет участки с высокой плотностью начальных балансовых запасов нефти. Коллектора участков обладают самой высокой

проницаемостью среди рассматриваемых групп. Участки характеризуются высокой зональной и послонной неоднородностью, разбурены с плотностью сетки скважин 12.7 га/скв., коэффициент использования пробуренного фонда скважин достигает 0.6-0.7. Скважины участков обладают максимальной продуктивностью среди рассматриваемых групп. Обводненность участков достигает 96 % при разбросе данного параметра 0.02, т.е. участки обводнены достаточно равномерно. Водожидкостной фактор имеет высокое значение и превышает средний по площади показатель. Основные геолого-технические мероприятия направлены на приращение текущих извлекаемых запасов нефти за счет применения технологий и физико-химических методов совместно с заводнением, а также оптимизация системы разработки с целью уменьшения энергзатрат и снижения объемов попутно добываемой воды [9].

Шестая группа участков характеризуется набором параметров, близких к средним показателям в целом по площади. Для данной категории участков сохраняют эффективность стандартные технологии заводнения пластов. Вместе с тем, для этой группы могут также использоваться и мероприятия, характерные для пятой группы участков.

Показано, что прогнозная приемистость нагнетательных скважин планируемых под перевод на закачку растворов химреагентов или воды после возобновления закачки или длительной остановки для расчета объема закачиваемой с воды (жидкости с технологиями МУН) часто бывает неопределенной. Метод основан на анализе результатов исследования кривых падения давления на устье нагнетательных скважин и профиля приемистости [10].

Приведены результаты анализа и обобщения промысловых исследований, выполненных ЦНИПром НГДУ «Иркеннефть» по определению данных профилей приемистости, замерам устьевых и забойных давлений, расходов по 259 скважинам Абдрахмановской площади за период 1981-2001 г. В результате анализа, установлены зависимости коэффициента приемистости от гидропроводности по скважинам, в которых замеренные параметры имели одновременную фиксацию.

Экспериментальный участок объединял 11 скважин, относящихся ко второй группе по степени выработанности и коллекторским характеристикам пласта. На экспериментальном участке исследуется влияние соотношения добывающих и нагнетательных скважин, а также плотности сетки скважин на эффективность выработки запасов. В данном случае задача решается путем размещения скважин по площадной системе заводнения, в которых вначале скважины после бурения переводят под закачку после обработки призабойной зоны раствором поверхностно-активного вещества с целью очистки забоя и восстановления приемистости нагнетательных и продуктивности добывающих скважин [8].

В результате использования технологии по патенту РФ № 2105871 за 1997 г. получен технологический эффект - 1,841 тыс.т., а экономический - 347,17 тыс. руб. [6]. Эффект как технологический, так и экономический продолжается. Дополнительная добыча нефти за 1998 г. составила 1,993 тыс.т, а экономический эффект 372,88 тыс.руб. Данная технология нефтевытеснения за счет уплотнения сетки скважин и выравнивания соотношения добывающих и нагнетательных скважин ближе к единице с последовательной очисткой и разглинизацией забоев скважин оказалась в условиях ОАО «Татнефть» одной из

самых эффективных. Но, несмотря на это бурение новых скважин для уплотнения, учитывая, что это достаточно затратное мероприятие в существующих экономических условиях в ОАО «Татнефть», может быть применено только на участках с низкой проницаемостью, высокой неоднородностью коллекторов, где низка эффективность заводнения, а также с высокой остаточной нефтенасыщенностью и запасами по объектам второй и третьей групп [11, 12].

Литература

1 Ахметзянов А.В., Кулибанов В.Н., Фролов А.И., Хисамов Р.С. Выбор оптимальных режимов отбора жидкости из многопластовых нефтяных месторождений // Автоматика и телемеханика.- М.:Наука.-1998.-№6.-С.67-75.

2 Патент РФ № 2065936. МПК E21B 43/20. Способ разработки неоднородной нефтяной залежи // Р.Х. Муслимов, Э.И. Сулейманов, Р. Хисамов, М.З. Тазиев, А.И. Фролов // Бюл.Изобретения, № 19.-1996.

3 Патент РФ № 2160368. МПК E21B 43/20. Способ разработки нефтяной залежи // Р.Х. Муслимов, Э.И. Сулейманов, Ш.Ф. Тахаутдинов, Р. Хисамов, А.И. Фролов, М.З. Тазиев // Бюл.Изобретения, № 12.-1996.

4 Патент РФ № 2103492. МПК E21B 43/22. Способ разработки нефтяной залежи // Р. Хисамов, М.З. Тазиев, А.И. Фролов, И.И. Рябов // Бюл.Изобретения, № 8.-1997.

5 Патент РФ № 2105871. МПК E21B 43/22. Способ разработки нефтяной залежи // Р. Хисамов, Э.М. Тазиева, В.И. Лапичкий, А.И. Фролов // Бюл.Изобретения, № 6.-1997.

6 Патент РФ № 2108451. МПК E21B 43/22,43/30. Способ разработки нефтяной залежи // Р.С. Хисамов, М.З. Тазиев, А.И. Фролов, Е.П. Жеребцов // Бюл.Изобретения, № 10.-1998.

7 Владимиров И.В., Фролов А.И. Моделирование работы скважины в режиме установившейся фильтрации в пространственно-неоднородном пласте // НТЖ Нефтепромысловое дело.-М.: ВНИИОЭНГ.- 2003.-Ж7.-С. 15-22.

8 Фролов А.И. Прогнозирование приемистости нагнетательных скважин при формировании геолого-технических мероприятий в пласте // НТЖ Нефтепромысловое дело.-М.: ВНИИОЭНГ.- 2003.-№6.- С.31-35.

9 Фролов А.И., Салихов М.М., Газизов И.Г. и др. Анализ эффективности методов увеличения нефтеотдачи на площадях НГДУ «Джалильнефть» // НТЖ Нефтепромысловое дело.-М.:ВНИИОЭНГ.-2003.-№12.-С.73-77.

10 Фролов А.И., Салихов М.М., Фархутдинов Г.Н. и др. Экспресс-метод выбора участков для применения МУН, ОПЗ и ВИР // НТЖ Нефтепромысловое дело.-М.:ВНИИОЭНГ.-2003.-№12.- С.82-87.

11 Хисамов Р.С., Фролов А.И., Тазиев М.З., Ибрагимов Г.З., Хисамутдинов Н.И. Управление шемой заводнения и технологиями повышения нефтеотдачи пластов // НТЖ Нефтепромысловое дело.-М.: ВНИИОЭНГ.- 2003.-№6. С. 19-26.

12 Методическое руководство по выбору скважин для проведения работ по стимуляции добычи нефти (ОПЗ), водоограничению и методам повышения нефтеотдачи пластов.-Уфа.-2003.- 59 с. // Утвер. гл. геологом ОАО «Татнефть», д.г.-м.н. Хисамовым Р.С. 15 мая 2003 г.

References

- 1 Akhmetzyanov A.V. Kulibanov V.N., Frolov A.I., Khisamov R.S. *Selection of optimal regimes of fluid withdrawal from multilayer oil fields Automation and Remote Control*. Moscow: Nauka. **1998**. № 6. P.67 -75. (in Russ.)
- 2 RF Patent number 2,065,936. IPC E 21 B 43/20 . *Way to develop heterogeneous oil reservoir*. A.D. Muslimov, E.I. Suleymanov, R. Khisamov, M.Z. Taziev, A.I. Frolov, Publ. **1996**. Bull № 19. (in Russ.)
- 3 RF Patent number 2,160,368. IPC E 21 B 43/20 . *The method of developing oil deposits*. A.D. Muslimov, E.I. Suleymanov, Sh.F. Takhautdinov, R. Khisamov, A.I. Frolov, M.Z. Taziev, Publ. **1996**. Bull № 12. (in Russ.)
- 4 Russian patent number 2,103,492 . IPC E 21 B 43/22 . *The method of developing oil deposits*. R. Khisamov, M.Z. Taziev, A.I. Frolov, I.I. Ryabov, Publ. **1997**. Bull № 8. (in Russ.)
- 5 RF Patent number 2,105,871 . IPC E 21 B 43/22 . *The method of developing oil deposits*. R. Khisamov, E.M. Taziyev, V.I. Lapitsky, A.I. Frolov, Publ. **1997**. Bull № 6. (in Russ.)
- 6 RF Patent number 2,108,451 . IPC E 21 B 43/22 , 43/ 30. *The method of developing oil deposits*. R.S. Khisamov, M.Z. Taziev, A.I. Frolov, E.P. Stallions, Publ. **1998**. Bull № 10. (in Russ.)
- 7 Vladimirov I.V., Frolov A.I., *Simulation of well-established mode filtering in a spatially inhomogeneous layer*. STJ Petroleum Engineering. Moscow: VNIOENG. **2003**. P.15-22 . (in Russ.)
- 8 Frolov A.I. *Prediction of injectivity of injection wells in the formation of geological and technical measures in the formation*. STJ Petroleum Engineering. Moscow: VNIOENG. **2003**. № 6. P.31-35. (in Russ.)
- 9 Frolov A.I., Salihov M.M., Gazizov I.G. etc. *Analysis of the effectiveness of EOR squares NGDU "Dzhalilneft"* . STJ Oilfield. delo. Moscow: VNIOENG. **2003**. № 12. P.73-77 . (in Russ.)
- 10 Frolov A.I., Salihov M.M., Farkhutdinov G.N. etc. *Rapid method of selecting sites for EOR , HMOs and WRI*. STJ Petroleum Engineering. Moscow: VNIOENG. **2003**. № 12. P.82-87 . (in Russ.)
- 11 Khisamov R.S., Frolov A.I., Taziev M.Z., Ibragimov G.Z. Khisamutdinov N.I. *Manage shemoy flooding and technologies. EOR*. STJ Petroleum Engineering. Moscow: VNIOENG. **2003**. № 6 . P. 19-26 . (in Russ.)
- 12 *Methodological guidance on the selection of wells for work on the stimulation of oil (HMO) , and vodoogranicheniyu EOR*. Ufa: **2003**. 59 p. Utver. Gl .geologomn OAO "Tatneft", D.Sc. Khisamovym R.S. **May 15, 2003**. (in Russ.)

Резюме

Смаилова Г.Ж.¹, Исмаилов А.А.², Исмаилова Д.А.³,
Гиззатов Р.Г.¹, Азимова Е.Д.¹

(¹ Қ.И. Сатбаев атындағы ҚазҰТУ, Алматы, Қазақстан,
² АҚ «КИНГ», Астана, Қазақстан, ³ Лотарингия университеті, Нанси,
Франция)

ФИЗИКА-ХИМИЯЛЫҚ ӘДІС АРҚЫЛЫ ҚАБАТТЫҢ МҰНАЙ БЕРГІШТІГІН ҰЛҒАЙТУ

Бұл мақалада мұнай бергіштікті ұлғайту әдісін жүйелі түрде таңдауды қарастыра отырып мұнай қанақтылық коллекторын өндіру дәрежесін зерттеу арқылы көптеген кемімелік және дискриминанттық талдау әдісін ұсынады.

Түйін сөздер: мұнай кен орындары, физико-химиялық әдістер, мұнай қанықтылық, қабаттың мұнай бергіштігі, геологиялық және гидродинамикалық сипаттамалар.

Summary

Smailova G.Zh.¹, Ismailov A.A.², Ismailova D.A.³,
Gizatov R.G.¹, Azimova E.D.¹

(¹ KazNTU by K.I. Satpaev, Almaty, Kazakhstan,
² Corporation «KING», Astana, Kazakhstan, ³ University of Lorraine, Nancy,
France)

ENHANCED OIL RECOVERY USING PHYSICAL AND CHEMICAL METHODS

The article discusses the technique of systematization and selecting sites for enhanced oil recovery by examining the degree of depletion for oil displacement collector using multiple regression and discriminant analysis.

Keywords: oil fields, physicochemical methods, oil saturation, oil recovery, geological and hydrodynamic characteristics.

Поступила 23.05.2014 г.

Абдуллин А., Жамалбекова Н., Мәжитов А., Аманбеков Д.
(Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ Ұлттық техникалық университеті Алматы қ.)

ҰҢҒЫ ТҮБІ АЙМАҒЫНДАҒЫ ӨТКІЗГІШТІГІНІҢ ТӨМЕНДЕУ СЕБЕПТЕРІН ТАЛДАУ

Резюме

Бұл мақалада Қазақстан мұнай-газ кен орындарындағы ұңғы түбі аймағындағы қабаттардың мұнайбергiштігінің төмендеу себептеріне талдау жасалып, игеру әдістері ұсынылды.

Түйін сөздер: мұнай-газ кен орындары, ұңғы, қабат, мұнайбергiштік, әдістер.

Ключевые слова: нефтегазовые месторождения, скважина, пласт, нефтеотдачи, способ.

Keywords: oil and gas fields, well, formation, method, oil recovery.

Көптеген жылдар бойы жүргізілген барлау және зерттеу жұмыстарының қорытындысы бойынша, Қазақстанда жоғарғы тұтқырлы мұнайлы кеніштер ашылды: олар – Ақтөбе, Атырау, Шығыс Қазақстан, Қызылорда және Маңғыстау облыстарында орналасқан.

Төменде Қазақстан кен орындарындағы ауыр және тұтқырлы мұнайлардың физика-химиялық сипаттамасы қарастырылған:

Ақтөбе облысындағы жоғары тұтқырлы мұнайдың физика-химиялық сипаттамасы. Бұл аймақта Ақжар, Бозоба, Кеңқияқ, Құмсай және Шұбарқұдық сияқты көптеген кеніштер ашылды. бұл кен орындардағы мұнайдың тығыздығы - 905 кг/м³; парафин - 0,44%; күкірт - 0,15%; силикагелді шайыр (қарамай) - 11,6%; асфалтендер – 0,56%-ды құрайды.

1978 жылы Бозоба кенішінде тұз астынан табылған Сакмар қабаты ашылды. Одан өндірілген мұнайдың тығыздығы - 927 кг/м³; парафин - 5,2%; күкірт - 1,3%; азот - 0,5%; силикагелді шайыр - 14,94%; асфалтендер - 2,87%-дан тұрады. 1958 жылы тұз қабатының үстіне орналасқан Кеңқияқ мұнай кеніші ашылды, онда 9 мұнай қабаты бар. 1971 жылы тұз астынан көптеген мұнайлы қабаттар ашылды. Онда 5 өнімді қабаттар бар. Тұз үстіндегі мұнай шайырлы және өте аз күкіртті: тығыздығы 813-917 кг/м³, қату температурасы минус 6,2 °С, парафин - 0,36%, күкірт - 0,71%, асфалтендер -1,06%; шайырлар - 31,2%-ды құрайды.

Ақтөбенің Оңтүстік-Батысында 135 км қашықтықта орналасқан Шұбарқұдық кеніші 1931 жылы ашылды. Бұл кен орындағы мұнайдың физика-химиялық сипаттамалары мынадай: тығыздығы 910 кг/м³, күкірт - 0,6%; парафин - 1,5%; шайыр және асфалтендер 53,1%-ды құрайды.

Атырау облысы мұнайларының физика-химиялық сипаттамалары. Атырау облысында 20-дан астам жоғары тұтқырлықты мұнай кеніштері ашылды. Олардың үштен бір бөлігі пайдалануда, консервацияда, пайдалануға әзірлеуде және барлау жұмыстары жүргізілуде. Атыраудың Солтүстігінде 135 км қашықтықтағы Мақат ауданында Солтүстік Баклан мұнай кеніші орналасқан. Осы кеніштің мұнайы өте ауыр, шайырлы, парафині аз, тұтқырлығы 20°С

кезінде 108,9 - 386,6 мм²/с; парафиннің еру температурасы 56°С; тығыздығы - 910 кг/м³; силикагелді шайырлар - 11,9%; күкірт - 0,32%; парафин - 0,55%-дан тұрады, асфалтендер жоқ.

Атыраудан 9,5 км жердегі Махамбет ауданында Гран кенші орналасқан. Орта алпі көлбеуіндегі (горизонт) мұнай өнімінің тығыздығы - 925 кг/м³, күкірт -0,45%; парафин - 0,75%; күкірт - 0,15-0,61%; шайыр 25%-ды құрады. Ал, орта юра көлбеуінен алынған мұнайдың тығыздығы 817 - 899 кг/м³, күкірт қышқылды шайыр 2,6%; силикагелды шайыр 4,3 - 10,2%; күкірт 0,15- 0,61%; парафин 0,03 - 3,1%-дан тұрады. Ескене кеніші Атыраудан 60 км жердегі Мақат ауданында орналасқан. Пермь-триас қабатынан алынған мұнайдың тығыздығы 802 кг/м³, күкірт - 0,10%; күкірт қышқылды шайыр – 2,0%; парафин - 0,22%-ды құрайды. Олардың физика-химиялық сипаттамалары 1- кестеде берілген.

1 кесте - Атырау облысы мұнайларының сипаттамасы

Кен орын атаулары	Тығыздығы Р, г/см ³	Физика-химиялық сипаттамасы			
		Мөлшері, %			
		Күкірт	Парафин	Шайыр	Асфальтендер
Айранкөл	0,913-0,949	0,64	0,63-0,75	11,2	4,49
Байчонас	0,799-0,936	0,02-0,05	0,13-0,32	-	-
Камышит	0,812-0,919	0,05-0,09	1,5-4,92	1,85-17,5	0,06-4,6
Қарағанды	0,900-0,916	0,46-0,67	1,15-1,16	36-60	-
Кемеркөл	0,977	0,1-0,9	0,87-1,28	-	-
Қошқар	0,866-0,925	0,6-1,02	0,07-0,4	-	-
Сазанқұрақ	0,917	0,56	0,66	-	-
Таган	0,926	0,35-0,49	0,47-1,02	21,9-29,5	2,4-6,9
Пустын	0,953-0,925	0,6-1,02	0,07-0,4	-	-
Тажигали	0,955-0,929	0,87-1,42	0,21-0,49	-	-
Түйлік	0,852-0,917	0,26	0,65-1,64	-	-
Төлеген	0,926	0,28	-	37,5	-
Қожан	0,892	0,16	0,69	9,09	0,08

Қызыл-Орда және Шығыс Қазақстан облыстарының мұнайларының физика-химиялық сипаттамасы. Қызыл-Орда облысының Жалағаш ауданында 1988 жылы жоғары тұтқырлы мұнайы бар Ақсай кеніші ашылды. Өнімді қабаттардағы мұнайының тығыздығы 855-950 кг/м³; күкірт - 0,11%; парафин - 16-20%; шайыр -10,6%; асфалтендер - 0,11%-ды құрады. 1984 жылы Жезқазғаннан 230 км қашықтықта Құмкөл мұнай кеніші ашылды, мұнайының тығыздығы - 821-835 кг/м³; күкірті 0,37 -0,43%; парафині 12,7 -14,47%; силикагелді шайыры 6,33-8,2%; асфалтені - 0,3-2,34% болып, қату температурасы минус 5°С-ге дейін болды.

Шығыс Қазақстан облысында Зайсан ойпатында параметрикалық ұңғыны қазғанда, мұнай қабаты анықталды. Мұнайы өте ауыр, тығыздығы 977 кг/м³; күкірт - 0,45%; парафині - 0,5%; никель - 1,102 г/т; ванадий - 3,3 г/т болды.

Зайсан кенішінің мұнайының физика-химиялық қасиеті және элементтер құрамы жағынан аналогі жоқ.

Маңғыстау облысы мұнайларының физика-химиялық сипаттамасы. Маңғыстау облысының жоғары тұтқырлы мұнай өндіру 1960 жылдары ба-сталды. 1959 жылы Құлсары станциясынан 90 км жерде Боранкөл мұнай кеніші ашылды. Оның мұнайының тығыздығы 660-918 кг/м³; парафині 1,0 - 1,69%; асфалтені - 14,44-35%; күкірті 0,1-1,63% болды. Геологиялық іздеу жұмыстарының қорытындысында 1974 жылы Бозашы түбегінде Қаражанбас, 1976 жылы Қаламқас мұнай кеніштері ашылды. Қаламқас кенішінің мұнайының шайыры өте жоғары, тығыздығы 902-914 кг/м³, күкірт – 2,0% болды және оның құрамында ванадий мен никель де бар.

Мұнай және мұнай-газ кеніштерінің Қараторун тобына теңіз Қараторун, Шығыс Қараторун, Оңтүстік Қараторун жатады. Осы топтағы кеніштер Қаламқастан 30 км шығыста орналасқан. Осындай тұтқырлығы жоғары топқа жататын, 1969 жылы ашылған, Доңға-Еспелісай кеніші жатады. Оның мұнайының тығыздығы 816 кг/м³; қату температурасы плюс 26°С; кокстенуі - 0,65%; силикагелді шайыры - 0,78%; асфалтендер - 1,31%; парафин - 20,4%; күкірт - 0,15%-ды құрады, кинематикалық тұтқырлығы 50°С-да - 4,25 мм²/с.

Төменде Маңғыстау облысының жоғары тұтқырлы мұнайлардың физика-химиялық сипаттамалары келтірілген (2 - кесте).

2 кесте - Маңғыстау облысы мұнайларының физика-химиялық сипаттамалары

Мұнай кен орын атаулары	Физика-химиялық сипаттамасы				
	Тығыздығы Р, г/см ³	Мөлшері, %			
		Күкірт	Парафин	шайыр	Асфальтендер
Ақтас	0,8720-0,9150	0,20	20,0-26,14	4,54-26,14	2,33-5,60
Боранкөл	0,8660-0,9180	0,91-1,63	1,0-1,69	-	14,44-35,00
Жалғыз төбе	0,9400	2,10	1,80	16,00	5,20
Жанғұршы	0,9110	1,52	3,96	12,50	3,50
Қаламқас	0,9020-0,9140	2,00	3,15-3,16	12,0-13,40	1,40
Төбеджік	0,9240	0,47	9,38	16,20	0,32
Қараторун	0,9340	1,27	1,38	17,42	4,28
Өзен	0,8590-0,8620	-	12,18-22,00	13,20-22,48	13,00-28,00
Қаражанбас	0,9430-0,9390	2,51-2,15	1,40-1,49	25,80-17,40	4,20-6,50
Доңға	0,8160	0,15	20,40	0,78	1,31
Жетібай	0,840-0,870	-	20-24,00	8,00-15,00	-
Солтүстік Бозашы	0,9217	1,78	1,6	20,00	2,85

Ұңғы түбі аймағындағы өткізгіштігінің төмендеу себептеріне талдау. Мұнай өндіруін қарқындату және қабаттың мұнайбергіштігін арттыру проблемаларын шешу айдау және өндіру ұңғыларының арасындағы зоналар жағдайымен тығыз байланысты. Яғни, ұңғы құрылысы және пайдалану процесіндегі мұнай-газ қабатындағы фильтрациялық жағдайы айтарлықтай өзгерген ұңғы түбі аймағындағы жүйе болып табылады [1].

Ғалымдардың соңғы зерттеулері [2] бойынша ұңғы айналасы аймағының өткізгіштігінің төмендеуі жүз пайыз және одан да көп болуы мүмкін. Сондықтан ұңғы өнімділігін арттыру технологиясын дұрыс таңдау үшін өткізгіштігі нашар аймақтың радиусын мен осы аймақтағы өткізгіштігінің төмендеу дәрежесін білу керек. Көптеген зерттеулер бойынша мұнай-газ қабатының ұңғы айналасының жағдайын нашарлататын көптеген процестер бар екендігін көрсетті. Осы процестерге талдау жасайық.

Ұңғыны аяқтау және оның өнімділігін арттыруға арналған зерттеулердің негізгі талдау мәселелері, қабатты ашу кезіндегі бұрғылау мен перфорациялау жұмыстарының ұңғы айналасы аймағының өткізгіштігінің төмендеуіне қаншалықты себепті екендігін анықтауға бағытталған. Осы бағытқа арналған жұмыстардың көпшілігінде, қабаттың зардап шегу процессіне сазды ертінді филтраттың енуін айтуға болады. Бұл қабатты бұрғылап ашу технологиясына байланысты. Себебі, бұрғылау кезінде ұңғыға қабат қысымынан айтарлықтай жоғары қысым беру арқылы бұрғылау негізделген. В.А. Амиян, Н.П. Васильева және А.А. Джевада зерттеулерінде кен орындарында қабатты ашу кезінде шектен артық қысым жасалатыны айтылған. Мысалы, қосымша қысым беру - Батыс Украинада - 17 МПа, «Туркменнефть» бірлестігінде - 20 МПа, «Старопольнефтегаз» бірлестігінде - 6 МПа және одан да көп, сонымен қатар Батыс Палванташта - 12-14 МПа тең болғандығын көрсеткен. Дәл осындай зерттеу нәтижелері басқа да көптеген кен орындарда анықталып отыр.

Қабаттарды ашу технологиясы су негізіндегі жуу сұйықтығымен, әсіресе сазбалшықты ерітінділерді қолдану арқылы қабатқа жоғары қысым жасаумен жүзеге асырылады. Осы қысым айырмашылығының әсерінен жуу сұйықтықтары ұңғы түп аймағына енеді. Сазбалшықты ерітінділер полидисперстік жүйелі қоспаға жатады. Дисперстік фаза саздан және бұрғылаудан шыққан таулы жыныстар түйіршіктерінен құралады. Қабат бойындағы қанығып жатқан негізгі алғашқы сұйықтықтар және газдар – тепендік жағдайында орналасқан көмірсутектер мен қабат суынан құралған көпқұрамды жүйе болып табылады. Қабатқа сазды ерітінді енген кезде күрделі көпфазалы және көпқұрамды фильтрациялық ағымдар пайда болады. Сонымен қатар, ұңғы түп маңына сазды ерітіндінің енуі сол қабаттың бастапқы тепе-тендігі жағдайының өзгеруіне әкеп соғады. Осы жүйенің тепендік жағдайдан ауытқуы мұнай және газ коллекторларының физикалық қасиеттерінің динамикалық өзгеруіне себепші болуы мүмкін. Филтрация кезінде бөлек фазалардың және компоненттердің бастапқы мінездемелері кеңістік және уақыт тұрғысынан өзгеріске ұшырайды. Осы жағдай ұңғы маңындағы аймақта әртүрлі физикалық қасиеттері бар бірнеше зона пайда болуына әкеліп соғады.

Коллекторларды қатты фазамен жару. Механикалық әдісте, яғни гидро-жару кезінде қабатқа түсетін бөлшектерді айтуға болады.

Қабаттағы гидрожару кезіндегі операциялар келесі басты кезеңдерді қамтиды: жару сұйықтығын қабатқа айдау, қатты фаза түріндегі сұйықтықты айдау, сондай-ақ, пайда болған жарықты соңғысымен тығындау.

Жарықты бекітетін агент ретінде (қатты фаза) әртүрлі материалдар пайдаланылады. Жетпісінші жылдардың басында шыны шарлар пайдаланылды, олардың кемшілігі – кеуектілігінде (Шытынауында). Содан кейін өте берік материалдар – цирконий бокситтері және оксидтері қолданылды, яғни олар құмға қарағанда 2 есе жүктемені көтере алатын. Бірақ, олардың құмға қарағандағы тығыздығы 40 пайыздан да жоғары болғандықтан, жарыққа мұндай бөлшектерді тасымалдау қиындық әкелді.

Қазіргі кезде шайырман жабылған құмды пайдаланады. Құм кең көлемде қолданылады, яғни массалы гидрожаруда олардың көлемі 500 т жетеді, ал оның әдеттегі құрамы 100-150 кг/м³ сұйық-тасушыны құрайды.

Гидрожарылу кезінде қатты фаза бөлшектерінің беріктігінен басқа фракциясының құрамы бойынша да ерекше талаптар қойылады. Ереже бойынша құмтастың орташа өлшемі 0,5-0,88 мм құрайды. Бөлшек өлшемінің ұлғаюы жағынан жарықшақтардың гидроөткізгіштігі де жоғарылайды, ал азаюымен сұйық-тасушы тасымалдау қабілеті жоғарылайды. Қатты фаза бөлшектерінің концентрациясы айтарлықтай мәнге ие, олардың ең жоғары мәні жекелеген бөлшектердің алғашқы коалесценциясынан (жабысу) көп болмауы керек.

Осылайша қатты фазаның белсенді және белсенді емес механикалық қатты бөлшектері болады. Олардың қасиеттері – беріктілігі, тығыздығы, өлшемдері, концентрациясы және т.б. Көп жағдайларда қабаттағы қатты фазаның қозғалу сипаты кеуекті кеңістік пен жарықтардың бітелу деңгейі бойынша анықталады.

Өндіруші ұңғыларда арынды су жарылуын болдырмас үшін мұнайы тұтқыр кенорындарында немесе қатты суланған алаңдарға полимерлі су жіберу әдісін пайдаланады. Полимер ретінде су ерітетін заттар – полиакриламидтер, полисахаридтер қолданады. Олардың көмегімен судың тұтқырлығы көбейіп, полимерлік ерітінді және мұнай фильтрацияның жылдамдығын реттеуге жағдай жасалып, ең соңында ұңғыға мұнайтүсімінің жоғарылауына әкеліп соғады.

Сонымен бірге полимерлі суландыру әдісі қабатта қатты фазаның пайда болуына әкеледі. Бұл полимердің маңызды қасиеттерінің бірі - кеуекті орта бетінде адсорбциялауға байланысты. Осының нәтижесінде қалыптастырылған полимерлі қабық кеуектердің қиысуының азаюына, қалыбының өзгеруіне және толық бітеліп қалуына әкеліп соғады. Мұндай қабықтың болуы кеуекті қабырғаларда дымқылдануды өзгертетіндігін айтып өту маңызды.

Сонымен қатар, полимерлі қабықтың пайда болуы жылыту әдістерін қолданумен де байланысты (қабатқа ыстық су немесе бу айдау). Мұндай жағдайда жеңіл фракциялардың бөлінуі мұнай құрамындағы қатты фаза полимерлі компоненттерінің еруінің бұзылуына әкеледі. Полимер қабатының және полимер агломератының пайда болуы кезінде, олардың кеуекті қабаттар мен жарықтар бойымен қозғалысы қатты фазаның механикалық қозғалысынан ерекше болатындығын көруге болады. Бұл мәселенің айтылған аспектілері әлі де толық зерттелмеген.

Қорыта айтқанда, жоғары тұтқырлы мұнай кен орындарын игеруде жоғары айтылған әдістердің маңызы ерекше. Осы әдістерді қолдана отырып, қабаттардың мұнай бергіштігін арттыруға болады.

Әдебиеттер тізімі

- 1 Мұнай және газды өндіріп, өңдеу – Алматы “Альманах” - Нұрсұлтанов Ғ.М., Абайұлданов Қ.Н. – Алматы - 1999.
- 2 Гиматудинов Ш.К. Эксплуатация и технология разработки нефтяных и газовых месторождений - М., Недра.-1978.

References:

- 1 Production and refining of oil and gas – Almaty «Almanac» - Nursultanov G.M., Abayuldanov K.N. – Almaty – 1999.
- 2 Gimatudinov Sh.K. Exploitation and technology of oil and gas field development – M., Nedra. – 1978.

Резюме

*Абдуллин А., Жамалбекова Н., Мажитов А., Аманбеков Д.
(Казахский Национальный технический университет им.
К.И. Сатпаева, г. Алматы)*

АНАЛИЗ УМЕНЬШЕНИЯ НЕФТЕОТДАЧИ ПЛАСТОВ ПРИЗАБОЙНОЙ ЗОНЫ

В статье дан анализ уменьшения нефтеотдачи пластов нефтегазовых месторождений Казахстана, а также предложен способ повышения нефтеотдачи пластов.

Ключевые слова: нефтегазовые месторождения, скважина, пласт, нефтеотдача, способ.

Summary

*Abdullin A., Zhamalbekova N., Mazhitov A., Amanbekov D.
(Kazakh national technical university after K. I. Satpaeyev)*

ANALYSIS OF OIL RECOVERY DECREASING OF FORMATION BOTTOM-HOLE ZONE

This paper presents the analysis of oil recovery decrease of oil and gas fields of Kazakhstan, and offers enhanced oil recovery method.

Keywords: oil and gas fields, well, formation, method, oil recovery.

Поступила 21.07.2014 г.

Жагапарова У.Е., Бегенова А., Рахым А.
(Казахский национальный технический университет
им. К. И. Сатпаева, г. Алматы)

ПОВЫШЕНИЕ СТЕПЕНИ ВЫРАБОТКИ ЗАПАСОВ НЕФТИ

Аннотация

В статье приведены результаты анализа по оценке эффективности инновационных методов в плане увеличения работающих толщин и нефтеотдачи пластов месторождения Узень в начальном периоде их внедрения.

Ключевые слова: эффективность, метод, нефтеотдача, пласт.

Түйін сөздер: тиімділік, тәсіл, мұнай бергіштік, қабат.

Keywords: effectiveness, oil recovery method, formation.

За относительно долгий срок разработки по месторождению Узень добыто всего 55 % балансового запаса. При этом обводненность достигла величины 60% или водонефтяной фактор составил 54,3%. Это свидетельствует о низкой выработке запасов нефти [1].

Снижение добычи нефти обусловлено интенсивным обводнением в течение 2009-2013 годов. За указанные годы содержание попутной воды в составе добываемой продукции увеличилось с 25,4 % до 54,7 %.

Уменьшение объемов добываемой нефти также связано со снижением полезного объема нагнетаемой воды, поступившего в продуктивный коллектор. В связи с этим на месторождении Узень начали применяться некоторые мероприятия, которые позволили улучшить условия фильтрации флюидов по продуктивным пластам- коллекторам, т.е. начали создаваться опытные участки с применением:

- закачки в пласт поверхностно-активного вещества (ПАВ);
- очагового заводнения.

В статье приведены результаты анализа по оценке эффективности указанных методов в плане увеличения работающих толщин и нефтеотдачи пластов в начальном периоде их внедрения. Как показывает опыт, именно в начальном периоде внедрения происходят наиболее активные физико-механические процессы в призабойных зонах скважин, которые позволяют дополнительно проявляться эффективным энергиям, позволяющим интенсифицировать технологические механизмы, улучшающие степень выработки запасов нефти.

Применение поверхностно-активного вещества (ПАВ). Для проведения опытно-промышленных работ по нагнетанию в продуктивные пласты растворов ПАВ на месторождении Узень выбран 9 блок, расположенный на северо-западной переклинали Узенского поднятия и содержащий в разрезе XIII и XIV горизонты (рисунки 1 и 2) [2].

Литологической особенностью пород-коллекторов XIII и XIV горизонтов на выбранном участке является чередование песчаников, алевролитов, ар-

гиллитов при подчиненном значении глинисто- карбонатных и карбонатных пород.

Песчано-алевролитовые пласты XIII и XIV горизонтов делятся на восемь пачек (А, Б, В, Г и Д XIII; А, Б и В XIV), объединяющие 18 пластов, мощность которых изменяется от 0,7 до 6,5 м. При этом эффективная нефтенасыщенная мощность XIII и XIV горизонтов изменяется, соответственно от 4,6 до 18,1 м (XIII) и от 8,4 до 31 м (XIV).

Опытный участок охватывает второй и третий ряды добывающих скважин 8, 9 и 10 блоков указанных горизонтов. Балансовые запасы опытного участка равны 76,3 млн. тонн, в том числе в 8 блоке - 17,8 млн. тонн, в 9 - 30,8 млн. тонн, в 10 - 27,7 млн. тонн.

Извлекаемые запасы участка составляют 21,7 млн.тонн, в том числе в 8 блоке - 5,7 млн. тонн, в 9 - 8,3 млн. тонн, в 10 - 7,7 млн. тонн.

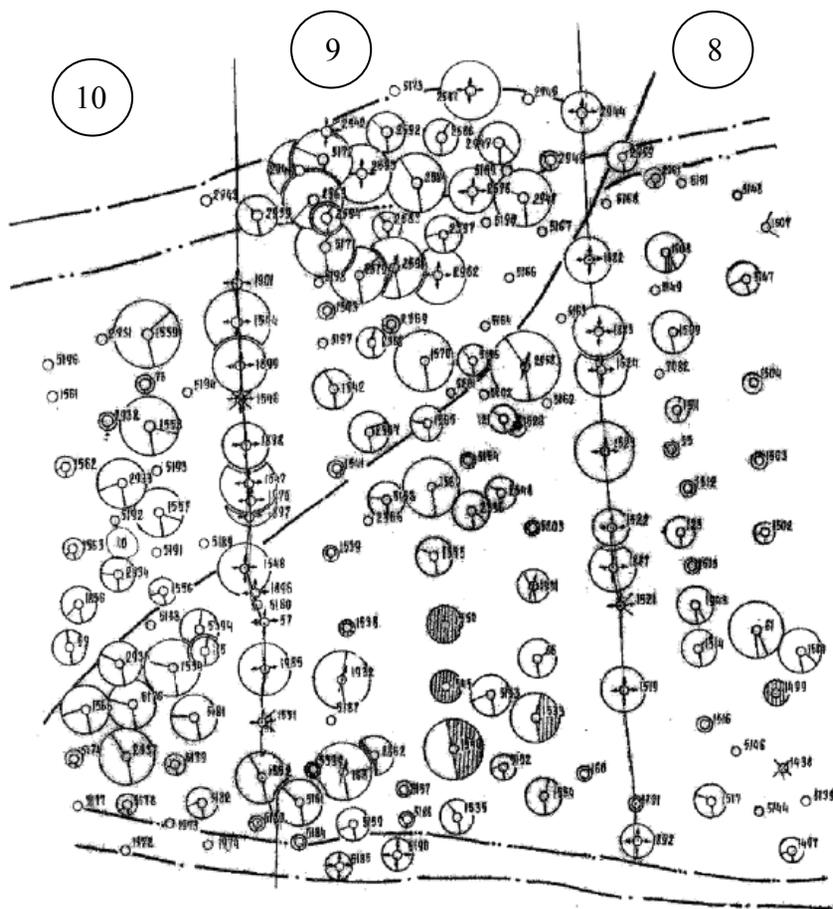
Коэффициенты нефтеотдачи усреднены и составляют по участку в целом - 0,29, в 8 блоке - 0,32, в 9 - 0,27, в 10 - 0,28.

Поверхностно-активное вещество ОП-10 дозировалось в нагнетаемую воду на приёме насосов ЦН-180-1422, расположенных в блоково-кустовой насосной станции (БКНС-8/9), обеспечивающей 8 и 9 блоки. Нагнетаемая вода в течение всего периода эксперимента не подогревалась. В таблице 1 представлены месячные объемы закачки обработанной ОП-10, воды и количество закачанного ПАВ. Средняя концентрация ОП-10 за весь период составляла 0,047 %, а содержание превоцела составило 0,05 %. Присутствие ОП-10 в попутно добываемой воде контролировалось в добывающих скважинах: 168, 1931, 1932, 2598 и 2958 XIII горизонт , 1528 (XIII + XIV горизонты). За указанный период в скважинах ОП-10 в добываемой нефти не контролировался.

Так, если до применения ПАВ ОП-10, в среднем, за 10 месяцев закачивалось 116,5 и 59,7 тыс.м³ воды в месяц по XIII и IX ряду, соответственно (XIII и XIV горизонты), то в среднем, за период эксперимента закачка составила 114,2 и 50,9 тыс.м³ в месяц по тем же рядам. По очаговым же скважинам 9 блока аналогичная закачка составляла 41,1 и 57,2 тыс. м³ в месяц.

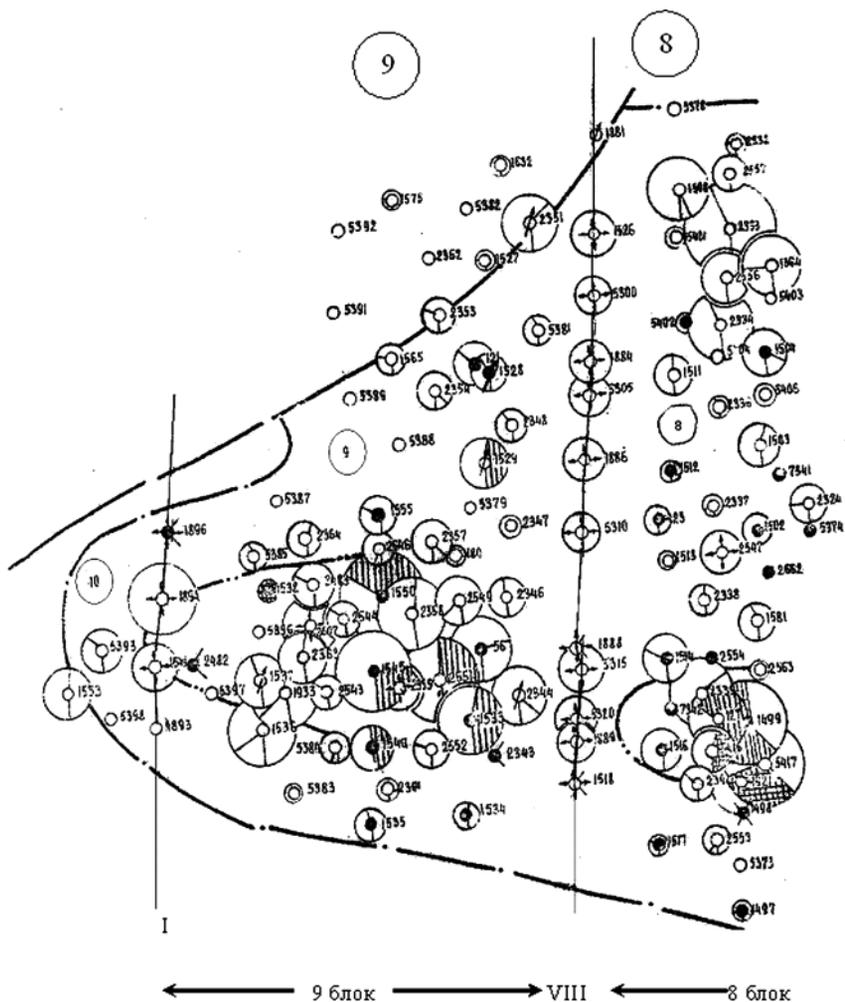
Уменьшение добычи жидкости по 8 и 10 блокам обусловлено не только уменьшением объема закачки, но и ухудшением работы добывающих скважин. Об этом свидетельствует увеличение пластового давления по 8 блоку разработки.

По 8 и 10 блокам, со снижающейся добычей жидкости, прогнозная добыча нефти определялась следующим образом. Условно принималось, что добыча жидкости в присутствии ПАВ и без него была бы одинаковой и равна фактической. Однако без ПАВ обводнённость этой жидкости была бы прогнозной. На рисунках 1 и 2 определяется средняя прогнозная обводнённость добываемой жидкости 8 и 10 блоков в период применения ПАВ, равная 54,25% и 45,25%, соответственно. Фактическая средняя обводнённость меньше 50,2% и 42,4 %. Умножая фактическую добычу жидкости, добытую при применении ОП-10, на процент прогнозную нефти, находили прогнозную добычу нефти.



- ⊕ - скважины, в которых контролируется появление ПАВ;
- ● - скважины на XIII и XIII+XIV горизонтах; VIII и IX- нагнетательные ряды;
- · — · — - внешний и внутренний контуры нефтеносности;
- - - - - сброс.

Рисунок 1 - Опытный участок на XIII горизонте месторождения Узень по закачке ПАВ ОП-10



- ⊙ - скважины, в которых контролируется появление ПАВ;
- - Скважины на XIV горизонте; VIII и IX - нагнетательные ряды;
- · — · — Внешний и внутренний контуры нефтеносности;
- - - - - Сброс

Рисунок 2 - Опытный участок на XIV горизонте месторождения Узень по закачке ПАВ ОП-10

Таким образом, применение раствора ПАВ в условиях месторождения Узень, приводит к получению незначительного технологического эффекта. Это подтверждается результатами лабораторных исследований.

Литература

1 Баишев Б.Т., Кильдибекова Л.И., Сафронов С.В. и др. Сопоставление технологических показателей разработки месторождений Узень и Урала- Поволжья // Труды ВНИИ. - М., 1978.- вып.№64.- с.95-102.

2 Регулирование процессов эксплуатации нефтяных залежей. - М.: «Наука», 1976, с.-244.

References

1 Baishev B.T., Kildibekova L.I., Safronov S.V. and others. Collation of technological parameters of Uzen field development and Ural - Volga region fields development. // Works of IRRI. – М., **1978.** – edition №64. – p. 95-102. (in Russ.)

2 Regulation processes of oil field exploitation. – М.; «Science», **1976.** p. – 244. (in Russ.)

Резюме

Жағаларова У.Е., Бегенова А., Рахым А.

(Қ. И. Сәтбаев атындағы Қазақ Ұлттық Техникалық Университеті, Алматы қ.)

МҰНАЙ ҚОРЛАРЫН АЛУДЫ ЖАҚСARTУ ДӘРІЖЕСІН КӨТЕРУГЕ АРНАЛҒАН ШАРАЛАР

Мақалада Өзен кен орынының қабаттарының мұнай бергіштігін арттыруды бағалаудың тиімді инновациялық тәсілдерінің сараптамалық нәтижелері берілген.

Түйін сөздер: тиімділік, тәсіл, мұнай бергіштік, қабат.

Summary

Zhagaparova U.Y., Begenova A., Rahym A.

(Kazakh national technical university after K. I. Satpaevy, Almaty)

APPLYING OF MEASURES OF IMPROVEMENT OUTPUT DEGREE OF OIL RESERVES

This paper presents the results of evaluation analysis of innovative methods effectiveness which relates to enhanced oil recovery of Uzen oil field of beginning period of their introduction.

Keywords: effectiveness, oil recovery method, formation.

Поступила 21.07.2014 г.

К 80-летию юбилею

Академик НАН РК Б. Р. Ракишев



15 марта 2014 года исполнилось 80 лет видному ученому-горняку, профессору, доктору технических наук, академику Национальной академии наук Республики Казахстан **РАКИШЕВУ Баяну Ракишевичу**.

Он родился 15 марта 1934 года в с. Карасаз, Шетского района, Карагандинской области.

После окончания в 1957 г. Казахского горно-металлургического института был направлен на работу на Коунрадский рудник Балхашского горно-металлургического комбината, где прошел путь от техника-анализатора до начальника карьера.

Научной деятельностью Б.Р. Ракишев начал заниматься с первых дней своей производственной деятельности на Коунрадском руднике. Работая начальником смены взрывного цеха, горного участка, начальником карьера, он подал и внедрил ряд крупных рационализаторских предложений с большим экономическим эффектом.

Выполненные и внедренные под его руководством на карьере новые схемы и способы ведения буро-взрывных работ позволили значительно увеличить выход горной массы с 1 пог. м скважины и повысить производительность экскаваторов. Результатом его плодотворной деятельности явилось завершение в 1965 г. кандидатской диссертации на тему «Исследование ширины развала и степени дробления взорванной породы».

В конце 1965 г. Б.Р. Ракишев приглашается в Казахский политехнический институт и избирается на должность старшего преподавателя, доцента (1966-1976 г.) и одновременно, с 1967 по 1974 г. работает деканом факультета автоматизации и вычислительной техники. С 1977 по 1987 гг. заведует кафедрой теоретической механики.

В 1966-1978 годах под руководством и личным участием Б.Р. Ракишева были выполнены комплексные исследования по определению физико-механических свойств, трещиноватости и блочности горных пород, разработаны и внедрены методы управляемого снижения сейсмического воздействия массовых взрывов на здания, сооружения и горные выработки и повышения безопасности ведения взрывных работ на Коунрадском, Актауском, Каражалском, Саяском и других месторождениях Казахстана.

В эти годы Б.Р. Ракишевым предлагается и обосновывается физическая характеристика взрываемости массива горных пород - критическая скорость его разрушения при взрыве. Им разработаны и предложены производству методы управления процессом взрывания массива, позволяющие прогнозировать и достигать требуемые геометрические размеры развала, кусковатость и

размещение разнородных пород в развале с учетом геологического строения месторождения, природных свойств массива, характеристик взрывчатого вещества, параметров и условий взрывания. Эти методы нашли широкое применение на карьерах Корпорации «Казахмыс», Балхашском горно-металлургическом комбинате, АО ССГПО, АО «Акжалский ГОК», АО «Алтыналмас» и других предприятиях Казахстана.

Теоретические результаты проведенных Б.Р. Ракишевым исследований были положены в основу докторской диссертации «Управление процессом взрывания для достижения требуемых технологических параметров взорванной массы на карьерах», которую он успешно защитил в 1978 г. в Московском горном институте.

В 1980-1990 годы под его руководством в проблемной лаборатории проводятся фундаментальные исследования в области разрушения горных пород нетрадиционными способами. Большой объем исследований выполнен в области проходки в горном массиве щелевых выработок, обеспечивающих безвзрывную добычу блоков крепких горных пород, длительную сохранность подземных выработок, бортов уступов карьеров, откосов дорог и других сооружений. Изучен процесс образования щелевой выработки высокотемпературной газовой струей и установлены целесообразные ее параметры. Выявлены особенности формирования щелевых выработок ударным рабочим органом, установлены рациональные параметры и схемы воздействия инструмента на забой.

Работая с 1980 г. по 1985 г. в должности проректора, а с 1985 г. по 1992 г. в должности ректора Казахского политехнического института им. В.И. Ленина, крупнейшего технического вуза в Казахстане, Б.Р. Ракишев много сил и энергии отдавал усилению практической подготовки будущих специалистов, расширению материально-технической базы Института, укреплению связи с производством и наукой. По обеспеченности учебно-лабораторным оборудованием, компьютерной техникой и технологией и другим показателям Институт становится одним из ведущих среди высших учебных заведений страны. В эти годы в Институте по 38 специальностям ежегодно обучалось около 15 тысяч студентов, в том числе 300 человек обучалось из 37 зарубежных стран.

С 1965 по 1987 год Б.Р. Ракишев вел курс теоретической механики на горном факультете и факультете автоматики и вычислительной техники. Им единолично и совместно с сотрудниками кафедры было издано 18 учебно-методических работ. Опыт преподавания курса он обобщил в индивидуальном учебном пособии «Теоретическая механика в горнотехнических задачах» (Алматы: Рауан, 1994 г.).

Работая первым заведующим кафедрой открытых горных работ Б.Р. Ракишев совместно с В.П. Софрыгиным издает учебное пособие «Задачи по процессам открытых горных работ» (Алматы: КазНТУ, 1999) и 11 методических указаний лично и в соавторстве с другими сотрудниками кафедры.

В 1985-1994 годы Б.Р. Ракишевым совместно с К.И. Есенберлиным, М.Б. Садыковым и др. при исследовании технологии открытых горных работ с использованием компьютерной техники создана дискретная математическая модель расположения деформированной координатной сетки, позволяющая надежно прогнозировать в развале контуры рудных тел любой конфигурации. Совместно с М.С. Кушпановым Б.Р. Ракишевым выведено уравнение для рас-

чета работы по разрушению горных пород при дроблении и измельчении, позволяющее определять абсолютную величину работы в зависимости от физико-механических свойств горного массива и степени его дробления.

Значителен вклад Б.Р. Ракишева в расширение и углубление знаний в области геоинформатики, разработку методов определения местоположения сейсмоакустических источников в массиве горных пород, конструирование структуры использования минерального сырья, разработку метода оценки полезного использования минерального сырья при различных процессах его добычи и переработки, а также в создание новой классификации систем открытой разработки, в основу которой положены новые определения основных понятий горного производства.

Разработанная Б.Р. Ракишевым математическая оптимизационная модель стабилизации качества многокомпонентной руды при отработке сложноструктурного блока, позволяет планировать отгрузку максимально возможного объема качественного сырья в течение продолжительного времени при минимальном снижении производительности погрузочно-транспортного оборудования, а математическая модель управления объемами добычи в режиме межзабойного усреднения дает возможность оперативно перераспределять нагрузку на забой в зависимости от производственной ситуации.

Им предложены аналитические зависимости для определения основных показателей обогащения минерального сырья, позволяющие прогнозировать уровень извлечения как основных, так и сопутствующих полезных компонентов в концентрат, что чрезвычайно важно в условиях систематического снижения содержания профильных металлов в руде и увеличении спроса на редкие металлы в связи с развитием высоких технологий.

Сформулированы аргументированные определения основных понятий геотехнологии, предложены новые классификации систем открытой разработки и технологических комплексов ОГР. Теоретически обоснованы элементы, основные параметры и показатели систем открытой разработки. Создана экономико-математическая модель рационального развития рабочей зоны карьера. Предложены аналитические зависимости для вычисления объемов вскрытых, готовых к выемке и долгосрочных запасов горных пород в рабочей зоне и рационального соотношения между ними.

Полученные научные результаты положены в основу инновационных ресурсосберегающих и природоохранных технологий открытых работ.

Б.Р. Ракишев имеет более 600 опубликованных работ, в том числе 17 монографий и 8 учебников и учебных пособий, 32 авторских свидетельства и патента на изобретения, более 70 публикаций в дальнем зарубежье, он подготовил 9 докторов, 30 кандидатов и 5 магистров технических наук.

Основные монографии:

Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. Алма-Ата, Наука, 1983 г.,

Ослабление труднообрушаемых пород взрывом. Алма-Ата, Наука, 1986 г.,
Техника и технология добычи гранитных блоков. 1989 г.,

Бурение специальных скважин в мерзлых горных породах. 1993 г.,

Энергоемкость механического разрушения горных пород. Алматы, 1998 г.,

Пеленгация источников возмущения в массиве горных пород. 2002 г.,

Системы и технологии открытой разработки, НИЦ «Гылым», 2003 г.,

Геотехнологическое управление качеством минерального сырья. 2009 г.,
Структура массива и деформируемость горных пород. 2011 г.,
Ресурсосберегающие технологии на угольных разрезах. 2012 г.,
Техника и технология сооружения геотехнологических скважин. 2013 г. и др.
Учебники и учебные пособия:
Карьер аландарын ашу және ашық игеру жүйелері. 2013 г.,
Вскрытие карьерных полей и системы открытой разработки. 2013 г.,
Теоретическая механика в горнотехнических задачах. 1994 г.,
Автоматизированное проектирование параметров и результатов массовых взрывов на карьерах. 2008 г.,
Вскрытие и системы открытой разработки. 2011 г.,
Технологические комплексы открытых горных работ. 2012 г.,
Проектирование карьеров». 2013 г.

Б.Р. Ракишев активно участвует в пропаганде научных достижений за рубежом, выступая с докладами на Всемирных горных конгрессах, Международных конференциях и симпозиумах по вопросам горного дела и применению компьютеров в горных технологиях (США, Канада, Италия, Австралия, Болгария, КНР, Турция, Чехия, Индия, Иран, ФРГ, Болгария, Бразилия, Польша, ЮАР и др.). Плодотворно сотрудничает с работниками промышленных предприятий, научно-исследовательских и конструкторских организаций.

Является членом постоянно действующих оргкомитетов международных научных симпозиумов, вице-президентом ОО «Союз Ученых», членом Президиума Национального комитета по механике РК, членом бюро Отделения наук о Земле НАН РК, ассоциированным членом Научного совета по проблемам горных наук РАН, УМО горных вузов МОН РФ, членом редколлегий ряда научных журналов РФ, РК и Украины.

В 1996 г. Б.Р. Ракишев избран академиком Народной академии Казахстана «Экология», в 1998 г. академиком Академии горных наук РФ и академиком Международной академии наук и искусств, в 2002 г. - академиком Академии Высшей школы РК, в 2003 г. - действительным членом НАН РК.

За заслуги в области научной, педагогической и организационной деятельности Б.Р. Ракишев награжден орденами «Парасат» и «Трудового Красного знамени», Почетной грамотой Верховного Совета Казахской ССР, тремя медалями СССР, знаком «Отличник высшего образования СССР», удостоен звания «Заслуженный деятель РК», лауреата республиканской премии им. К.И. Сатпаева, лауреата премии им. академика Есенова Ш. Е., ему была присуждена Государственная научная стипендия за выдающийся вклад в развитие науки и техники, первым удостоен премии им. К.И. Сатпаева КазНТУ, он двукратный обладатель государственного гранта «Лучший преподаватель высшей школы РК» и победитель республиканского конкурса «Золотой Гефест» в номинации «Ученый-педагог 2013 года».

За значительный вклад в горную науку Казахстана Б. Р. Ракишеву решением Ученого совета Института от 3 февраля 2004 г. присвоено звание «Почетный научный сотрудник Института горного дела им. Д.А. Кунаева».

К 85-летию со дня рождения

Почетный научный сотрудник ИГД им. Д. А. Кунаева Ю. И. Мальченко



20 марта 2014 г. исполнилось 85 лет Юрию Ивановичу Мальченко - горному инженеру, известному ученому в области технологии горных работ, комплексного использования минерального сырья и технико-экономической оценки способов и средств подземной разработки месторождений твердых полезных ископаемых, кандидату технических наук, старшему научному сотруднику.

Ю. И. Мальченко родился 20 марта 1929 г. в г. Алма-Ате. Трудовая деятельность его началась в трудные военные годы, когда он, будучи школьником, работал на Алматинской городской малярной станции.

После окончания в 1951 г. с отличием Казахского горно-металлургического института он работает на урановых рудниках в Германской Демократической Республике.

В 1957 г. поступает в Институт горного дела АН КазССР в лабораторию «Разработка мощных рудных залежей», где работает в должности старшего инженера, младшего, старшего научного сотрудника, в 1968 г. переходит в лабораторию «Технико-экономические проблемы рационального использования недр», а с 1982 г. возглавляет лабораторию «Комплексное использование отходов горного производства».

В 1978 г. Ю. И. Мальченко назначается ученым секретарем ИГД АН КазССР и работает в этой должности до 1991 г. После выхода на пенсию он продолжает трудиться в лабораториях «Подземная разработка рудных месторождений», «Разработка недр с закладкой», «Разрушение и доставка горных пород», ведет работу в группе по планированию и координации НИР.

С начала своей научной деятельности Ю. И. Мальченко занимается изысканием новых и совершенствованием существующих систем и способов разработки рудных залежей малой и средней мощности. В 1957-1959 гг. при его участии был разработан ряд оригинальных систем и способов отработки залежей малой и средней мощности: камерно-столбовая система с доставкой руды силой взрыва, система поэтажного обрушения с отбойкой руды в зажиме на транспортные выработки с торцевым выпуском и применением скреперного и самоходного оборудования, вариант системы поэтажного обрушения «закрытый веер» и др. Внедрение этих вариантов систем разработок позволило существенно снизить объем горно-подготовительных и нарезных работ и получить значительный экономический эффект. Им проведены фундаментальные исследования по совместной и раздельной добыче и переработке промышленных, забалансовых и бедных руд в условиях Сокольского месторождения, установлены их целесообразные объемы вовлечения в совместную добычу при условии предварительного обогащения в тяжелых суспензиях.

Ю. И. Мальченко в 1960-е годы была проведена большая работа по установлению рациональных областей применения различных способов подготовки блоков при системе этажного принудительного блокового обрушения, предложена классификация способов подготовки блоков. В 1963 г. он успешно защищает кандидатскую диссертацию «Исследование подготовки блоков при системе с массовым обрушением в условиях Сокольного месторождения».

Под руководством и непосредственным участии Ю. И. Мальченко разработаны и предложены Лениногорскому комбинату варианты системы с массовым обрушением руды, обеспечивающие создание поточной технологии на выпуске и доставке руды. В лаборатории «Технико-экономические проблемы комплексного освоения недр» Ю.И. Мальченко принимает активное участие в работах по пересмотру кондиций на рудниках Жезказганского, Зырянковского, Лениногорского, Миргалимсайского месторождений.

В 1982-1989 гг. под его руководством выполняются исследования в области оценки эффективности использования отходов горного производства, разработки рациональной технологии восстановления земель нарушенных горными работами и создании методических рекомендаций по оценке кондиционности техногенных месторождений горно-обогатительных предприятий цветной и черной металлургии Казахстана. При его участии разработаны «Методические рекомендации по изучению и оценке техногенных минеральных объектов» (Алматы, 1995) - нормативный документ для всех геологоразведочных, горнорудных предприятий.

Неоценима роль Юрия Ивановича в создании в 2004 г. и развитии Музея Института горного дела им. Д. А. Кунаева, где широко представлены материалы и экспонаты, имеющие историческую и научную ценность. На протяжении нескольких лет до выхода на заслуженный отдых Ю. И. Мальченко являлся его заведующим, проводил экскурсии по музею, организовывал лекции по истории Института для молодых сотрудников.

Значительным вкладом в пропаганду научных достижений Института и его ведущих ученых явились книги Мальченко Ю. И. «Институт горного дела им. Д. А. Кунаева – 60 лет» (Алматы, 2004) и «Почетные научные сотрудники Института горного дела им. Д.А. Кунаева» (Алматы, 2004, 2007, 2010).

К 65-летию Института Ю. И. Мальченко проведена большая работа по сбору и обработке дополнительных материалов и подготовлена к изданию рукопись «Институт горного дела им. Д. А. Кунаева». Он является автором более 130 научных работ, в том числе 16 монографий и брошюр, 6 авторских свидетельств.

Научно-организационная и общественная деятельность Ю.И. Мальченко отмечена Почетными грамотами Президиума АН КазССР, Президиума Всесоюзного и Республиканского правления НТО, Министерства науки-Академии наук Республики Казахстан, Объединенного комитета профсоюза АН КазССР, медалями «За доблестный труд. В ознаменование 100-летия со дня рождения В.И. Ленина», «Ветеран труда», «50 лет Победы в Великой Отечественной войне 1941-1945 гг.», «60 лет Победы в Великой Отечественной войне 1941-1945 гг.», бронзовой медалью ВДНХ СССР, нагрудным знаком Министерства индустрии и торговли Республики Казахстан «Кенші даңқы» III степени.

За многолетний и плодотворный труд и заслуги в развитии Института решением Ученого совета от 27 марта 2007 г. Юрию Ивановичу Мальченко при-

своено звание «Почетный научный сотрудник Института горного дела им. Д. А. Кунаева».

Поздравляя Юрия Ивановича с 85-летием, коллектив Института горного дела им. Д. А. Кунаева РГП «НЦ КПМС РК», коллеги и друзья желают ему доброго здоровья, долгих лет жизни, благополучия и счастья.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Абдугалиева Г.Ю.	д.т.н., зав.лаб. ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Абдуллин А.	магистрант КазНТУ им. К.И. Сатпаева, г. Алматы
Абжалелов Б.Б.	к.б.н, преподаватель Кызылординского госуниверситета им. Коркыт Ата
Айдарханов А.М.	к.т.н., зав. каф. Рудненского индустриального института, г. Рудный
Айкеева А. А.	к.т.н., доцент КарГУ им. академика Е.А. Букетова, г. Караганда
Аманбеков Д.	магистрант КазНТУ им. К.И. Сатпаева, г. Алматы
Багашарова Ж.Т.	к.т.н., зав. ОНТИПР, ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Бегенова А.	магистрант КазНТУ им. К.И. Сатпаева, г. Алматы
Бекбергенов Д. К.	к.т.н., зав. лаб. ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Бекмурзаев Б.Ж.	д.т.н., проф. КазНУ им Аль-Фараби, г. Алматы
Бектыбаев А.Д.	д.т.н., проф., Почетный научный сотр. ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Бельгибаев А. С.	лаборант, КарГУ им. академика Е.А. Букетова, г. Караганда
Битимбаев М.Ж.	д.т.н., профессор, академик НИА РК, ГНС, Национальная инженерная академия РК. г. Алматы
Булат А.Ф.	д.т.н., проф. академик НАН Украины, директор ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины, г. Днепропетровск
Васин К.А.	инженер ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Васин М.К.	инженер ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Гиззатов Р.Г.	студент КазНТУ им. К.И. Сатпаева, г. Алматы
Головченко О.Ю.	к.х.н., доцент КазНУ им Аль-Фараби, г. Алматы
Джангулова Г.К.	к.т.н., СНС лаб. горного давления ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Едыгенов Е.К.	д.т.н., зав.отд., зав. лаб. НЦ КПМС РК, г. Алматы
Жагапарова У.Е.	магистрант КазНТУ им. К.И. Сатпаева, г. Алматы

Жалгасулы Н.	д.т.н., проф., зав. отд., зав. лаб. ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Жамалбекова Н.	магистрант КазНТУ им. К.И. Сатпаева, г. Алматы
Жанасбаева А. С.	магистрант, КарГУ им. академика Е.А. Букетова, г. Караганда
Жангалиева М.	СНС ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Жумагулов Т.Ж.	к.т.н., зав. каф. Кызылординского госуниверситета им. Коркыт Ата, г. Кызылорда
Исмаилов А. А.	к.т.н., доцент, гл. менеджер АО «Казахский институт нефти и газа», г. Астана
Исмаилова А.А.	инженер ИГД НЦ КПМС РК, магистрант, г. Алматы
Исмаилова Д.А.	магистрант Университета Лотарингии, Нанси, Франция
Кабаев С.Т.	генеральный директор ТОО «Аппак»
Клюев Э.С.	инженер ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины, г. Днепрпетровск
Кокетаев А. И.	д.т.н., начальник отдела НИОКР по бюджету РГП «НЦ КПМС РК» , г. Астана
Ляшков В.И.	НС ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Мажитов А.	магистрант КазНТУ им. К.И. Сатпаева, г. Алматы
Метакса А.С.	инженер ИГД НЦ КПМС РК, магистрант, г. Алматы
Метакса Г.П.	д.т.н., зав. лаб. ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Молдабаева Г.Ж.	д.т.н., ГНС ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Мусаев Е.Л.	инженер ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Ненашев Н.В.	к.т.н., ВНС ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Нуршайыкова Г.Т.	к.т.н., зам. декана ВКГТУ им.Д.Серикбаева, г.Усть-Каменогорск
Нурлыбаев Р.О.	к.т.н., ВНС ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Орынгожин Е.С.	д.т.н., ГНС, зав. лаб. СМРН ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Разумова О.Б.	инженер ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Рахым А.	магистрант КазНТУ им. К.И. Сатпаева, г. Алматы

Рогов А.Е.	д.т.н., проф., ГНС ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Рогов Е.А.	студент КазНУ им. Аль-Фараби, мех.-мат. факультет, г. Алматы
Рогов Е.И.	д.т.н., проф., академик НАН РК, зав. лаб. ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Сабирова Л.Б.	к.т.н., СНС ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Сатбаев Б. Н.	д.т.н., директор Астанинского филиала РГП «НЦ КПМС РК», г. Астана
Смаилова Г.Ж.	ст. преп. КазНТУ им. К.И. Сатпаева, г. Алматы
Сыздыков С.К.	инженер ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Тулебаев К.К.	к.т.н., зав. лаб. УГП ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Тунгышбаева З.К.	к.т.н., СНС ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Черманов С.Б.	инженер лаб. УГП ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Черний Г.М.	к.х.н., ВНС ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы
Шалабаев Н. Т.	зам. директора Астанинского филиала РГП «НЦ КПМС РК», г. Астана
Шамганова Л.С.	д.т.н., зам директора по научной работе ИГД НЦ КПМС РК, г. Алматы

СОДЕРЖАНИЕ

1. Абдугалиева Г.Ю.

Формирование границы нарушенных пород
в подрабатываемом массиве 3

2. Нурлыбаев Р.О.

Установление характера и механизма разрушения столбчатых
междукамерных целиков и системы «целик – кровля» с целью их
своевременного упрочнения. 9

3. Нурлыбаев Р.О.

Анализ причин и закономерностей процесса разрушения
междукамерных потолочин при ярусной отработке сближенных
перекрывающихся залежей 21

4. Нурлыбаев Р.О.

Способы и технологии упрочнения разрушающихся и вновь
формирующихся в ослабляемом взрывами массиве
междукамерных целиков. 30

5. Нурлыбаев Р.О.

Повышение устойчивости конструктивных элементов камерно-
столбовой системы разработки «целик-кровля». 43

6. Шамганова Л.С., Тулебаев К.К., Джангулова Г.К., Черманов С.Б.

Методика определения физико-механических свойств горных
пород месторождения Коктасжал. 52

7. Бектыбаев А.Д., Нұршайықова Г. Т., Тұңғышбаева З. К., Бекбергенов Д.К.

Пайдалы қазылымдарды жерасты технологиясымен қазып алу
жұмыстарының сапасына байланысты оның оңтайлы сапа деңгейін
анықтайтын ғылыми әдістемесі 57

8. Бектыбаев А.Д., Бекбергенов Д.К., Тунгушбаева З.К., Сыздыков С.К.

Состояние методической базы по определению показателей потерь и
разубоживания руды при подземной разработке
месторождений Казахстана 65

9. Бекмурзаев Б.Ж., Бекбергенов Д.К.

Применение ГИС-технологии в конструировании
повторной отработки запасов рудных месторождений
и системы с самообрушением руды. 71

10. Рогов Е.И., Рогов А.Е., Рогов Е.А. Определение критерия надежности математических моделей геотехнологий	77
11. Рогов Е.И., Рогов А.Е., Сабирова Л.Б. К теории оценки надежности восстановления экосистем (пластовых вод) после подземного скважинного выщелачивания урана	83
12. Рогов А.Е., Кабаев С.Т., Сабирова Л.Б. К определению времени диффузионного растворения металла при подземном скважинном и кучном выщелачивании	89
13. Рогов А.Е., Рогов Е.А. Степени сильности параметров в стохастических моделях физических процессов систем	98
14. Битимбаев М.Ж., Орынгожин Е.С., Ненашев Н.В., Мусаев Е.Л. Технологические операции интенсивного кучного выщелачивания золота месторождения Акжал.	103
15. Битимбаев М.Ж., Орынгожин Е.С., Жангалиева М., Мусаев Е.Л. Технологическая схема цепи аппаратов для извлечения меди потерянной в охранных и опорных целиках	108
16. Орынгожин Е. С., Ненашев Н. В., Сабирова Л. Б. Технические средства гидроотбойки руды	113
17. Едыгенов Е.К., Васин К.А., Ляшков В.И. Исследование динамических и энергетических характеристик экспериментального электромагнитного молота	118
18. Айкеева А.А., Айдарханов А.М., Жанасбаева А.С., Белгібаев А.С. Электромагниттік жүйелерді модельдеу	127
19. Васин К.А., Метакса Г.П. Экспериментальное воздействие искрового разряда на минералы месторождения Акжал.	136
20. Метакса А.С., Молдабаева Г.Ж. Влияние температуры флюида, размеров кюветы и минерального состава на спектральные параметры отклика	143
21. Метакса Г.П., Багашарова Ж.Т., Головченко О.Ю., Метакса А.С. Влияние химического состава и материала измерительной кюветы на спектральный состав отклика воды при воздействии на нее частотами Пухарича	150

22. Метакса Г.П., Васин М.К. Результаты замера откликов на фоновое гамма-излучение для воды в разных состояниях	158
23. Булат А.Ф., Ключев Э.С. Разработка модели процесса теплового воздействия на некондиционное угольное сырье при его утилизации.	165
24. Сатбаев Б.Н., Кокетаев А.И., Шалабаев Н.Т. Сырьевая база для производства огнеупорных материалов в Казахстане	179
25. Жұмағұлов Т.Ж., Абжалелов Б.Б., Жалғасұлы Н. Атмосферадағы газ тәрізді зиянды заттардың таралу қарқындылығы мен радиусын анықтау	186
26. Жалғасұлы Н., Черний Г.М., Разумова О.Б., Исмаилова А.А. Технология создания растительного покрова на техногенных образованиях	192
27. Жалғасұлы Н., Черний Г.М., Разумова О.Б., Исмаилова А.А. К вопросу использования отходов переработки рудного сырья	199
28. Смаилова Г.Ж., Исмаилов А.А., Исмаилова Д.А., Гиззатов Р.Г. Увеличение нефтеотдачи пластов с использованием физико-химических методов	207
29. Абдуллин А., Жамалбекова Н., Мәжитов А., Аманбеков Д. Ұңғы түбі аймағындағы өткізгіштігінің нашарлау себептеріне талдау.	214
30. Жагапарова У.Е., Бегенова А., Рахым А. Повышение степени выработки запасов нефти	220
К 80-летнему юбилею Академик НАН РК Б.Р. Ракишев.	225
К 85-летию со дня рождения Почетный научный сотрудник ИГД им. Д. А. Кунаева Ю. И. Мальченко.	229
Сведения об авторах.	232
Содержание	235

Подписано в печать 05.08.2014 г. Формат 60x90 1/16
Гарнитура «Arial»
Бумага офсетная. Печать офсетная. Усл. п.л. 15
Тираж 300 экз.

Отпечатано в типографии «Signet Print»,
Республика Казахстан, 050000, г. Алматы,
ул. Макатаева 129/1,
тел.: 8 (727) 279 71 34, 352 82 02