

КЫРГЫЗСКО-РОССИЙСКИЙ СЛАВЯНСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ  
ИНСТИТУТ КОММУНИКАЦИЙ И ИНФОРМАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

# **ПЕРЕДОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ НА КАРЬЕРАХ**

**Сборник докладов**

Кыргызская Республика,  
озеро Иссык-Куль,  
5 – 8 сентября 2017 г.

Бишкек 2017

### Организационный комитет:

- Владимир Нифадьев, ректор КРСУ
- Виталий Коваленко, директор ИКИТ КРСУ
- Ишимбай Чунуев, заведующий кафедрой маркшейдерии Кыргызского государственного технического университета
- Manuel Lopez Cano, Int. Operations Manager, МАХАМ Int., Испания
- Михаил Кан, исполнительный директор ОсОО «Blast Maker»

Сборник подготовлен к публикации в Кыргызско-Российском Славянском университете (КРСУ), под редакцией В.А. Коваленко, к.т.н., директора Института коммуникаций и информационных технологий (ИКИТ) Кыргызско-Российского Славянского университета

**П 27** Передовые технологии на карьерах: Сборник докладов. – Бишкек: КРСУ, 2017. – 134 с.

ISBN 978-9967-05-451-6

Сборник включает доклады, представленные на следующие секции конференции:

1. Современные информационные технологии в горном деле.
2. Управление основными технологическими процессами на карьере.
3. Цифровая модель месторождения.
4. Программно-технические средства непрерывного контроля процессов бурения, экскавации и транспорта.
5. Оценка качества массовых взрывов на карьерах.
6. Устойчивость бортов карьеров и отвалов.

Настоящий сборник включает доклады, представленные учеными стран СНГ – участниками конференции по тематике проектирования буровзрывных работ на карьерах.

П 2501000000-08

УДК 622  
ББК 33

ISBN 978-9967-05-451-6

© КРСУ, 2017

## Содержание:

---

<i>Коваленко В.А., Тангаев И.А.</i> Энергоёмкость как универсальный критерий производства.....	5
<i>Рогов Е.И., Нифадьев В. И., Коваленко А.А., Рогов А. Е.</i> Супергеотехнология добычи и получения металлов на месте их залегания.....	11
<i>Долгушев В.Г., Коваленко В.А.</i> Система численного моделирования влияния динамических воздействий на горный массив.....	22
<i>Рогов А.Е., Багашарова Ж.Т., Азимхан К.А.</i> Инновационная геотехнология последовательной отработки пластов при ПСВ металлов.....	28
<i>Рогов Е.И., Азимхан К.А., Багашарова Ж.Т.</i> Геотехнология ПСВ металлов с кустовым способом расположения добычных скважин .....	36
<i>Воробьев Д.А., Постнов А.А.</i> Внедрение мобильных технологий на участке буровзрывных работ .....	42
<i>Рогов А.Е., Демехов Ю.В.</i> Проблемы отработки висячих залежей при ПСВ металлов.....	48
<i>Рогов Е.И., Сабирова Л.Б.</i> Восстановление пластовых вод после подземного скважинного выщелачивания урана.....	52
<i>Рогов Е.И., Рогов А.Е., Сабирова Л.Б.</i> Адаптация и сложность геотехнологий.....	57
<i>Рогов Е.И., Рогов А.Е.</i> Безшахтные геотехнологии добычи твердых полезных ископаемых – состояние и перспективы.....	61
<i>Белкина Т.А.</i> Геологическое сопровождение отработки Олонь-Шибирского месторождения с использованием возможностей ПТК «Blast Maker».....	65
<i>Воробьев Д.А., Долгушев В.Г., Коваленко В.А.</i> Численное моделирование развала горной массы при короткозамедленном подрыве скважинных зарядов .....	68
<i>Татарчук С., Долгушев В.Г.</i> Имитационное моделирование массовых взрывов в ПО "Blast Maker".....	74

<i>Воробьев Д.А.</i> Элементы пространственного анализа в программе «BLAST MAKER».....	78
<i>Райымкулов М.А., Воробьев Д.А., Борисенко В.А.</i> Метод конечных элементов для расчета сейсмического воздействия при массовом взрыве.....	81
<i>Долгушев В.Г.</i> САПР буровзрывных работ на карьерах «Blast Maker».....	85
<i>Киселев А.О.</i> Автоматизированная система сбора данных с буровых станков «Кобус».....	94
<i>Мамедов М.Х.</i> Применение широкополосных беспроводных технологий передачи данных в открытых горных разработках.....	104
<i>Коваленко В.А., Райымкулов М.А., Воробьев Д.А.</i> Расчёт сейсмически опасных зон массовых взрывов на карьерах методом численного моделирования.....	107
<i>Коваленко В.А., Райымкулов М.А., Воробьев Д.А.</i> Оценка сейсмических колебаний при массовых взрывах.....	114
<i>Жумалиев К.А., Кекиликов Т.К., Тогузбаев С.Б.</i> Строительство упорной насыпи перед южным рукавом ледника Давыдова.....	119
<i>Тогузбаев С.Б., Жумалиев К.А., Кекиликов Т.К.</i> Радиолокационная система РАДАР MSR 300.....	121
<i>Коваленко В.А., Александров В.Г., Татарчук С.Ю., Гаврилин М.Л., Михайлов П.М.</i> Цифровая технология подготовки производства - ПТК «Blast Maker» в условиях разреза «Тугнуйский».....	123

## ЭНЕРГОЁМКОСТЬ КАК УНИВЕРСАЛЬНЫЙ КРИТЕРИЙ ПРОИЗВОДСТВА

Коваленко В.А. ([kovalenko@istc.kg](mailto:kovalenko@istc.kg)),

Тангаев И.А. ([tangigor@mail.ru](mailto:tangigor@mail.ru))

Институт коммуникаций и информационных технологий  
Кыргызско-Российского Славянского университета

Открытые горные работы представляют геотехническую систему, действующую в условиях недостаточной информации о свойствах объекта разработки. К понятиям технологических свойств объекта относятся совокупные характеристики горных пород, определяющие буримость, взрываемость, экскавируемость, дробимость и измельчаемость. Ранее такие характеристики определялись опосредованно с помощью различных показателей: от коэффициента крепости пород по шкале проф. М. М. Протодяконова до разработки различных классификаций горных пород.

Таким классификациям присущи следующие недостатки: во-первых, они составлены на основе исследования пород конкретного петрографического состава; во-вторых, изучение сопротивляемости таких пород разрушению выполнено на образцах небольшого размера, в то время как оценка указанных технологических свойств должна осуществляться в массиве; и, в-третьих, эти свойства должны оцениваться в реальном масштабе времени, то есть непосредственно в процессе добычи и переработки полезных ископаемых.

Таким образом, классификации по буримости, взрываемости и экскавируемости пород применяются, в основном, на стадиях проектирования предприятий для разработки месторождений, а также в работе геологической и маркшейдерской служб карьеров. При расчете параметров буровзрывных работ их использование носит формальный характер, так как взрываемый массив, как правило, крайне неоднороден по петрографическому составу и по технологическим свойствам.

Известно, что на открытых горных работах наибольшую сложность представляет определение взрываемости пород разрушаемого блока. Качество и равномерность дробления пород в результате взрыва определяют производительность экскаваторов, карьерного транспорта и, в конечном итоге, - всего карьера. Следовательно, оперативная оценка взрываемости пород и корректировка на её основе параметров буровзрывных работ до сих пор остаются первостепенной задачей горной науки.

В 1964 г. решение этой проблемы было поручено лаборатории «Разрушение горных пород взрывом» Института физики и механики горных пород Академии наук Киргизской ССР. Исследования проводились на предприятиях цветной металлургии СССР, в том числе на карьерах Казахстана – Коунрадском, Саяк-1 (Балхашский ГМК), а также Жанатас и Кок-Джон (ПО «Каратау»).

В результате активных поисков критерия для оперативной оценки крепости и неоднородности пород в пределах разрушаемого блока был выбран простой в измерении и наиболее объективный в оценке указанных свойств показатель удельной энергоёмкости шарошечного бурения [1].

Основоположником энергетического подхода к результатам деятельности человека признан русский учёный С. А. Подолинский (1880 г.). В работе «Труд человека и его отношение к распределению энергии» он показал, что естественнонаучная природа труда открывает новое понимание производимой человеком всякой работы. Идея С. А. Подолинского, энергетический критерий и принципиальные положения его практического использования были разработаны, преимущественно, в трудах учёных, имеющих непосредственное отношение к геологии и горному делу: академиком В. И. Вернадским и его учениками А. Е. Ферсманом и Н. М. Федоровским. Последний в 1935 г. предложил «Классификацию полезных ископаемых по энергетическим показателям» [2], в основу которой был положен показатель энергоёмкости, то есть количество энергии, которое

необходимо затратить на добычу и переработку полезных ископаемых, чтобы подготовить их для промышленного использования.

Недостатки этих характеристик состоят в невозможности оценить сопротивляемость пород разрушению или выемке в реальном времени, в процессе их осуществления, что исключает получение оперативной информации о свойствах объекта и адаптивное управление технологическими процессами, оптимизацию их параметров и затрудняет диспетчеризацию производства.

В связи с этим особенно важной представляется подготовка к выемке скальных пород, требующая предварительного разрушения с помощью буровзрывных работ. Известно, что качество дробления пород существенно влияет на производительность и экономичность последующих процессов добычи и переработки полезных ископаемых. В свою очередь, качество взрыва зависит от крепости, трещиноватости и блочности горного массива, в целом характеризующих его взрываемость. Таким образом, первостепенной задачей информационного обеспечения горных работ на карьерах считается оперативная оценка сопротивляемости пород начальному процессу разработки, то есть разрушению.

Эта проблема оставалась очень важной в прошлом веке и не утратила актуальность в наше время. Из многочисленных способов оценки взрываемости горных пород, предложенных ранее, сегодня практически безальтернативным остается показатель удельной энергоемкости шарошечного бурения взрывных скважин. Теоретическое обоснование, экспериментальное изучение и практическая реализация этого метода освещены достаточно подробно [3]. Необходимо определить наиболее важные направления применения показателя удельной энергоемкости в основных процессах горного производства.

1. Бурение взрывных скважин. Величина удельной энергоемкости шарошечного бурения в размерности кВт·ч/м или МДж/м признана наиболее объективным и простым в определении показателем буримости горных пород. На этом основании предложена энергетическая шкала, соотнесенная с существующей классификацией горных пород по буримости [1].

2. Буровзрывные работы. Разработана методика проектирования и оперативного регулирования параметров массовых взрывов, основанная на оценке взрываемости пород по величине удельной энергоемкости шарошечного бурения. Метод позволяет изменять сетку скважин, величину зарядов и удельный расход ВВ с учетом неоднородности пород в пределах взрываемого блока.

3. Эскавация взорванной горной массы. Установлено, что удельная энергоемкость процесса эскавации зависит от степени дробления, коэффициента разрыхления горных пород и качества проработки подошвы забоя. На этом основании предложено использовать величину удельной энергоемкости эскавации для оценки качества взрывной подготовки горных пород к выемке.

В общей технологии горно-обогачительного производства рекомендуется оценивать эффективность последующего дробления и измельчения руды на обогачительных фабриках также по величине удельной энергоемкости этих процессов.

До последнего времени главным препятствием в практическом использовании энергетических показателей в системах контроля и управления технологическими процессами оставалось отсутствие достаточно простых и надежных средств измерения расхода энергии буровыми станками и экскаваторами. Объяснялась эта задержка специфическими условиями эксплуатации горного оборудования: вибрацией, запыленностью, перепадами температур, высокой влажностью и др. В настоящее время эти трудности в значительной степени преодолены. На базе ИКИТ КРСУ создано

современное средство измерения величины удельной энергоемкости шарошечного бурения взрывных скважин - контроллер бурового станка КОБУС.

Общий вид устройства КОБУС для сбора и передачи данных в процессе бурения взрывных скважин показан на рис. 1.



Рис. 1. Общий вид контроллера бурового станка КОБУС

На основе использования таких приборов разработана комплексная система автоматизированной подготовки производства массовых взрывов на карьерах – программно-технический комплекс (ПТК) “Blast Maker” [4].

Основным показателем энергоемкости бурения скважин принята удельная энергия бурения, которая определяется диаметром скважин, скоростью вращения долота, нагрузкой на долото, величиной вращающего момента долота, скоростью бурения скважины, вибрацией бурового станка. По этим параметрам можно в непрерывном режиме определять технологические свойства пород, а также идентифицировать породы и крупные трещины. В соответствии с теоретическими положениями системы разработана аппаратура регистрации параметров бурения с последующим определением прочностных характеристик породы. Аппаратура предназначена для работы в различных климатических и эксплуатационных условиях от  $-40\text{ }^{\circ}\text{C}$  до  $+50\text{ }^{\circ}\text{C}$ , выдерживает высокий уровень вибрации, имеет пыле- и влагонепроницаемый корпус.

Все данные с буровых станков в режиме реального времени поступают по радиоканалам в центральный компьютер, где все параметры обрабатываются и фильтруются по соответствующим алгоритмам. Измеряемые в процессе бурения параметры отражают помимо свойств горных пород также состояние бурового инструмента. Графическое отображение параметров процесса бурения реальной взрывной скважины в условиях действующего карьера показано на рис. 2.

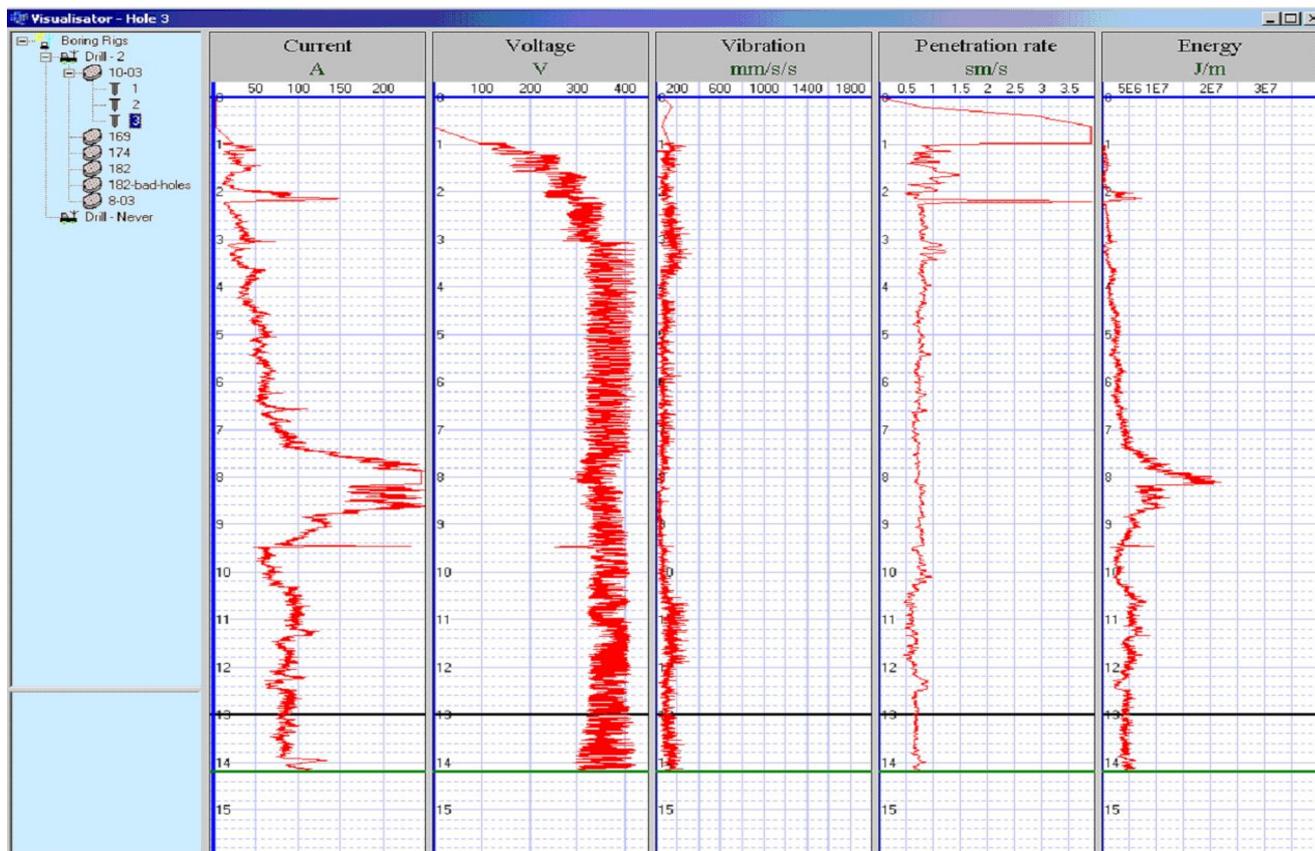


Рис. 2. Графическое отображение параметров процесса бурения реальной взрывной скважины в условиях действующего карьера

Таким образом, ПТК “Blast Maker” представляет собой наиболее полное решение задачи оптимального проектирования буровзрывных работ на горнодобывающих предприятиях без изменения принятой технологии ведения буровзрывных работ (БВР) на карьерах. Полномасштабное внедрение ПТК позволит не только значительно уменьшить затраты на БВР, но повысить качество взрывных работ, а также оперативность управления оборудованием и процессами на карьерах. Полнота информации о ранее спроектированных и произведенных взрывах, параметрах и режимах бурения всех скважин предоставляют реальную основу для адаптивного управления сложными процессами буровзрывных работ в самых разнообразных условиях.

Все теоретические разработки, программное обеспечение, конструкция КОБУСа прошли опытно-промышленную проверку и внедрены в практику работы карьеров.

Внедрение рекомендаций ОсОО “Blast Maker” в практику работы буровзрывного комплекса, например, карьера ОАО «Карельский окатыш», позволило сократить затраты на разрушение горных пород взрывом не менее чем на 10%.

Данные, передаваемые с буровых станков приборами для измерения энергоемкости процесса проходки взрывных скважин в диспетчерский пункт для обработки, составляют информационную базу проектирования параметров буровзрывных работ по конкретному разрушаемому блоку пород. Информация по всем отработанным блокам служит основой для составления цифровой модели рабочих горизонтов и месторождения в целом.

Установлено также, что величина энергоемкости бурения в нижней части скважин в так называемых «перебурах» с высокой надежностью позволяет оценивать буримость и взрываемость пород в нижележащих горизонтах пород.

На рисунках 3-6 представлены статистические кривые распределения горных пород по энергоемкости разрушения на месторождениях различных отраслей горнодобывающей промышленности. По существу, эти кривые можно рассматривать как энергетические

модели месторождений, наиболее объективно отражающие показатели средневзвешенной крепости пород и их соотношение по величине сопротивляемости разрушению в процессах бурения, взрывания, дробления, измельчения.

Изложенные результаты исследований основаны на измерении затрат в различных процессах горного производства только одного вида энергии – электрической. Между тем, на открытых разработках используют также другие виды энергии, которые для оценки энергоёмкости производства в целом должны быть учтены. Так, при взрывных работах используется химическая энергия взрывчатых веществ. Транспортировка полезного ископаемого и пустых пород осуществляется, преимущественно, за счет тепловой энергии дизельного топлива. Наконец, общее управление технологическим оборудованием и производством происходит при непосредственном участии персонала всех уровней, что также должно учитываться в общей энергетической характеристике объекта и предприятия в качестве источника биологической энергии.

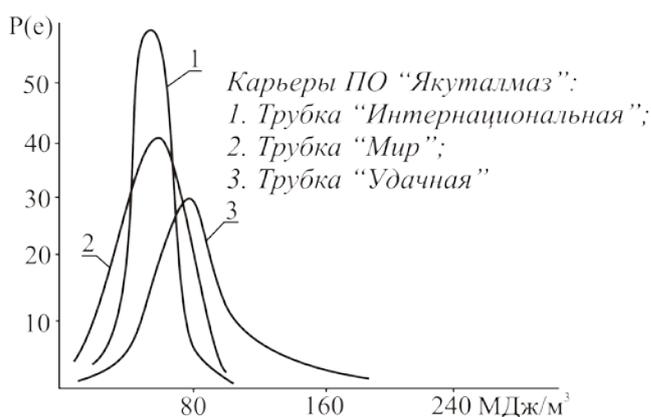


Рис. 3.

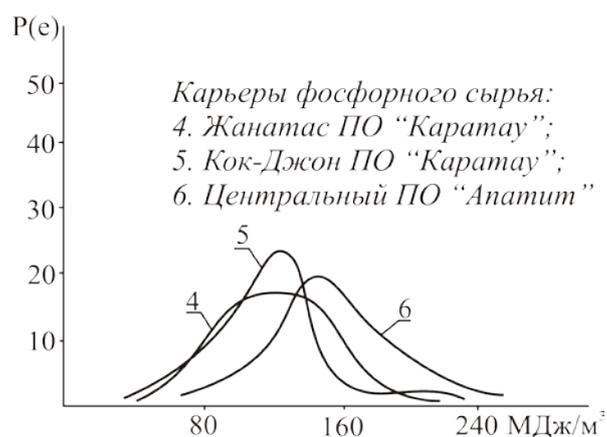


Рис. 4.

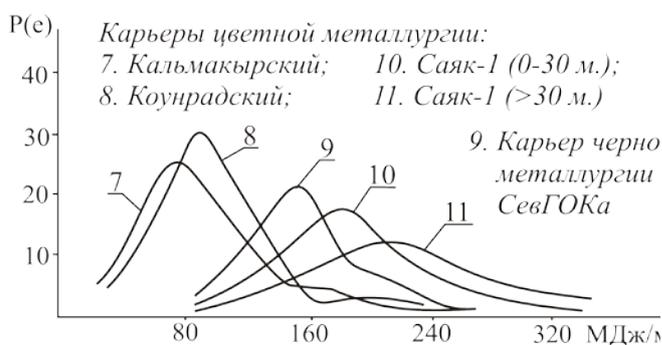


Рис. 5.

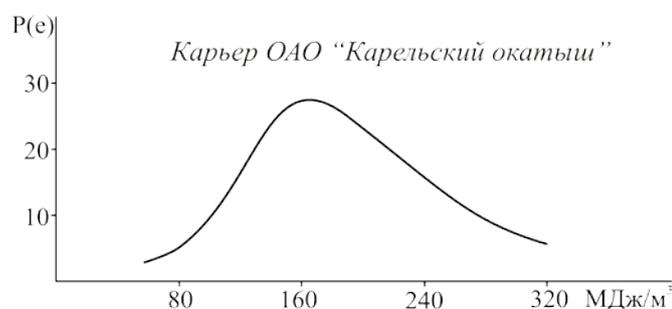


Рис. 6.

Статистические кривые распределения горных пород по энергоёмкости разрушения на месторождениях различных отраслей горнодобывающей промышленности (рис. 3-6)

Все четыре вида энергии могут быть приведены к удобной для расчетов размерности в Джоулях:

электрическая энергия - 1 кВт·ч = 3,6 МДж;

химическая энергия ВВ - 1 кг ВВ  $\approx$  1000 ККал  $\approx$  4,2 МДж;

тепловая энергия дизтоплива - 1 литр  $\approx$  10000 ККал  $\approx$  42 МДж;

биологическая энергия человека, затрачиваемая на работу в 1 день  $\approx$  2500 ККал  $\approx$  10 МДж.

Эти виды энергии в различных соотношениях используются во всех производственных процессах и на современном уровне их расход, в конечном счете, может быть отнесен на каждое изделие в качестве абсолютной физической меры – удельной

энергоёмкости. Её величина, приведенная к единой размерности в Дж, будет самой объективной характеристикой условий и уровня организации производства.

Указанные принцип и критерий, в силу их физической размерности и возможности объективной оценки, могут быть использованы во всех отраслях народного хозяйства. В такой интерпретации удельная энергоёмкость продукции может и должна стать первостепенной характеристикой условий и эффективности любого производства, свободной от недостатков, присущих таким общеизвестным показателям, как трудоёмкость и себестоимость.

Список литературы:

1. Тангаев И. А. Энергоёмкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М.: «Недра», 1986.

2. Федоровский Н. М. Классификация полезных ископаемых по энергетическим показателям, М. – Л., 1935.

3. Коваленко В. А. Автоматизированная подготовка производства на карьерах // Вестник КРСУ, Бишкек, 2009, №11, с. 118-123.

4. Пат. № 010244 ЕАПВ. Способ производства буровзрывных работ на карьере/Коваленко В. А. Опубл. 30.06.08, Бюл. №3.

## СУПЕРГЕОТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ И ПОЛУЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ НА МЕСТЕ ИХ ЗАЛЕГАНИЯ

*Рогов Е.И., Рогов А. Е., ([ae\\_rv@mail.ru](mailto:ae_rv@mail.ru)),  
Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, Алматы, Казахстан  
*Нифадьев В. И. ([krsu@krsu.edu.kg](mailto:krsu@krsu.edu.kg)),  
Кыргызско-Российский Славянский университет (КРСУ)  
*Коваленко А.А. ([akovalenko@istc.kg](mailto:akovalenko@istc.kg)),  
Институт коммуникаций и информационных технологий КРСУ,***

### **I. Подземная скважинная гидродобыча**

В работе обосновывается принципиально новая геотехнология, объединяющая подземную скважинную добычу с поверхностным агрегатом получения металлов за счет диффузионного растворения в вихревом потоке.

Предложена подземная скважинная добыча любых руд с полным циклом операций, включая разрушение руды гидромониторами, встроенными в единый агрегат для подъема разрушенной массы эрлифтами, и заканчивая управлением геомеханическими процессами для поддержания в устойчивом состоянии кровли камер.

На поверхности с помощью специальной камеры руда, измельченная до 100-150 мкм, подвергается диффузионному растворению в вихревом потоке реагентов и их обработке с получением продуктивных растворов. Последние направляют на сорбционные колонны для получения металлов в твердом виде.

#### 1. Подземная скважинная гидродобыча (ПГР) полезных ископаемых. Краткое описание.

Рассмотрим основные элементы или подсистемы ПСГД:

$P_1$  – технологические скважины – нагнетательные и добычные;

$P_2$  – пласт полезного ископаемого;

$P_3$  – добычной агрегат в добычной скважине, оборудованный гидромонитором соответствующей конструкции;

$P_4$  – буровые станки для проходки технологических скважин;

$P_5$  – трубоукладчик;

$P_6$  – насосная станция для подачи воды в нагнетательные станции под динамическим напором;

$P_7$  – компрессорная станция или передвижные компрессоры;

$P_8$  – пруд – отстойник для разделения воды и твердой фракции полезного ископаемого (ПИ);

$P_9$  – склад ПИ или обогатительно-перерабатывающий комплекс.

После определения проектными работами параметров добычного блока производится бурение и оснастка технологических нагнетательных скважин (НС) и добычных скважин (ДС). Одновременно создается обвязка трубопроводами НС и ДС и монтаж необходимых технологических подсистем  $P_6 \div P_9$ .

Добыча полезного ископаемого начинается с одновременным включением НС и ДС.

Через нагнетательные скважины под определенным динамическим напором –  $S_n$  подается вода. При известном расходе подачи воды  $Q_{нс}$ , который определяется в проекте, исходя из производительности гидромониторов и эрлифтов величину напора определим по формуле:

$$S_{\text{н}} = \frac{13,7 \cdot Q_{\text{нс}} (\ln R_0 - \ln R_c)}{\bar{K}_{\phi} \cdot M_3}, \text{ м вод. ст.}, \quad (1.1)$$

где  $R_0$  – радиус ячейки, м;

$R_c$  – радиус фильтровой колонны, м;

$\bar{K}_{\phi}$  – среднее значение коэффициента фильтрации продуктивного пласта м/сутки при его мощности  $M_3$ , м.

Радиус ячейки имеет оптимальное по критерию затраты значение  $R_0$ , о чем пойдет речь ниже.

Так, например, при:  $R_0 = 10$  м;  $R_c = 0,1$  м;  $\bar{K}_{\phi} = 5$  м/сут.;  $M_3 = 8$  м;  $Q_{\text{нс}} = 70$  м<sup>3</sup>/сут. получим:

$$S_{\text{н}} = \frac{13,7 \cdot 70 \cdot \ln \frac{10}{0,1}}{8 \cdot 5} = 110 \text{ м вод. ст. или } 11 \text{ атм.}$$

При работе блока, в котором имеется система  $N_{\text{дс}}$  и  $N_{\text{нс}}$  обязательно должен соблюдаться баланс закачиваемой воды и воды в пульпе, которая выдается аэрлифтами:

$$\sum_{j=1}^{N_{\text{нс}}} Q_{\text{нс}j} = \sum_{j=1}^{N_{\text{дс}}} Q_{\text{ж}i}, \quad (1.2)$$

где  $Q_{\text{ж}i}$  – объем расхода жидкости – воды в пульпе, м<sup>3</sup>/сут.

Оптимизация параметров и характеристик ячейки в блоке подробно изложена в монографии [11] и здесь не приводится.

## 2. Управление геомеханическими процессами при ПСГД

Рассмотрим простейшую классификацию по устойчивости пород продуктивного пласта:

- гидрогенные месторождения;
- скальные породы;
- сыпучие и слабые по прочности породы.

При наличии гидрогенных месторождений практически нет проблем, так как между водоупорами всегда будет вода, и она как упругая среда будет противостоять обрушениям налегающей толщи пород при наличии водоупора – верхнего и нижнего.

Скальные породы – слабопроницаемые для воды.

При этом извлеченный объем полезного ископаемого заменяется водой, и поэтому устойчивость пород будет обеспечена. Поверхность оказывается вне опасности и не обрушается.

Наиболее сложным оказывается сохранение массива и, следовательно, технологических скважин при наличии сыпучих и слабых по прочности пород, но обладающих эффективной пористостью.

В данном случае необходимо применить поиск оптимального порядка отработки блоков с обрушением пород в выработанное пространство и с деформацией поверхности «шахтных» полей.

Находим величину предполагаемого смещения поверхности  $a$  по формуле 1.2 и 1.3:

$$a = \frac{H}{\text{tg } \varphi}, \text{ м}, \quad (1.3)$$

где  $\varphi$  - угол сдвижения горных пород от кровли до поверхности –  $H$ , м.

Величина  $a$  определит шаг отступления периферийных рядов скважин по блоку. Таким образом, практически для любых условий отработки блоков достигается сохранность технологических скважин на обрабатываемой площади месторождения.

Учитывая особенности формирования выработанного пространства (1.3), обусловленное присутствием большого количества в нем воды и твердой горной породы из свода обрушений, можно ожидать различные исходы деформации поверхности земли, начиная от малых ее деформаций без разрыва сплошности до заметных трещин и провалов (рис. 1.1, 1.2). Эти сложнейшие задачи геомеханических процессов, которые будут сопровождать ПСГД в неустойчивых породах никто пока теоретически не изучал. Накопленный опыт ПСГД, изложенный в известных работах, пока не достаточен для однозначного ответа на многочисленные задачи геомеханики.

В качестве полной компенсации предстоящих деформационных процессов пород кровли после отработки залежей можно предложить заполнение камер хвостами обогащения или иным измельченным твердым материалом, подаваемым по скважинам в выработанные пространства отработанных блоков.

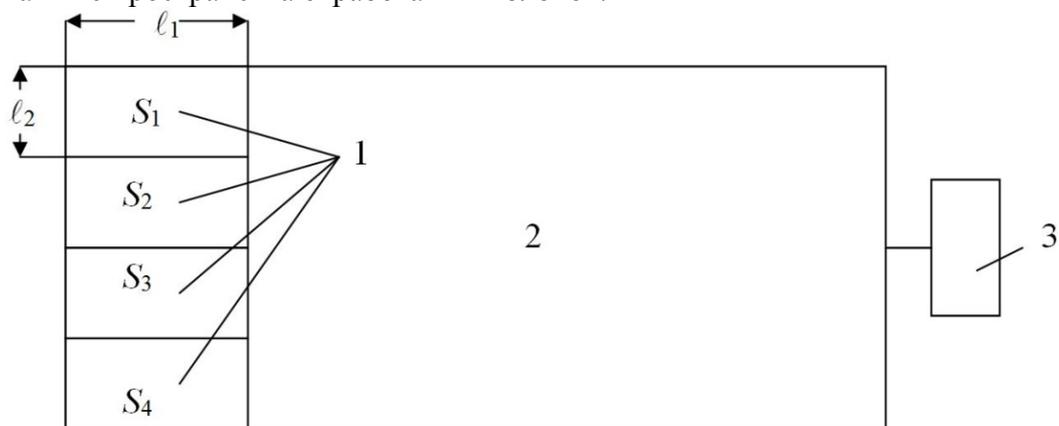
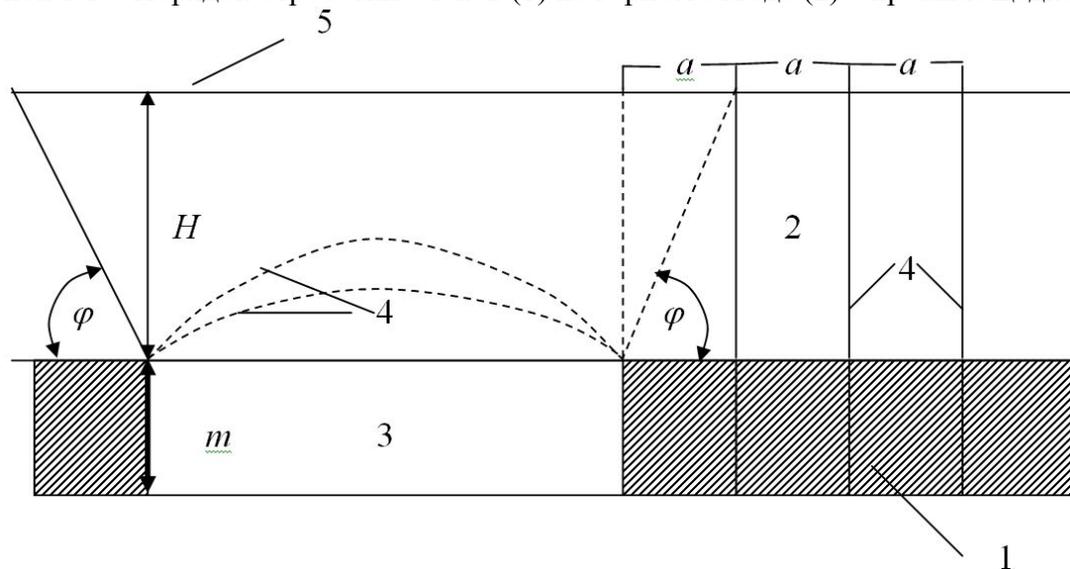


Рисунок 1.1 – Порядок отработки блоков (1) на горном отводе (2) с промплощадкой (3).



1 – пласт ПИ, 2 – породы кровли, 3 – выработанное пространство, 4 – свода обрушения пород, 5 – поверхность земли.

Рисунок 1.2 – К определению сдвижения горных пород при ПСГД.

## II. Геотехнология добычи руд металлов открытым способом

В качестве промежуточного технологического процесса к дроблению руды до величины частиц, пригодных для растворения или выщелачивания растворами рассматривается предложение Кыргызско-Российского Славянского университета.

В результате отдельной селективной выемки добытая руда с равномерными размерами фракций направляется на дополнительную механическую обработку, то есть разрушение до необходимых размеров частиц, пригодных для выщелачивания.

Общая для всех стран технология открытой разработки месторождений в скальных породах включает: разделение вскрыши на уступы, разрушение пород, полезных ископаемых массовыми взрывами зарядов, преимущественно, аммиачно-селитренных взрывчатых веществ (ВВ) в скважинах большого диаметра, погрузку разрушенной породы экскаваторами, транспортирование автосамосвалами, повторное дробление негабаритов.

Обобщенная оценка такой технологии известна: высокие затраты средств и труда на приобретение и эксплуатацию тяжелых буровых станков, зарядных машин, экскаваторов, большегрузных автосамосвалов, отрицательное сейсмическое воздействие мощных взрывов на устойчивость уступов, бортов карьеров, зданий и сооружений, неблагоприятные последствия для окружающей среды – выброс в атмосферу продуктов взрыва ВВ и выхлопных газов автосамосвалов.

Разработку месторождений в скальных породах по предлагаемой технологии [1-7] осуществляют в наклонной плоскости откоса высоких уступов или рабочего борта карьера быстро чередующимися бескапсюльными взрывами зарядов из смеси водорода и кислорода в шпурах\*.

Технологическая схема поточной разработки скальных вскрышных пород непрерывными взрывами зарядов из водорода и кислорода показана на рис.2.1.

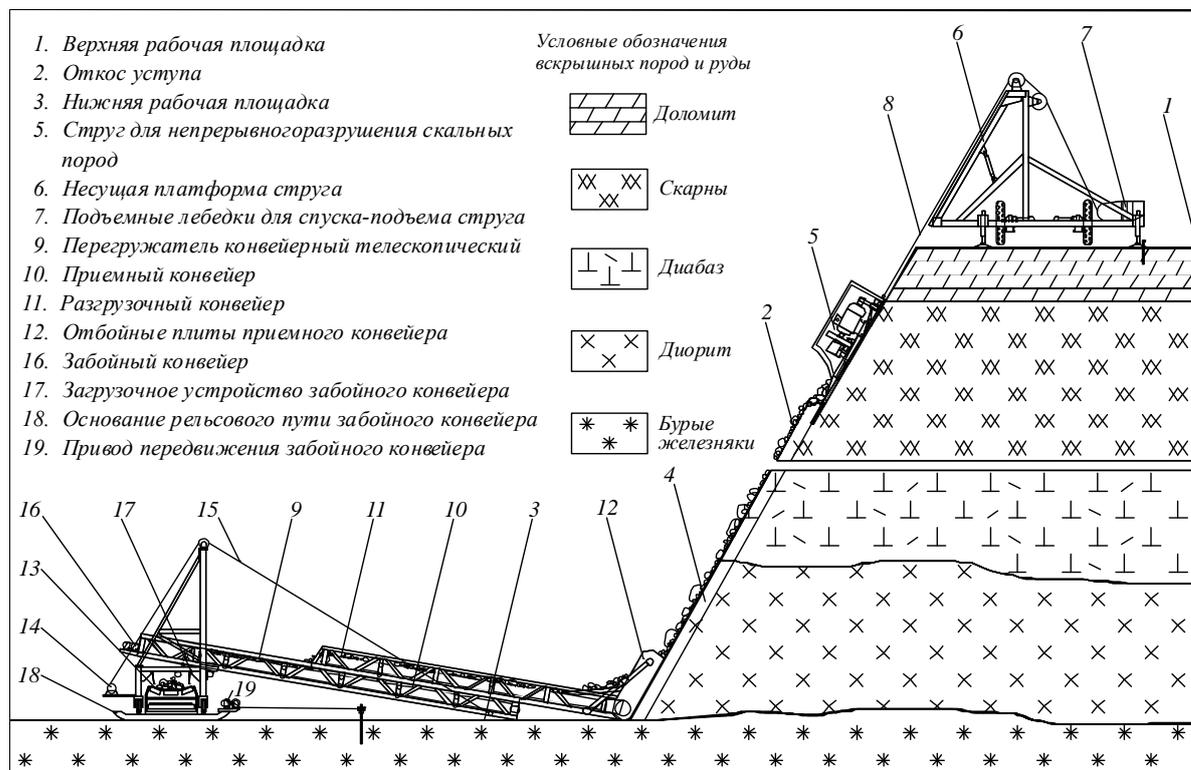


Рисунок 2.1. Технологическая схема поточной разработки скальных вскрышных пород буровзрывным стругом и ленточными конвейерами (на примере месторождения бурых железняков).

\* В других вариантах технологической схемы непрерывное разрушение пород в поверхностной слое откоса уступов осуществляют взрывами зарядов из сжатого воздуха или перегретого пара.

Проходку шпуров осуществляют непрерывно в плоскости, параллельной откосу уступа, разрушенную породу перемещают под действием силы тяжести к основанию откоса и питателями перегружают на ленточный конвейер. Таким образом, традиционную, цикличную технологию горных работ в скальных породах преобразуют в новую – поточную технологию.

Особенность устройства для разрушения скальных пород непрерывными взрывами заключается в совмещении функций буровых станков, зарядных машин, экскаваторов, в отсутствии общепринятых средств взрывания (СВ) – патронов-боевиков, взрывных сетей, капсулей-детонаторов, в создании скалывающих напряжений в поверхностном слое породы. По назначению и конструктивным особенностям разрушающее устройство может быть отнесено к буровзрывным стругам.

Общий вид автоматизированного устройства – экспериментальный образец буровзрывного струга показан на рис. 2.2.

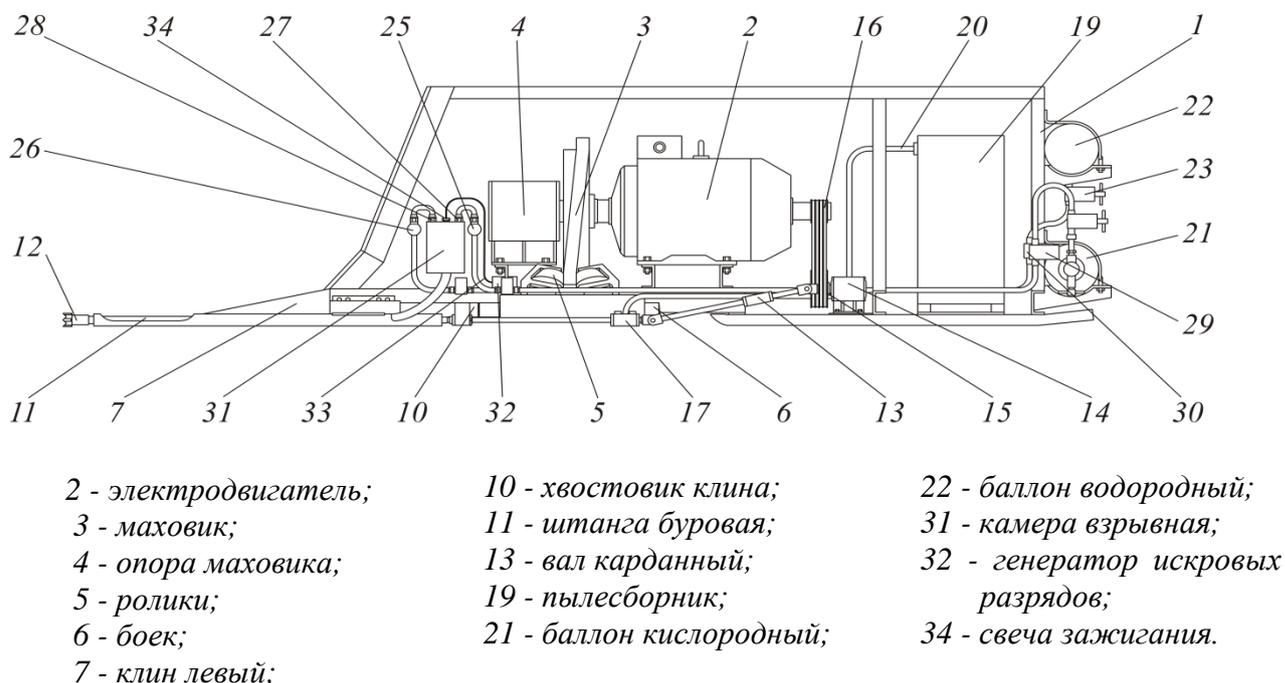


Рис. 2.2. Буровзрывной струга - экспериментальное автоматизированное устройство для непрерывного разрушения скальных пород взрывами зарядов из водорода и кислорода (вид сбоку)

Водород и кислород получают на месте производства горных работ, например, электролизом воды, либо доставляют в баллонах со специализированных заводов по изготовлению газообразных водорода и кислорода.

Источниками экономии в новой технологии служат:

1) разрушение пород сколом, отрывом, на что необходимо в 2,5-3 раза меньше энергии, чем при одновременных или короткозамедленных взрывах зарядов общим весом от нескольких десятков до сотен тонн, размещаемых в глубоких скважинах большого диаметра;

2) менее металлоемкое и энергоемкое оборудование при равных объемах вскрыши: вес одного струга вместе с резервным устройством составит 5,5-6,0 т, производительность может достичь 1 млн. м<sup>3</sup> породы или полезных ископаемых в год;

3) замена штатных взрывчатых веществ и средств взрывания на водород с кислородом, конденсированный азот или воду и электрическую энергию;

4) исключение традиционного оборудования для производства массовых взрывов и сокращение обслуживающего персонала в 2 раза;

5) отсутствие негабаритов в потоке породы, скалываемой стругами, исключение повторных буровзрывных работ;

6) непрерывность всех производственных процессов, создание условий для полной автоматизации вскрышных и добычных работ;

7) сокращение потерь и разубоживания полезных ископаемых в результате сохранения природной структуры залежей в массиве, возможность селективной выемки;

8) при разработке кимберлитовых месторождений полное сохранение размеров и прозрачности алмазов, как следствие щадящей технологии послойного отделения алмазосодержащих пород; при массовых взрывах значительная часть крупных алмазов разрушается и теряет качество [5].

9) максимальное соответствие требованиям охраны окружающей среды, отсутствие выбросов в атмосферу опасных для здоровья людей и природы взрывных газов с окислами азота, устранение сейсмического эффекта массовых взрывов, повышение устойчивости уступов и бортов карьеров;

10) расходы на поточную разработку скальной вскрыши по новой технологии сократятся в 2 раза по сравнению с традиционной – циклической технологией буровзрывных, погрузочных и транспортных работ;

11) предлагаемые технология и устройства позволят расширить границы открытой разработки месторождений, вовлечь в эксплуатацию менее богатые залежи, то есть увеличить сырьевую базу действующих и новых карьеров, в том числе за счет сохранения природной структуры пород за граничными контурами и возможностью в связи с этим увеличить угол наклона бортов карьеров;

В результате изменений по п. п. 1-11 могут быть созданы предпосылки к созданию карьеров нового типа – автоматизированных предприятий с минимальным числом операторов и полной компьютеризацией управления всеми производственными процессами и операциями, особенно на нижних горизонтах глубоких карьеров для высококоррентабельной экологически чистой разработки месторождений золота, алмазов и других металлов.

### **III. Геотехнология получения металлов, выщелачиваемых в вихревом потоке реагентов**

Известен способ получения металлов путем разделения металлов и их отделения от пустой породы в цепи аппаратов за счет разницы удельных весов центробежными силами, достигаемыми определенной скоростью вращения аппаратов. Цепь аппаратов включает дезинтегратор, в котором рудную массу измельчают до размеров меньше или в пределах 5-10 мкм; затем измельченную руду направляют в сепаратор, в котором на порядок или более повышается содержание металла в руде. Далее обогащенную руду направляют в концентратор, в котором производят отделение металла и его соединений от пустой породы. При этом число оборотов аппаратов, обеспечивающее отделение  $i$ -го металла, определяется по предлагаемой формуле. Основным недостатком прототипа является проявление сил Ван-Дер-Ваальса при выпуске из дезинтегратора металла, отделенного от пустой породы. Суть этого явления состоит во взаимодействии нейтральных молекул независимо от веса в полидисперсном увлажненном материале. Причем, чем меньше величина зерен руды 5-7 мкм, тем межмолекулярные силы проявляются более интенсивно.

Вторым недостатком этого способа является возрастающая по экспоненте энергоемкость разрушения рудного материала до рабочей крупности  $d = 100\div 150$  мкм.

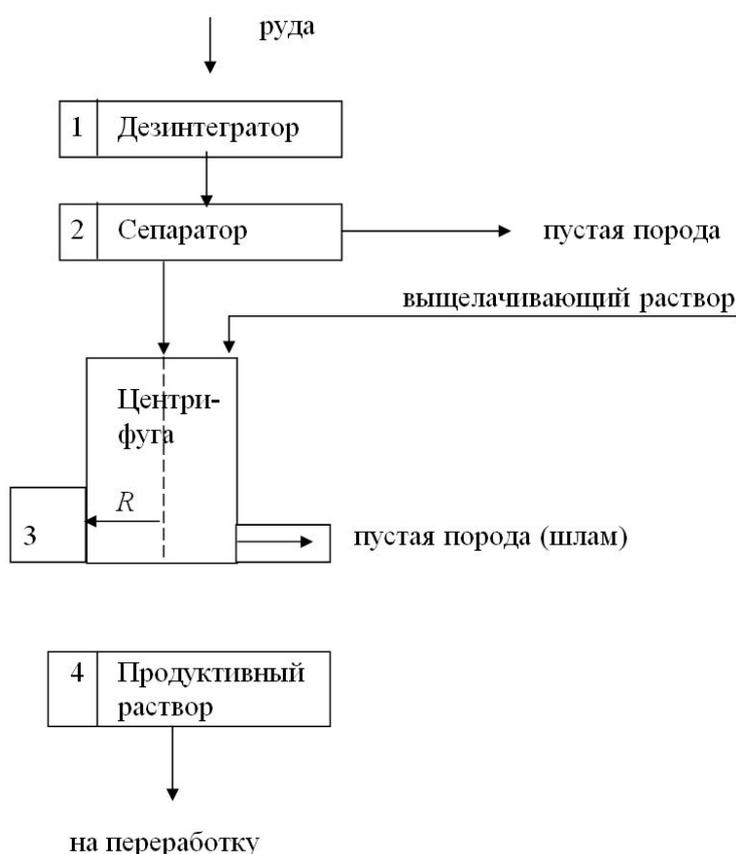
Для устранения указанных недостатков прототипа предлагается новый способ получения металлов путем выщелачивания их из руды в вихревом потоке растворов с переводом металла в жидкую фазу продуктивного раствора.

При этом достигается основная цель нового способа извлечения металлов из рудного сырья на месте его размещения.

В этом изобретении эффект нового способа извлечения металлов из рудной массы достигается за счет измельчения ее на дезинтеграторах до 150-200 мкм или  $(150-200) \cdot 10^{-6}$  м, затем диффузионного растворения руды в камере, в которую подается выщелачивающий раствор (ВР) в виде вихревого потока с соответствующими расчетными значениями центробежных сил и его производительностью.

Сущность нового способа добычи металла в виде продуктивного раствора (ПР) показана в следующей схеме цепи аппаратов (рис. 3.1).

В дезинтеграторе производят измельчение руды до оптимального размера частиц  $d$ , исходя из принципа минимизации затрат энергии.



Фигура 3.1 – Схема цепи рабочих аппаратов

Известно, что при измельчении руды энергозатраты и стоимость электроэнергии зависит от размера  $d$ , по формуле:

$$J_1 = \frac{C_3 \alpha}{d^4}, \text{ тенге/сут.}, \quad (3.1)$$

где  $\alpha$  - статистический коэффициент, который определяют в лабораторных условиях или в натуре;

$C_3$  - стоимость 1 квт-ч энергии.

В то же время затраты  $J_2$  на диффузионное растворение металла через время растворения определяется по предлагаемой формуле:

$$J_2 = \frac{C_o \cdot d^2 \cdot \ln \frac{11,4}{\varepsilon_n \cdot \pi^2}}{D_n \cdot \pi^2}, \text{ тенге,} \quad (3.2)$$

где  $\varepsilon_n$  – проектное значение коэффициента извлечения, доли ед.;

$C_o$  – затраты на растворение, тенге/сут.;

$D_n$  – коэффициент диффузионного растворения металла, как правило,  $D_n = 0,864 \cdot 10^{-3} \text{ см}^2/\text{сут.}$

Для определения величины  $d$  минимизируем функцию цели:

$$J = \frac{C_3 \alpha}{d^2} + \frac{C_o \cdot d^2 \cdot \ln \frac{11,4}{\varepsilon_n \cdot \pi^2}}{D_n \cdot \pi^2} \rightarrow \min \quad (3.3)$$

при ограничении:

$$d \leq d \leq \hat{d} \quad (3.4)$$

Находим решение (3.3) без учета (3.4) в виде:

$$\frac{-2C_3 \cdot \alpha}{d^3} + \frac{2C_o \cdot d \cdot \ln \frac{11,4}{\varepsilon_n \cdot \pi^2}}{D_n \cdot \pi^2} = 0 \quad (3.5)$$

Откуда из (3.5) получим:

$$d_o = \sqrt[4]{\frac{\alpha \cdot C_3 \cdot D_n \cdot \pi^2}{C_o \cdot \ln \frac{11,4}{\varepsilon_n \cdot \pi^2}}}, \text{ см.} \quad (3.6)$$

Если  $d_o < \hat{d}$ , то в качестве оптимума принимаем  $d_o$ , и, наоборот, при  $d_o > \hat{d}$ :

$$d_o = \hat{d}.$$

Центробежные силы  $F_{ц}$  на стенке центрифуги будут определены:

$$F_{ц} = \frac{m \cdot V^2}{R}, \quad (3.7)$$

где  $m$  – масса ВР, кг;

$V$  – линейная скорость.

$$V = 2\pi R \cdot n \text{ м/с.} \quad (3.8)$$

Будем далее исходить из нагрузки на массу  $m$ , равной  $N_{кр} = N \cdot g$ , где  $g$  – ускорение силы тяжести,  $\text{м/с}^2$  при  $N_{кр}$  обеспечивается диффузионное растворение металла из руды крупностью (3.6) до проектного извлечения его  $\varepsilon_{п}$ :

$$N_{кр} = N \cdot g, \quad (3.9)$$

где  $g$  – ускорение силы тяжести,  $g = 9,81 \text{ м/сек}^2$ .

При этом с учетом (3.7) и (3.8) получим:

$$4\pi^2 \cdot R \cdot n^2 = N \cdot g \quad (3.10)$$

и необходимое число оборотов вала центрифуги будет равно:

$$N = \frac{1}{2\pi} \sqrt{\frac{N_g \cdot g}{R}}, \text{ об/с.} \quad (3.11)$$

или с учетом (3.9) получим:

$$n_{кр} = \frac{1}{2\pi} \sqrt{\frac{N_{кр}}{R}}, \text{ об/с.} \quad (3.12)$$

Для каждого металла при определенных параметрах центрифуги, прежде всего радиуса  $R$ , существует своя критическая скорость, которая описывается экспоненциальным законом вида:

$$N_{кр} = \alpha \cdot e^{-\beta d}, \quad (3.13)$$

где  $a$  - размерный статистический параметр, об/с и  $\beta$  - статистический безразмерный параметр. Эти параметры определяются в лабораторных и натуральных условиях.

Произведем примерный расчет параметров нового способа.

1. По формуле (6) находим оптимальный размер крупности руды на дезинтеграторе.

$$\text{Дано: } D_{п} = 0,864 \cdot 10^{-3} \text{ см}^2/\text{сут}; \varepsilon_{п} = 0,9; \frac{\alpha \cdot C_3}{C_0} = 1.$$

Верхнее ограничение на  $\hat{d}$  вычислим, исходя из условия, что время диффузионного растворения рудного материала  $t_{\delta} \leq 1$  мин. или в сутках:

$$t_{\delta} \leq \frac{1}{24 \cdot 60} \leq 0,0007 \text{ сут.}$$

По времени  $t_{\delta}$  находим  $\hat{d}$  из уравнения:

$$\frac{\hat{d}^2 \cdot \ln \frac{11,4}{0,9 \cdot \pi^2}}{D_{п} \cdot \pi^2} = 0,0007,$$

откуда:

$$\hat{d} = \sqrt{\frac{0,864 \cdot \pi^2 \cdot 0,0007}{10^3 \cdot \ln \frac{11,4}{0,9 \cdot \pi^2}}} = 0,005 \text{ см.}$$

При  $\frac{C_3}{C_0} = 5$ , что ниже реальных показателей, имеем:

$$d_0 = \sqrt[4]{\frac{5 \cdot 0,864 \cdot 8,9}{0,24 \cdot 10^3}} = 0,65 \text{ см.}$$

Так как абсолютный минимум функции цели (3.3) здесь дает результат  $d_0 = 0,65$  см, что значительно выше ограничения  $\hat{d} = 0,005$  мкм, то принимаем:  $d_0 = \hat{d} = 0,005$  см или 0,05 мм - размер фракций руды.

Следовательно, при реализации проекта необходимо принять оптимальный размер фракции руды  $d_0 = 0,005$  см или 0,05 мм или  $d_0 = (0,005) \cdot 10^{-6}$  мкм =  $5 \cdot 10^{-3}$  мкм.

Заметим, что по условиям аналога:

$$d_0 = 7 \cdot 10^{-6} \text{ м.}$$

Сокращение энергии на дробление руды в дезинтеграторе будет кратно числу:

$$\eta = \frac{5 \cdot 10^{-3}}{7 \cdot 10^{-6}} = 714,$$

что приведет к пропорциональной экономии затрат на измельчении руды.

Экономический, экологический и социальный эффекты от реализации инновационной технологии получения металлов путем диффузионного растворения в вихревом потоке раствора складывается из следующих основных результатов.

1. При получении любого металла исключаются классические способы обогащения руд; особенно эти процессы существенно повышаются с понижением содержания металла в руде.

2. Открывается широкая перспектива отработки бедных забалансовых руд и расширения минерально-сырьевой базы руд металлов.

3. Для реализации инновационного способа получения металлов в разы уменьшаются капитальные затраты на создание необходимых подсистем технологической цепочки.

4. При инновационном способе выщелачивания металлов в вихревом потоке растворов в десятки раз сокращается время выщелачивания любого металла, что обеспечивает ощутимый эффект по расходу реагентов и электричества.

5. Экологический эффект достигается за счет применения предлагаемого способа очистки техногенных загрязнений путем протяжки зараженных растворов через пустые породы в естественных средах поверхности.

6. Социальный эффект достигается за счет освоения новых ранее не перспективных месторождений металлов, создания горнодобывающих предприятий с инфраструктурой для их нормального функционирования.

Список литературы:

1. Пат. 554 КР. Способ разрушения горных пород/ Коваленко А.А. Опубл. 31.03.03, Бюл. № 3.

2. Пат. 609 КР. Устройство для разрушения горных пород/ Коваленко А.А. Опубл. 31.11.03, Бюл. № 11.
3. Пат. 787 КР. Способ разрушения горных пород и устройство для его осуществления/ Коваленко А.А. Опубл. 30.06.05, Бюл. № 6.
4. Пат. 885 КР. Способ разрушения горных пород газовыми импульсами высокого давления и генератор газовых импульсов высокого давления/ Коваленко А.А. Опубл. 31.07.06, Бюл. № 7.
5. Андросов А. Д., Бескрованов В. В. К вопросу модернизации кристаллосберегающих технологий добычи алмаза в условиях рынка // «Наука и образование» № 2, 2001, Якутск.
6. Решетняк С. П. Проблемы перехода к карьерам нового поколения // Проблемы открытой разработки глубоких карьеров: Тр. Международного симпозиума «Мирный-91». – Удачный, 1991. – Т. 1.
7. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. 3-е изд., перераб. и доп. Госгортехнадзор России. – М.: Изд. НПО ОБТ, 1992.
8. Рогов Е.И., Лайкин В.К., Рогов А.Е., Битимбаев М.Ж., Рогов Е.А. Инновационный патент «Способ безреагентного извлечения металлов» № 23419 от 15.12.2010, бюл. № 12, 2010.
9. Рогов Е.И., Рогов А.Е., Рогов Е.А. Инновационный патент. Способ выщелачивания металлов в вихревом потоке растворов. № 27613 от 15.11.2013 г., бюл. № 11.
10. Рогов А.Е., Сабирова Л.Б. Теория восстановления пластовых вод. Алматы, АЛЕНАН, 2013, 153 с.
11. Рогов Е.И., Рогов С.Е., Рогов А.Е. Теория геотехнологий. LAP LAMBERT Academic Publishing is f trademark of: AV Akademikerverlag GmbH& Co. KG Номер ISBN: 978-3-8433-6935-0. 2013 г., 442 с.

Сведения об авторах:

1. Рогов Е.И., докт. техн. наук, проф., академик НАН РК,
2. Нифадьев В. И., докт. техн. наук, проф., академик НАН КР,
3. Коваленко А.А. главн. научн. сотр. ИКИТ КРСУ, проф.,
4. Рогов А. Е., докт. техн. наук, проф., член-корр. НАЕН РК, академик МАЭ.

## СИСТЕМА ЧИСЛЕННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ДИНАМИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ НА ГОРНЫЙ МАССИВ

Долгушев В.Г. ([slavado@istc.kg](mailto:slavado@istc.kg)),  
Коваленко В.А. ([kovalenko@istc.kg](mailto:kovalenko@istc.kg))

Институт коммуникаций и информационных технологий  
Кыргызско-Российского Славянского Университета

Открытые горные выработки в процессе их эксплуатации находятся под постоянным воздействием разнообразных видов нагрузок, влияющих на стабильность и устойчивость бортов. Наиболее существенными из них являются статические гравитационные нагрузки под действием веса пород и динамические нагрузки, возникающие при проведении массовых взрывов. Численное моделирование импульсных воздействий на горный массив дает возможность прогнозировать возможные последствия массовых взрывов и, тем самым, повысить эффективность и безопасность ведения горных работ.

Создание системы для моделирования динамических процессов в горных массивах с использованием высокопроизводительного кластера включало в себя:

1. Разработку программного обеспечения для подготовки исходных данных.
2. Разработку программ для решения пространственно-дискретизированных уравнений динамики с использованием параллельных технологий.
3. Настройку параметров используемых алгоритмов на основе опытных данных.
4. Проведение вычислительных экспериментов по оценке стабильности бортов карьеров и исследованию способов их защиты от сейсмических воздействий.

Для получения максимально достоверных результатов при численном моделировании необходимо детально учитывать весь возможный объем информации о пространственном расположении, геологическом строении и прочностных свойствах исследуемой области. Специально для этих целей был разработан интерактивный редактор *MeshMaker*, который позволяет эффективно использовать данные геологических и геофизических наблюдений, а также результаты маркшейдерской и топографической съемки. Набор инструментов программы *MeshMaker* обеспечивает эффективное выполнение следующих функций при подготовке модельной области:

- построение трехмерной модели горного массива;
- разбиение трехмерной модели на конечные элементы;
- декомпозицию конечно-элементной модели на геологические домены;
- ведение базы данных физико-прочностных свойств горных пород;
- задание граничных и начальных условий различных типов;
- импорт/экспорт трехмерных сеточных моделей в различных форматах.

На результаты численного моделирования большое влияние оказывают количество и размер конечных элементов. С помощью программы *MeshMaker* возможно построение модельных областей, содержащих до 15 миллионов тетраэдральных элементов.

Восстановление поверхности рельефа и построение пространственной модели горного массива производится на основе данных маркшейдерской и топографической съемки. Данные подготавливаются в специальном тестовом формате и содержат высотные отметки точек на поверхности массива. Расчет поверхности пространственной модели производится на основе методов триангуляции и кригинга.

Разбиение пространственной модели массива на конечные элементы осуществляется с использованием библиотек с открытым кодом *TetGen* и *AdvTetMesh*. Данные библиотеки дают возможность задавать области сгущения/разряжения конечно-элементной сетки, что позволяет значительно сократить общее количество конечных элементов и существенно снизить требования к вычислительным ресурсам при расчетах.

Декомпозиция исходной конечно-элементной модели на геологические домены производится с использованием пространственных селекторов (рис. 1). Каждому из

доменов можно сопоставить определенный тип горной породы, и тем самым, задать физико-прочностные характеристики: удельную плотность, модуль Юнга, коэффициент Пуассона, предел текучести, вязкость, коэффициент пластического упрочнения и т.д.

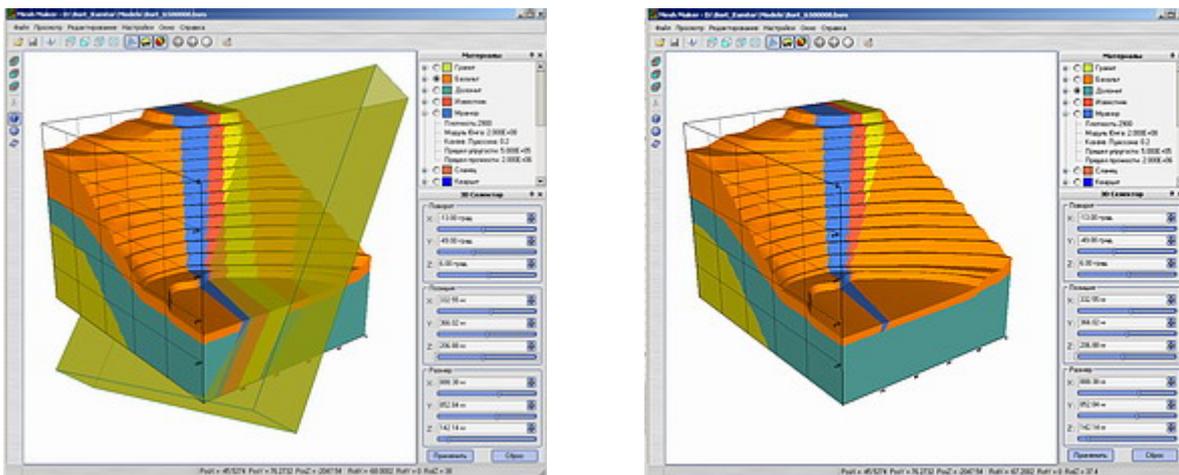


Рис.1. Использование пространственных селекторов для задания прочностных свойств различных участков массива

Функция задания граничных областей в программе *MeshMaker* позволяет задавать направления и величины абсолютных перемещений; значения и направления действия внешних сил, а также значения и направления динамических нагрузок в виде временных графиков (рис.2). Нагрузки и смещения могут быть заданы как для отдельного элемента сеточной модели, так и для определенной группы элементов сеточной модели, лежащих на поверхности или внутри горного массива.

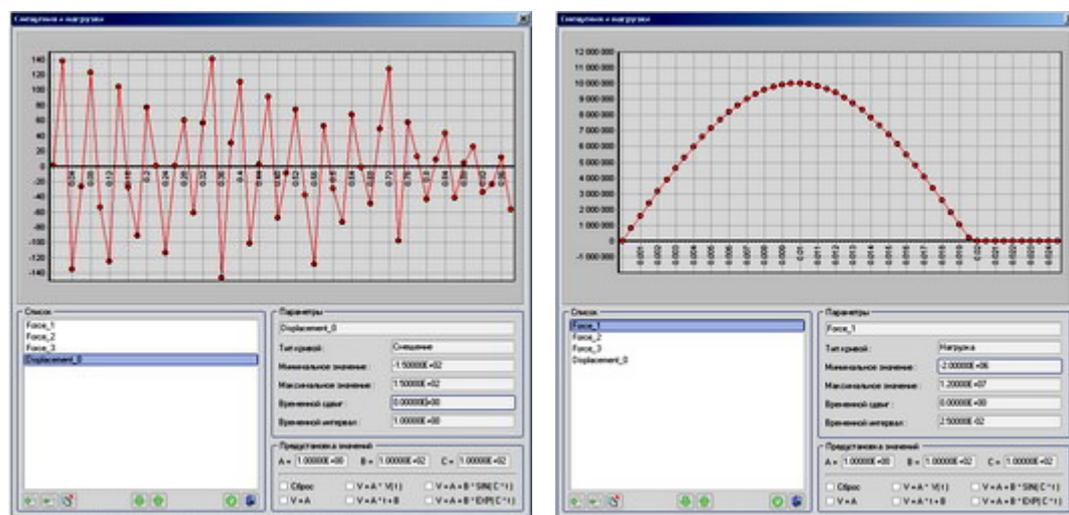


Рис.2. Примеры временных графиков динамических нагрузок

Хранение подготовленных сеточных моделей производится в специальном бинарном формате с большим коэффициентом сжатия данных, что диктуется тем обстоятельством, что размеры конечно-элементных моделей горных массивов могут достигать десятки и сотни мегабайт.

Решение пространственной задачи по расчету динамических откликов при воздействии импульсных нагрузок производится на дискретной модели, состоящей из конечных элементов, соответствующим образом связанных между собой в узловых точках. Дискретизация расчетной области (симплексная модель) выполняется с

использованием тетраэдральных элементов. При симплексном представлении в конечном элементе  $r_e$  локальные поля скоростей  $v_K$  и ускорений  $a_K$  аппроксимируются линейными относительно координат функциями форм  $\Psi_N$ :

$$v_K^{(e)} = v_K^{N(e)} \Psi_N^{(e)}(x), \quad a_K^{(e)} = a_K^{N(e)} \Psi_N^{(e)}(x), \quad (1)$$

где  $v_K^{N(e)}$ ,  $a_K^{N(e)}$  - значения компонент скоростей и ускорений в узлах элемента  $r_e$ .

Уравнение движения для каждого отдельно взятого элемента  $r_e$  сплошной среды определяется исходя из принципа возможных скоростей:

$$\int_R \bar{\sigma}_{ij} \delta \varepsilon_{ij} dV = \int_V (F_i - \rho a_i) \delta v_i dV + \int_R \bar{\sigma}_{ij} n_j \delta v_i dR, \quad (2)$$

где:  $\rho$  - плотность среды;  $v_i$  - компоненты вектора скорости;

$\varepsilon_{ij}$  - компоненты тензора деформаций;  $\bar{\sigma}_{ij}$  - компоненты тензора напряжений.

Уравнение движения для всего ансамбля частиц в предположении, что масса равномерно распределена в узлах тетраэдральных элементов, имеет вид:

$$m_\Gamma a_{K\Gamma} = \sum_{e=1}^L \Omega_\Gamma^{N(e)} P_{NK}^{(e)}, \quad (3)$$

где  $P_{NK}^{(e)}$  - компоненты эквивалентной силы  $\Gamma$ -го узла элемента  $r_e$ .

При расчетах скорости деформации элемента  $r_e$  вычисляются с помощью уравнения

$$\varepsilon_{ij}^{(e)} = \frac{1}{2} \left( \frac{\partial v_i^{(e)}}{\partial x_j} + \frac{\partial v_j^{(e)}}{\partial x_i} \right), \quad (4)$$

а компоненты тензора напряжений определяются из соотношения:

$$\bar{\sigma}_{ij}^{n+1} = S_{ij}^{n+1} + q_{ij}^{n+1/2} - p^{n+1} - Q^{n+1/2} \quad (5)$$

где:  $S_{ij}^{n+1}$  - составляющие девиатора упругопластических напряжений;

$Q^{n+1/2}$  - искусственная вязкость.

После определения деформаций и напряжений в узлах моделей, для расчета новых положений узлов производится интегрирование уравнений движения, которое заключается в последовательном выполнении операций вида:

$$a_{K\Gamma}^{n+1/2} = \frac{1}{m_\Gamma} \left\{ \sum_{e=1}^L \Omega_\Gamma^{N(e)} P_{NK}^{(e)} \right\}^{n+1/2}, \quad v_{K\Gamma}^{n+1} = v_{K\Gamma}^n + a_{K\Gamma}^{n+1/2} \Delta t^{n+1/2},$$

$$x_{K\Gamma}^{n+1} = x_{K\Gamma}^n + v_{K\Gamma}^{n+1/2} \Delta t^{n+1/2} + a_{K\Gamma}^{n+1/2} \frac{(\Delta t^{n+1/2})^2}{2}. \quad (6)$$

На основе уравнений (1)-(6) была реализована схема вычислений на высокопроизводительном кластере, включающая в себя выполнение следующих процедур:

1. Для текущего шага по времени рассчитываются скорости деформаций и полные напряжения, возникающие под действием ударных волн, распространяющихся от взрывааемых скважин.

2. Перемещения узлов и новые положения взаимодействующих элементов определяются интегрированием уравнений движения с учетом прочностных характеристик среды и соответствующих граничных условий.

3. Выбор величины следующего шага по времени производится из условий обеспечения устойчивости расчета.

Для настройки параметров алгоритмов и моделей, используемых в системе моделирования динамических нагрузок на горный массив, была проведена серия

вычислительных экспериментов. Настройка параметров осуществлялась на основе сравнения расчетных (рис.3) и опытных данных о сейсмических откликах при выполнении массовых взрывов с различными характеристиками скважинных зарядов.

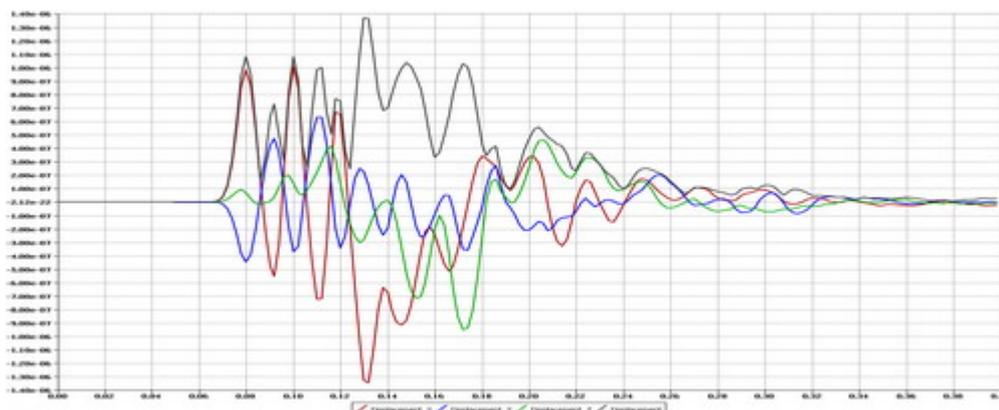


Рис.3. Расчетные диаграммы колебаний в различных точках карьера при подрыве скважинных зарядов.

При проведении взрывных работ горные породы испытывают нагрузки, которые вызывают появление трещин, заколов, скрытых областей пластической деформации и т.п. Для того, чтобы повторяющиеся взрывы не вызвали накопления дефектов, приводящих к потере устойчивости бортов, на карьерах применяются различные инженерно-технические методы по снижению степени влияния динамических воздействий на горный массив. Сложная волновая картина действия взрыва определяет необходимость детального изучения способов сейсмической защиты и выработки обоснованных рекомендаций по их применению. С этой целью были проведены вычислительные эксперименты по моделированию наиболее распространенных методов инженерной защиты, таких как применение схем короткозамедленного взрывания и использование различных типов экранирующих поверхностей.

Результаты численного моделирования волновых процессов, возникающих при короткозамедленном подрыве нескольких рядов скважинных зарядов (рис. 4), подтверждают тот факт, что уровень динамической нагрузки определяется главным образом количеством одновременно высвобождаемой энергии упругих колебаний и степенью взаимной интерференции сейсмических волн от вновь взрываемых и предшествующих зарядов. Анализ расчетных данных показал, что при малых величинах замедлений ( $t_d < 50$ мсек) возможно возрастание амплитуды результирующих колебаний за счет суперпозиции волн от соседних групп зарядов. В некоторых случаях интенсивность сейсмического воздействия на горный массив может оказаться даже большей, чем при одновременном подрыве всех зарядов.

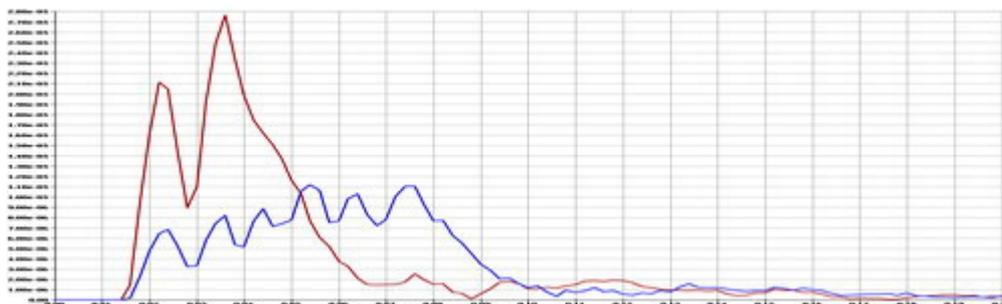


Рис.4. Расчетные диаграммы абсолютных смещений точки блока при одномоментном и короткозамедленном подрыве скважинных зарядов

Для больших величин замедлений ( $t_d > 500$ мсек) влияние интерференции от соседних групп зарядов практически исчезает. Однако за время промежутков между взрывами происходит разгрузка упругих деформаций от предыдущих воздействий, и это обстоятельство уменьшает энергетическую эффективность разрушения породы.

Во второй группе экспериментов моделировались способы защиты от сейсмических воздействий при помощи экранирующих слоев между зоной действия взрыва и защищаемым бортом. Экранирующий слой создается предварительным подрывом дополнительного ряда скважин малого диаметра. Акустическая жесткость образующейся при этом щелевой полости, как правило, существенно отличается от акустической жесткости коренной породы. В этом случае воздействие основного взрыва на защищаемый борт определяется рядом особенностей, связанных с отражением и преломлением сейсмических волн на границах экрана и с наличием области сейсмической тени.

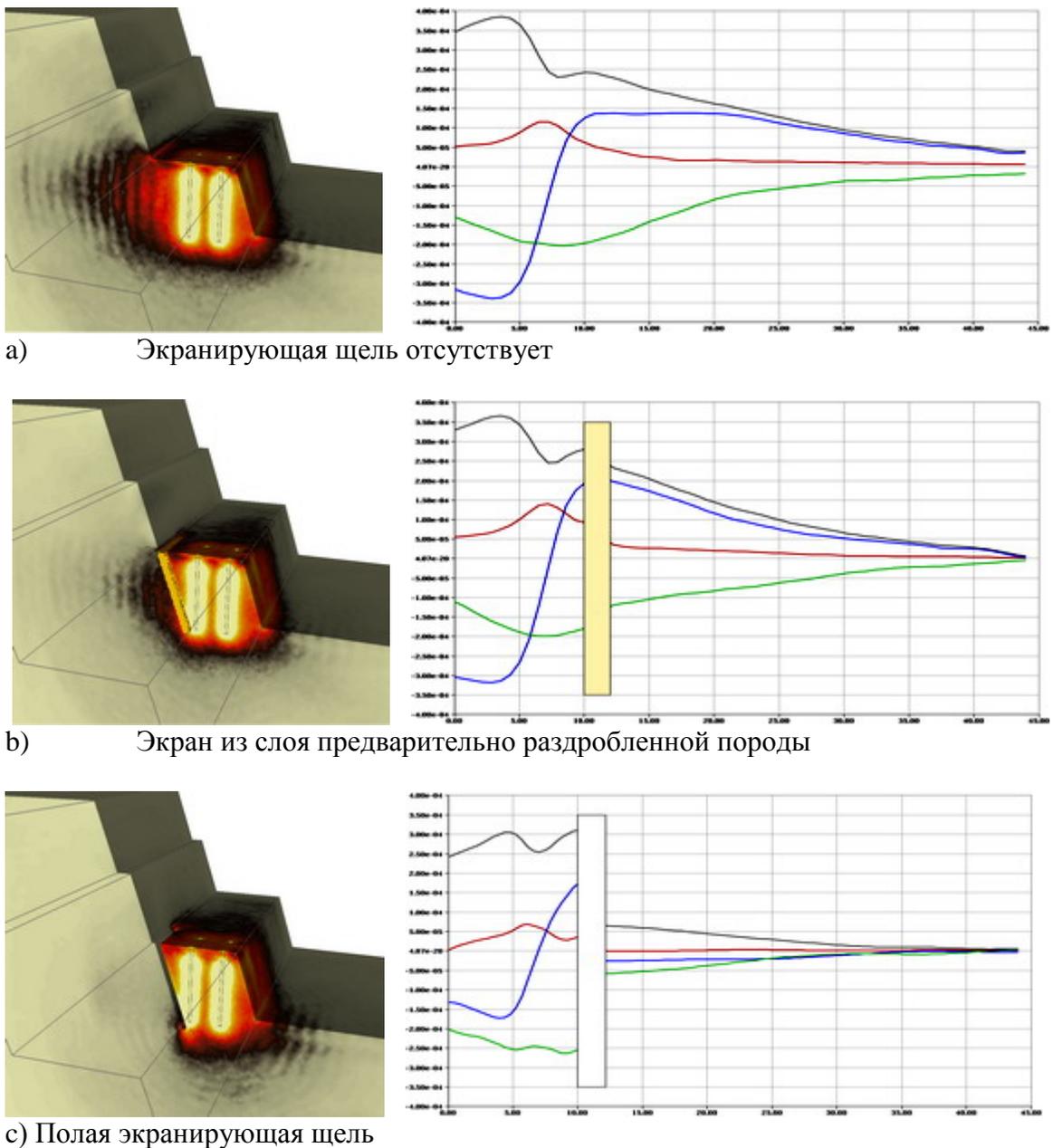


Рис.5. Примеры моделирования различных типов экранирующих поверхностей

Результаты моделирования (рис.5) показали, что ослабление интенсивности сейсмических колебаний при экранировании волн происходит как вследствие их отражения от внутренней границы экрана, так и вследствие интенсивного затухания в самом экране. В области сейсмической тени скорость колебаний падает, что значительно уменьшает вероятность возникновения заколов на бортах уступов. Тем не менее, в более удаленных от экрана областях возможна интерференция огибающих волн и скорость колебаний может быть достаточно высокой. Это обстоятельство необходимо обязательно учитывать при планировании взрывных работ на рабочих уступах.

Подбор оптимальных интервалов замедлений для различных схем коммутации, наряду с использованием экранирующих поверхностей различных типов, приводит к существенному снижению степени влияния сейсмических воздействий на горный массив при выполнении массовых взрывов с большой суммарной мощностью зарядов. Практическое использование разработанных методик численного моделирования динамических процессов при подрыве группы скважинных зарядов, может дать значительный эффект на карьерах за счет интенсификации ведения буровзрывных работ с одновременным обеспечением сейсмической безопасности объектов горнотехнических сооружений. Возможность прогноза последствий динамических нагрузок на горный массив также позволяет предотвратить возможные издержки при ликвидации аварий, связанных с неконтролируемыми обрушениями рабочих уступов.

## ИННОВАЦИОННАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОЙ ОТРАБОТКИ ПЛАСТОВ ПРИ ПСВ МЕТАЛЛОВ

*Рогов А.Е. (ae\_rv@mail.ru), Багашарова Ж.Т., Азимхан К.А.,  
Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, Алматы, Казахстан*

### **Введение**

В настоящее время имеется значительный накопленный опыт одновременной отработки нескольких блоков одного или ряда участков месторождений. При этом суммарная функция  $C_{\text{пр}}(t)$  – содержания урана в продуктивном растворе (ПР) складывается без управления, т.е. стихийно на всем периоде отработки месторождений.

При этом, учитывая нелинейную с максимумом  $\hat{C}_{\text{пр}}$  кривую  $C_{\text{пр}}(t)$  на времени, содержание урана в ПР, поступающем на сорбционные колонны колеблется в широких пределах. Кроме того, при уменьшении содержания урана в ПР существенно по экспоненциальному закону увеличивается себестоимость металла, т.е. [1].

Интуитивно ясно, что совмещая работу нескольких блоков по некоторой пока неизвестной временной схеме их включения, можно достичь два существенных эффекта:

- выровнять содержание урана в ПР до максимально возможной величины  $\bar{C}_{\text{пр}}$ ;
- повысить содержание урана в ПР также до некоторой максимально возможной величины.

При достижении указанных только двух эффектов существенно снижается себестоимость урана в соответствии с закономерностью [1] и улучшается работа сорбционных колонн, так как на входе поступает ПР с постоянным содержанием урана.

Помимо этого, исходя из установленного порядка включения в работу ряда блоков по определенной временной схеме, необходимо будет установить их оптимальное число, площади блоков, число откачных и закачных скважин и т.д.

Так как в известных источниках не встречаются какие-либо решения по оптимизации совместной работы блоков, кроме нашего изобретения "Способ совместной отработки блоков при ПСВ металлов" от 13.09.01, по которой получен предпатент РК № 12633, авторы Язиков В.Г., Рогов Е.И. и др.

Эта работа является прототипом для предлагаемого нового способа совместной отработки блоков, суть которого изложена ниже и сфера нового способа значительно расширяется для повышения эффективности отработки блоков.

При отработке пластово-инфильтрационных месторождений урана и сопутствующих ему металлов в одновременной эксплуатации может быть различное число блоков на одном конкретном руднике ПСВ. Нами доказано, что производительность каждого блока по металлу отражает кривую распределения его концентрации по времени, которая описывается следующей экспоненциальной функцией [2]:

$$C_{\text{пр}}(t) = \frac{e \cdot (t - t_3) \cdot \hat{C}_{\text{пр}}}{C'_1} e^{(t-t_3)/C'_1}, \text{ мг/л}, \quad (1)$$

где  $t$  – текущее время отработки блока, годы;

$t_3$  – время закисления блока, годы; причем  $t_3$  – время вытеснения раствором пластовых вод в объеме одного порового пространства продуктивного горизонта в блоке;

$C'_1$  – кинетический параметр, определяемый статистическим путем, измеряемый в годах;

$\hat{C}_{\text{пр}}$  - максимальная концентрация металла в ПР, которая определяется по нашей формуле [1] для гексагональной ячейки:

$$\hat{C}_{\text{пр}} = \frac{98 \cdot C_1 \cdot \bar{m} \cdot R_o^2 \left( \ln \frac{R_o}{R_c} + S_k \right)}{\bar{K}_\phi \cdot M_3 \cdot (nS_n + S_o)}, \text{ мг/л}, \quad (2)$$

где  $\bar{m}$  - среднее значение продуктивности пласта в блоке, кг/м<sup>2</sup>;

$R_o$  - оптимальный радиус ячейки, м;

$R_c$  - радиус технологических скважин, м;

$\bar{K}_\phi$  - среднее по блоку значение коэффициента фильтрации, м/сут;

$M_3$  - эффективная мощность пласта, м;

$S_n, S_o$  - компрессия на закачной и депрессия на откачной скважинах, м вод. ст.;

$S_k$  - показатель скин-эффекта на скважинах, безразмерная величина;

$n = \frac{N_{zc}}{N_{oc}}$  - параметр отношения числа закачных к числу откачных скважин к в блоке;

$C_1$  - кинетический параметр для уравнения коэффициента извлечения

$$\varepsilon(t) = 1 - \frac{1}{e^{C_1 t}}, \quad (3)$$

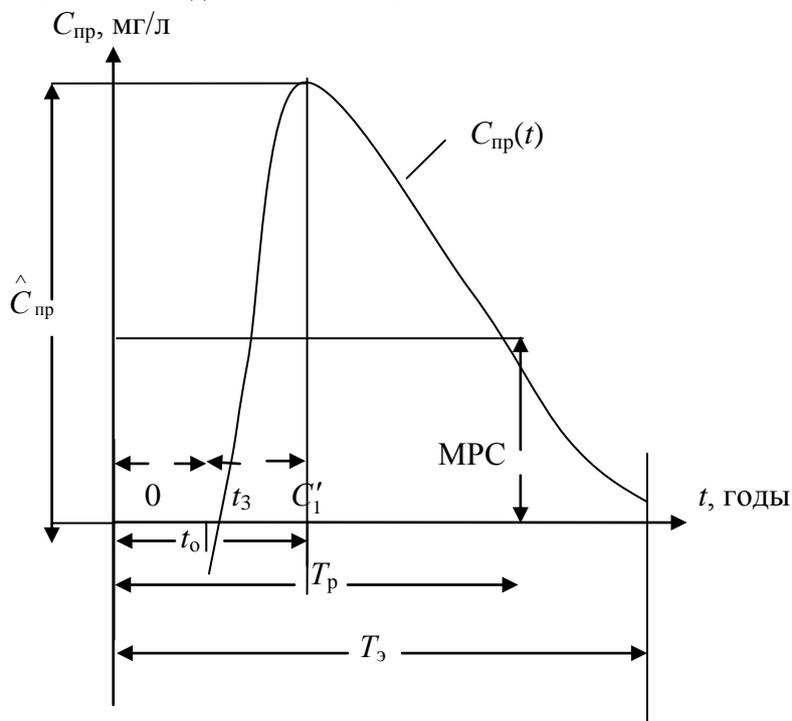
$t$  - время отработки блока, годы.

Причем установлено [2], что:

$$C_1' = \frac{0,386}{C_1} \text{ или } C_1 = \frac{0,386}{C_1'}. \quad (4)$$

Из формулы (1) следует, что кривая продуктивности ПР  $C_{\text{пр}}(t)$  описывает сложную функцию по времени, вид которой представлен на фиг.1.

Распределение концентрации  $\bar{C}_{\text{пр}}(t)$  металла от времени ( $t$ ) по блоку



Фигура 1

$t_3$  - время закаливания блока;  $T_p$  - время отработки блока до МРС;

$T_3$  - время отработки блока до проектного уровня извлечения  $\varepsilon_0$ ;

МРС - минимально рентабельное содержание  $C_{\text{пр}}$ , мг/л.

Анализ уравнения (1) показывает, что при эксплуатации отдельного блока добыча металла из любой ячейки (откачной скважины) вначале растет до максимума и некоторое время остается постоянной, а затем медленно или быстро в зависимости от параметра  $C'_1$  падает. Известна также ранее установленная зависимость себестоимости металла –  $C_U$  от концентрации металла в ПР [2]:

$$C_U = a_2 e^{-b_2 C_{\text{пр}}}, \quad (5)$$

где  $a_2$  и  $b_2$  некоторые постоянные для конкретного рудника величины. Так для рудников ПС урана НАК "Казатомпром" эти зависимости приведены ниже.

ПВ-1 (Ю. Карамурун):	$C_U = 32,4 e^{-0,01129 y}$
ПВ-2 (С. Карамурун):	$C_U = 29,3 e^{-0,00757 y}$
ПВ-5 (Канжуган):	$C_U = 35,8 e^{-0,022 y}$
ПВ-17 (Уванас):	$C_U = 28,8 e^{-0,0177 y}$
ПВ-19 (Мынкудук)	$C_U = 27,0 e^{-0,0173 y}$

Из уравнений (1), (6) следует, что себестоимость металла резко возрастает после простоя времени  $t_o = t_3 + C'_1$ , лет и добыча из каждого отдельного блока через некоторое время  $T_p < T_3$  становится не рентабельной.

Ранее [3] нами был предложен способ попарной отработки блоков при определенном порядке их включения, который частично снял проблему преждевременной остановки блока через  $T_p$ , приводящей к большим потерям металла.

Таким образом, известные способы совместной отработки блоков на месторождении обладают существенными недостатками:

- с падением продуктивности раствора  $C_{\text{пр}}(t)$  со временем увеличивается себестоимость металла и соответственно уменьшается прибыль;
- отработка блоков до проектного уровня извлечения -  $\varepsilon_0$  становится не выгодной, а преждевременная остановка их ведет к большим потерям металлов в недрах.

#### **Основная часть исследования**

С целью устранения указанных недостатков предлагается новый порядок совместной отработки блоков, обеспечивающий максимальное значение прибыли на весь период отработки месторождения или его части.

Сущность нового способа управления порядком и временем совместной отработки блоков состоит в следующем.

Интуитивно ясно, что чем большее число блоков включить в одновременную отработку в разные интервалы времени, тем выше будет значение средней продуктивности  $\bar{C}_{\text{пр}}$  на этом времени.

Для отыскания оптимального порядка отработки блоков, обеспечивающего максимальную прибыль, введем новую переменную  $\theta$  в виде:

$$t_j = \theta \cdot C'_1 + t_3 \quad \text{или} \quad \theta = \frac{t_j - t_3}{C'_1}, \quad (7)$$

где  $\theta$  - некоторая положительная величина

Подставляя (7) в уравнение (1), получим новое уравнение для продуктивности раствора:

$$C_{\text{пр}}(\theta) = \hat{C}_{\text{пр}} \frac{e \cdot \theta \cdot C'_1}{C'_1} e^{-\theta \cdot C'_1 / C'_1} = \hat{C}_{\text{пр}} \theta \cdot e^{-\theta + 1}, \quad \text{мг/л.}$$

или

$$C_{\text{пр}}(\theta) = e \cdot \hat{C}_{\text{пр}} \cdot \theta \cdot e^{-\theta}, \text{ мг/л.} \quad (8)$$

Определим среднее значение  $\bar{C}_{\text{пр}j}$  продуктивности раствора по любому блоку в виде:

$$\bar{C}_{\text{пр}} = \frac{1}{\theta_1 - \theta_2} \int_{\theta_1}^{\theta_2} e \cdot \hat{C}_{\text{пр}} \cdot \theta \cdot e^{-\theta} d\theta, \text{ мг/л.} \quad (9)$$

Примем последовательность значений параметра  $\theta$  через единицу, т.е.  
 $\theta = 0, 1, 2, 3, \dots, N$ .

Тогда подставляя пределы в интеграл (9), после несложных преобразований будем иметь по участкам следующие средние значения  $\bar{C}_{\text{пр}j}$ :

$$\left. \begin{aligned} 0-1: \bar{C}_{\text{пр}} &= \hat{C}_{\text{пр}}(e-2) = 0,72 \hat{C}_{\text{пр}}; \\ 0-2: \bar{C}_{\text{пр}} &= \hat{C}_{\text{пр}} \left(2 - \frac{3}{e}\right) = 0,9 \hat{C}_{\text{пр}}; \\ 2-3: \bar{C}_{\text{пр}} &= \hat{C}_{\text{пр}} \left(\frac{3}{e} - \frac{4}{e^2}\right) = 0,49 \hat{C}_{\text{пр}}; \\ 3-4: \bar{C}_{\text{пр}} &= \hat{C}_{\text{пр}} \left(\frac{4}{e^2} - \frac{5}{e^3}\right) = 0,29 \hat{C}_{\text{пр}}; \\ 4-5: \bar{C}_{\text{пр}} &= \hat{C}_{\text{пр}} \left(\frac{5}{e^3} - \frac{6}{e^4}\right) = 0,13 \hat{C}_{\text{пр}}; \\ 5-6: \bar{C}_{\text{пр}} &= \hat{C}_{\text{пр}} \left(\frac{6}{e^4} - \frac{7}{e^5}\right) = 0,083 \hat{C}_{\text{пр}}. \end{aligned} \right\} \quad (10)$$

Значения функции распределения  $C_{\text{пр}}(\theta) = e \cdot \hat{C}_{\text{пр}} \cdot \theta \cdot e^{-\theta}$  являются универсальными для любых значений  $\hat{C}_{\text{пр}}$  любых блоков и участков. При этом  $\hat{C}_{\text{пр}}$  определяется по формуле для гексагональных ячеек и для любых других [2]:

$$\hat{C}_{\text{пр}} = \frac{37,7 \cdot \alpha \cdot C_1 \cdot \bar{m} \cdot R_o^2 \left( \ln \frac{R_o}{R_c} + S_k \right)}{K_\phi \cdot M \cdot (nS_n + S_o)}, \text{ мг/л,} \quad (11)$$

где  $\alpha$  - параметр геометрии ячейки, определен для любых их видов в [2].

Текущее время  $t$  определяется по формуле

$$t = \theta \cdot C'_1 + t_3, \text{ годы,} \quad (12)$$

где  $\theta$  - параметр  $> 0$  и  $t_3$  - время закисления ячейки, годы, которое определяется по нашим формулам [2].

Принимается следующий порядок включения блоков к отработке на данном конкретном месторождении или его участке с равными параметрами по площади блоков -  $S_{\text{бл}}$  и числу откачных скважин в блоке -  $N_{\text{ос}}$ .

Пусть первый блок включается во времени  $\theta = 0$ , т.е. после времени закисления  $t_3$ , тогда второй блок включается в работу через  $\theta = 1$ , третий - через  $\theta = 2$  и т.д. После некоторого интервала приведенного времени  $\theta_3$ , например  $\theta_3 = 5$  первый блок будет отработан до коэффициента извлечения, равного

$$\varepsilon_5 = 1 - \frac{1}{e^{C_1(S'_1 + t_3)}} \geq \varepsilon_n, \quad (13)$$

где  $\varepsilon_{\text{п}}$  – проектное извлечение металла из недр.

При включении шестого, седьмого и любого числа последующих к отработке блоков происходит стабилизация среднего содержания металла в растворе (см. фиг. 2). Этим достигается важный эффект, т.е.

$$\bar{C}_{\text{пр}}^{\circ} = \xi \cdot \hat{C}_{\text{пр}}, \quad (14)$$

где  $\xi > 0$  и она будет равна:

для участка 0-1:  $\xi = 0,72$  – один блок,

для участка 1-2:  $\xi = 0,81$  – два блока,

для участка 2-3:  $\xi = 0,70$  – три блока,

для участка 3-4:  $\xi = 0,60$  – четыре блока,

для участка 4-5:  $\xi = 0,5$  – пять блоков.

Для всех последующих участков  $\xi = 0,5$  и становится постоянной величиной.

Если процесс выключения блоков остановить на четвертом, то

$$\xi = 0,6 = \text{const}, \quad (15)$$

а если на шестом, то

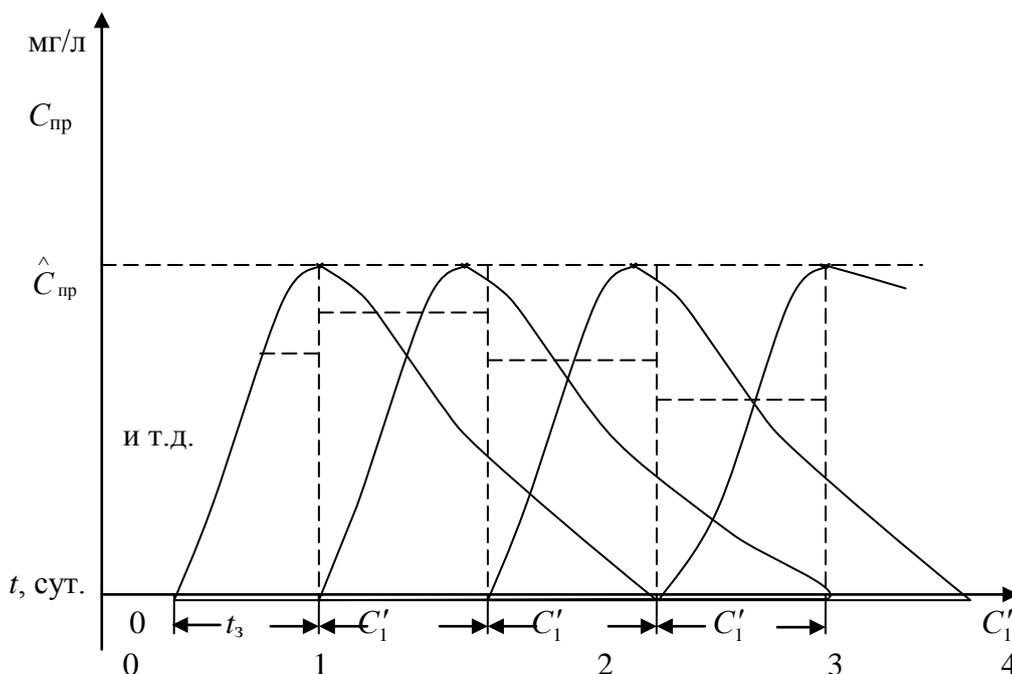
$$\xi = 0,44. \quad (16)$$

Практически в зависимости от значений параметров  $C_1$ ;  $C'_1$  и  $t_3$  блоки можно отключать от четвертого, пятого и редко шестого.

Таким образом, достигается два основных эффекта при указанной последовательности включения и отключения блоков:

- значение концентрации металла  $\bar{C}_{\text{пр}}$  в растворе, поступающем на сорбционные колонны постоянное, что обеспечивает идеальное течение процесса сорбции при необходимых параметрах колонны и сорбента;

- значение  $\bar{C}_{\text{пр}}$  концентрации металла увеличивается и всюду после максимума кривой  $\hat{C}_{\text{пр}}$  больше  $0,5 \hat{C}_{\text{пр}}$  или  $0,44 \hat{C}_{\text{пр}}$ , что существенно снижает себестоимость металла.



Фигура 2 – Последовательность включения блоков по времени через время  $C'_1$  0-1; 1-2; 2-3; 3-4 и т.д. участки временных интервалов для прогноза средних значений -  $\bar{C}_{\text{пр}}$ ;

----- средние значения  $\bar{C}_{\text{пр}}$  на участках.

Известно [2], что себестоимость 1 кг металла после сорбционной колонны подчинено уравнению:

$$C = a_2 e^{-b_2 \bar{C}_{\text{пр}}}, \text{ \$/кг}, \quad (17)$$

где  $a_2$  и  $b_2$  – постоянные коэффициенты, значения которых приведено в [1].

С учетом (14) из (17) получается:

$$C = a_2 e^{-b_2 \hat{C}_{\text{пр}}}, \text{ \$/кг}. \quad (18)$$

При этом способе обработки блоков их число одновременно находящихся в работе определяется по формуле:

$$N_{\text{бл}} = \frac{T_3}{C'_1 + t_3}, \quad (19)$$

где  $N_{\text{бл}}$  округляется до целого числа;

$$T_3 = \frac{0,416 \cdot R_o^2 \cdot \rho_{\text{п}} \cdot f_{\text{п}}}{\beta_{\text{п}} \cdot \bar{K}_{\phi} \cdot (nS_{\text{н}} + S_o) \cdot \ln \left( \ln \frac{R_o}{R_c} \right)}, \text{ лет}, \quad (20)$$

где  $\rho_{\text{п}}$  – плотность пород продуктивного пласта, т/м<sup>3</sup>;

$f_{\text{п}}$  – проектное значение Ж:Т;

$$\beta_{\text{п}} = \frac{0,675}{f_{\text{п}}} - \text{ проектное значение параметра } \beta.$$

Площадь одного блока составит:

$$S_{\text{бл}} = N_{\text{oc}} \cdot S_{\text{я}}, \text{ м}^2, \quad (21)$$

где

$$S_{\text{я}} = \alpha \cdot R_o^2, \text{ м}^2; \quad (22)$$

$\alpha$  – параметр площади [2].

Суточная добыча металла из одной ячейки составит:

$$q = \frac{Q_{\text{oc}} \cdot 10^3 \cdot \bar{C}_{\text{пр}}^o}{10^6} = Q_{\text{oc}} \cdot \bar{C}_{\text{пр}}^o \cdot 10^{-3}, \text{ кг}. \quad (23)$$

При заданной суточной производительности рудника ПСВ число ячеек или откачных скважин выразится:

$$N_{\text{oc}} = \frac{A_{\text{сут}}}{q} = \frac{10^3 \cdot A_{\text{сут}}}{Q_{\text{oc}} \cdot \bar{C}_{\text{пр}}^o}. \quad (24)$$

Подставляя  $\bar{C}_{\text{пр}}^o$  из (18) в (24), получим:

$$N_{\text{oc}} = \frac{10^3 \cdot A_{\text{сут}}}{Q_{\text{oc}} \cdot 0,536 \hat{C}_{\text{пр}}} = 2000 \frac{A_{\text{сут}}}{Q_{\text{oc}} \cdot \hat{C}_{\text{пр}}}. \quad (25)$$

Площадь блока из (21) с учетом (22) и (25) составит:

$$S_{\text{бл}} = \alpha \cdot R_o^2 \frac{2000 A_{\text{сут}}}{Q_{\text{oc}} \cdot \hat{C}_{\text{пр}}}, \text{ м}^2 \quad (26)$$

и площадь участка месторождения для одновременной работы  $N_{\text{бл}}$  из (19) составит:

$$S_{\text{м}} = \frac{2000 \cdot \alpha \cdot R_o^2 A_{\text{сут}}}{Q_{\text{oc}} \cdot \hat{C}_{\text{пр}}} \cdot \frac{T_3}{C'_1 + t_3}, \text{ м}^2, \quad (27)$$

где время закисления блока определяется по нашей формуле (гексагональная схема) [2]:

$$t_3 = \frac{0,416 \cdot R_o^2 \cdot \bar{K}_n}{\bar{K}_\phi \cdot S_n \cdot \ln \left( \ln \frac{R_o}{R_c} \right)}, \text{ лет.} \quad (28)$$

Для иллюстрации эффективности нового способа совместной отработки блоков рассмотрим на примере месторождения Мынкудук.

Исходные данные для проекта  $R_o = 50$  м;  $\bar{m} = 5,2$  кг/м<sup>2</sup>;  $R_c = 0,06$  м;  $S_k = 0$ ;  $\bar{K}_\phi = 10,9$  м/сут;  $M_3 = 12$  м;  $n = 3,14$ ;  $S_n = 70$  м;  $S_o = 5$  м;  $C_1 = 0,52$ ;  $C'_1 = \frac{0,386}{C_1} = 0,74$ ;  $\rho_n = 1,7$  т/м<sup>3</sup>;  $f_n = 2,5$ ;  $\beta_n = 0,27$ ;  $\bar{K}_n = 0,2$ ;  $A_{\text{сут}} = 1000$  кг/сут.

Определяется число совместно обрабатываемых блоков для времени отработки до проектного извлечения  $\varepsilon_n$ . Время эксплуатации блока:

$$T_3 = \frac{0,416 \cdot 2500 \cdot 1,7 \cdot 2,5}{0,27 \cdot (3,14 \cdot 70 + 5) \cdot 1,82} = 3,7 \text{ года.}$$

Время закисления блока по (28):

$$t_3 = \frac{0,416 \cdot 2500 \cdot 0,2}{10,9 \cdot 70 \cdot 1,82} = 0,15 \text{ лет.}$$

Из (19) имеем:

$$N_{\text{бл}} = \frac{T_3}{0,74 + 0,15} = \frac{3,7}{1,18} = 4,1.$$

Принимаем 4 блока.

Площадь одной ячейки  $S_o = 2,6 \cdot 2500 = 6500$  м<sup>2</sup>.

Значения продуктивности раствора при совместной работе 4-х блоков и главные параметры:

$$q = Q_{oc} \cdot \bar{C}_{np}^o \cdot 10^{-3}, \text{ кг,}$$

$$\hat{C}_{np} = \frac{98 \cdot 5,2 \cdot 2500 \cdot 0,52 \cdot \left( \ln \frac{50}{0,06} + 0 \right)}{10,9 \cdot 12 \cdot 224,8} = 151 \text{ мг/л,}$$

$$\bar{C}_{np}^o = 0,5 \cdot \hat{C}_{np} = 75,5 \text{ мг/л,}$$

$$Q_{oc} = \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot 10,9 \cdot 12 \cdot 224,8}{670} = 319 \text{ м}^3/\text{сут.},$$

$$q = 319 \cdot 75,5 \cdot 10^{-3} = 24,1 \text{ кг/сут.}$$

Число откачных скважин в четырех блоках:

$$N_{oc} = \frac{1000}{24,1} = 42.$$

Число закачных скважин:

$$N_{zc} = n \cdot N_{oc} = 3,14 \cdot 42 = 132.$$

Общее число скважин:

$$N = 174 \text{ скважины.}$$

Площадь блока:

$$S_{\text{бл}} = \frac{42 \cdot 6500}{4} = 68250 \text{ м}^2.$$

Площадь участка, месторождения для совместно работающих 4-х блоков

$$S_m = 4 \cdot S_{bl} = 273000 \text{ м}^2.$$

Экономические показатели отработки при последовательной отработке блоков.

Суточная добыча из 4-х блоков составит:

$$A_{сут}^o = 42 \cdot 24,1 = 1012 \text{ кг.}$$

Себестоимость добычи урана при совместной отработке 4-х блоков составит при  $C_{пр}^o = 75,5$ :

$$C_o = 27,0 \cdot e^{-0,0173 \overline{C}_{пр}^o}, \text{ \$/кг,}$$

$$C_o = 27,0 \cdot e^{-1,3} = 7,35 \text{ \$/кг.}$$

Годовая прибыль по руднику составит:

$$П_0 = 1012 \cdot 365 \cdot (12,7 - 7,35) = 2714943 \text{ \$ США.}$$

При последовательной отработке средняя максимальная продуктивность за 4 года отработки составит:

$$\overline{C}_{пр} = \frac{e \cdot C_1' \cdot \hat{C}_{пр}^o}{T_г} = \frac{2,72 \cdot 0,52 \cdot 151}{4} = 53 \text{ мг/л.}$$

Себестоимость металла при последовательной отработке блоков составит:

$$C_1 = 27,0 \cdot e^{-0,0173 \cdot 53} = 10,9 \text{ \$/кг.}$$

Годовая прибыль при последовательной отработке блоков:

$$П_1 = 1012 \cdot 365 \cdot (12,7 - 10,9) = 664884 \text{ \$/год.}$$

Экономический годовой эффект от применения нового способа отработки блоков составит:

$$\mathcal{E} = П_0 - П_1 = 2714943 - 664884 = 2050059 \text{ \$ США или 320 млн. тенге.}$$

Список литературы:

1. Spravochnik po geotehnologii urana. M: Nedra, 1989. – 672s.
2. Yazikov V.G., Zabaznov V.L., Petrov N.N., Rogov E.I., Rogov A.E., Geotehnologiya urana na mestorozhdeniyah Kazahstana. Almaty, 2001. – 442s.
3. Yazikov V.G., Rogov E.I., i dr. Sposob sovmestnoi otrabotki blokov pri PSV metallov. Pradpatent RK № 12633.

Сведения об авторах:

Рогов А.Е., академик МЭА, член-корр. КазНАЕН, д.т.н., проф. ИГД им. Д.А. Кунаева, Алматы, Казахстан.

Багашарова Ж.Т. - канд. техн. наук. СНС, ИГД им. Д.А. Кунаева, Алматы, Казахстан.

Азимхан К.А. - канд. техн. наук ИГД им. Д.А. Кунаева, Алматы, Казахстан.

## ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ПСВ МЕТАЛЛОВ С КУСТОВЫМ СПОСОБОМ РАСПОЛОЖЕНИЯ ДОБЫЧНЫХ СКВАЖИН

*Рогов А.Е. (ae\_rv@mail.ru), Багашарова Ж.Т., Азимхан К.А.,  
Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, Алматы, Казахстан*

### **Введение**

Закономерное вовлечение в разработку бедных гидрогенных месторождений неизбежно приводит к повышению стоимости добываемых полезных ископаемых. Это относится ко всем полезным ископаемым, в том числе и к новому виду энергетического топлива – урану, причем к нему в большей мере, поскольку атомная энергетика развивается очень быстрыми темпами.

В связи с чем, автор производит анализ предлагаемой системы разработки и обоснование ее применения по сравнению с гексагональной и прямоугольной (шахматной) системами разработки (рис.1).

В данной работе предлагается квадратная система разработки, совмещенным (кустовым) расположением закачных скважин (ЗС), которая ранее не было применена и освещена в известных и специальных литературах. В связи с чем, автор предлагает совершенно новую, неиспытанную на опытно-промышленном уровне систему разработки для подземного скважинного выщелачивания (ПСВ) урана.

Данная система является разновидностью квадратной системы разработки, которые были опробованы в нашем урановом производстве и других странах, занимающих разработкой гидрогенных месторождений урана.

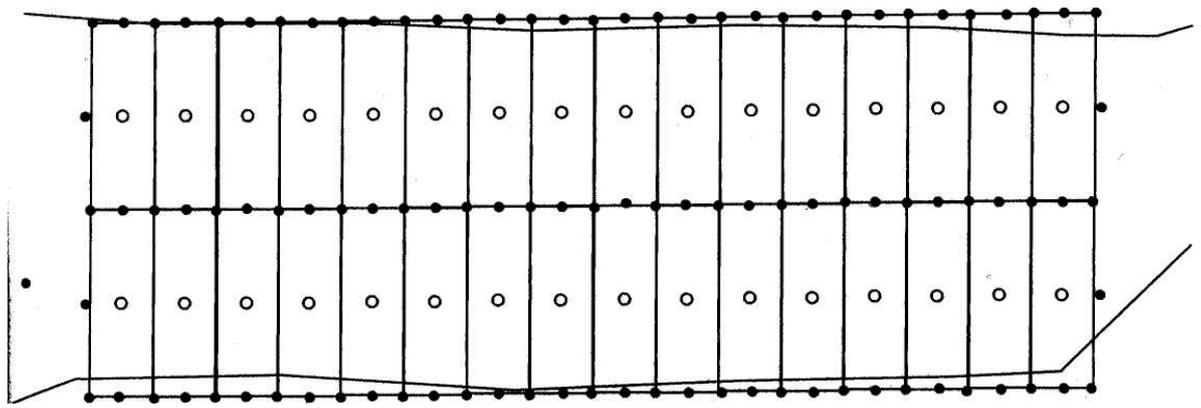
Особенность предлагаемой системы разработки является то, что закачные (нагнетательные) скважины расположены совмещено (кустами) по краям квадрата, по середине которого расположена откачная скважина (ОС).

Как видно из рисунка 1, совмещенные 4 ЗС располагаются внутри рудного тела, а в контурах рудного тела расположены по 2 ЗС, т.к. это уменьшает объем закисляемой горнорудной массы, за счет уменьшения площади растекания растворов, которое приведет к уменьшению удельных затрат на реагент (кислота).

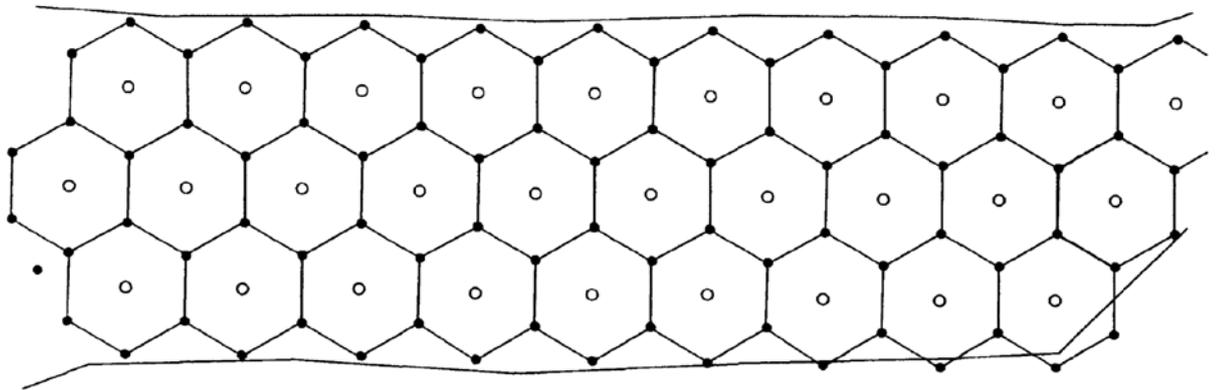
Также известно из [1], что при кустовом расположении ЗС или ОС резко повышается их эффективность, т.к. куст скважин при определенном приведенном расположении  $R_{прс}$  работает как отдельная большая скважина.

Сравним системы разработки по формулам Рогова Е.И. [2]. Алгоритм подбора и расчета параметров:

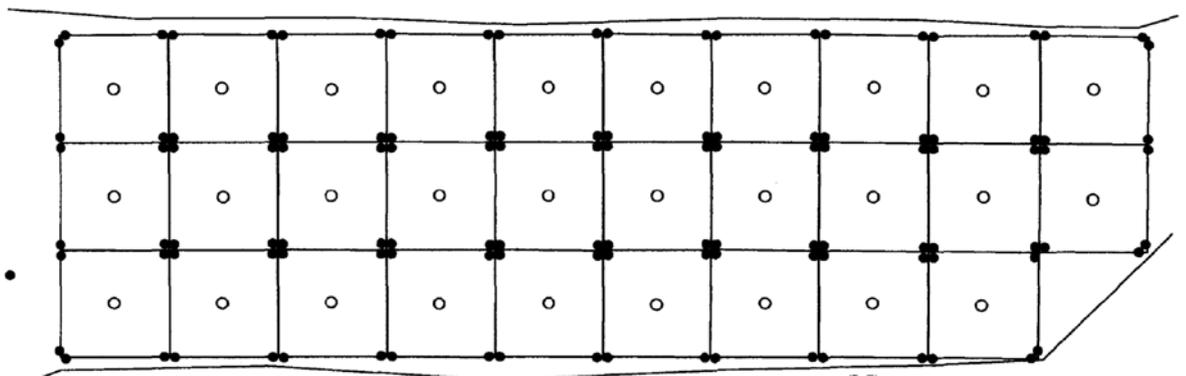
- 1) определяется необходимое количество скважин;
- 2) строится план расположения скважин и уточняется количество скважин;
- 3) вычисляются время закисления и выщелачивания;
- 4) производится экономический анализ сравниваемых систем отработки, где определяется:
  - общие затраты для системы разработки,
  - себестоимость 1 кг урана;
  - прибыль от реализации.



а) прямоугольная (шахматная) продольная система разработки



б) гексагональная система разработки



в) квадратная система разработки, совмещенным расположением ЗС

- - откачная скважина,  
● - закачная скважина

Рисунок 1 - Сравнимые системы разработки

### Основная часть исследования

Приступим к непосредственному расчету, для чего необходимы исходные данные (табл.1). Возьмем для сравнения геотехнологические данные геологического блока 1-ЗС<sub>1</sub> (эксплуатационные блоки 16 и 17) месторождения «Акдала».

Таблица 1 – Исходные данные для геотехнологических расчетов

$S_M, м^2$	Ж:Т	$S_n, м$	$S_o, м$	$P, т$	$R_c, м$	$\rho, т/м^3$	$M_s, м$	$K_{\phi}, м/сут$	$K_n, д.е.$	$H, м$
176430	2,5	50	10	578,7	0,06	1,66	14,7	8	0,25	185

1) Рассчитаем необходимое количество скважин для блоков № 16 – 17 для сравниваемых систем разработки, для чего условно примем:

а) прямоугольная (шахматная) продольная схема – расстояние между откачным и закачным рядом  $b = 60$  м, расстояние между ОС в ряду  $c = 40$  м, расстояние между ЗС в ряду  $a = 20$  м, площадью ячейки  $S_{я} = 4800$  м<sup>2</sup> и с радиусом ячейки  $R_o = 63,2$  м;

б) гексагональная схема с радиусом ячейки  $R_o = 43$  м,  $a = 43$  м и площадью  $S_{я} = 4800$  м<sup>2</sup>;

в) квадратная система разработки, совмещенным (кустовым) расположением ЗС – расстояние между откачным и закачным рядом  $b = 33$  м, расстояние между ОС  $c = 70$  м, расстояние между ЗС  $a = 70$  м, площадью ячейки  $S_{я} = 4900$  м<sup>2</sup> и с радиусом ячейки  $R_o = 50$  м.

Здесь площади эксплуатационной ячейки были приблизительно одинаковы, чтобы сравнения производились при одинаковых условиях.

Расчетное количество технологических скважин для сравниваемых систем будет:

- прямоугольная (шахматная) продольная

$$N_{oc} = \frac{S_M}{4b \cdot a}, \quad (1)$$

$$N_{oc} = \frac{176430}{4 \cdot 60 \cdot 20} = 36 \text{ скв.},$$

$$N_{zc} = n \cdot N_{oc}, \quad (2)$$

$$N_{zc} = 2,8 \cdot 36 = 100 \text{ скв.}$$

- гексагональная система

$$N_{oc} = \frac{S_M}{2,6 \cdot R^2}, \quad (3)$$

$$N_{oc} = \frac{176430}{2,6 \cdot 43^2} = 36 \text{ скв.},$$

$$N_{zc} = 2,6 \cdot 36 = 94 \text{ скв.},$$

- предлагаемая система разработки

$$N_{oc} = \frac{S_M}{a^2}, \quad (4)$$

$$N_{oc} = \frac{176430}{70^2} = 36 \text{ скв.},$$

$$N_{zc} = 4 \cdot 36 = 144 \text{ скв.},$$

где  $S_M$  – площадь геологического блока м<sup>2</sup>;  $N_{oc}$  – количество откачных скважин;  $N_{zc}$  – количество закачных скважин;  $n$  – отношение закачных скважин к откачным.

2) После построение плана расположения технологических скважин (рис.1) для блоков № 16 и 17, выявили следующее необходимое количество скважин:

- для прямоугольной продольной схемы вскрытия

$$N_{oc} = 32 \text{ скв.}, N_{zc} = 103 \text{ скв.}, n = 3,22, N_{скв} = 135 \text{ скв.};$$

- для гексагональной схемы

$N_{oc} = 29$  скв.,  $N_{zc} = 82$  скв.,  $n = 2,83$ ,  $N_{ккв} = 111$  скв;

- для предлагаемой схемы

$N_{oc} = 29$  скв.,  $N_{zc} = 121$  скв.,  $n = 4,17$ ,  $N_{ккв} = 150$  скв.

3) Определим время закисления и выщелачивания для сравниваемых систем разработок:

- прямоугольная (шахматная) продольная система разработки

$$T_3 = \frac{86,4 \cdot (R_0 + 0,5a)^2 \cdot \overline{K_n}}{K_\phi \cdot (n \cdot S_H + S_0) \cdot \ln(\ln R_o / R_c)}, \text{сут}, \quad (5)$$

$$T_3 = \frac{86,4 \cdot (63,2 + 10)^2 \cdot 0,25}{8 \cdot (3,22 \cdot 50 + 10) \cdot \ln(\ln 63,2 / 0,06)} = 44 \text{ сут},$$

$$T_3 = \frac{86,4 \cdot (R + 0,5a)^2 \cdot \rho_{II} \cdot f}{\beta \cdot \overline{K_\phi} \cdot (n \cdot S_H + S_0) \cdot \ln(\ln R_o / R_c)}, \text{сут}, \quad (6)$$

$$T_3 = \frac{86,4 \cdot 73,2^2 \cdot 1,6 \cdot 2}{0,337 \cdot 8 \cdot (3,22 \cdot 50 + 10) \cdot \ln(\ln 63,2 / 0,06)} = 1656 \text{ сут}$$

- гексагональная система разработки

$$T_3 = \frac{158 \cdot R_{20}^2 \cdot \overline{K_n}}{K_\phi \cdot (n \cdot S_H + S_0) \cdot \ln(\ln R_o / R_c)}, \text{сут}, \quad (7)$$

$$T_3 = \frac{158 \cdot 43^2 \cdot 0,25}{8 \cdot (2,83 \cdot 50 + 10) \cdot \ln(\ln 43 / 0,06)} = 32 \text{ сут},$$

$$T_3 = \frac{158 \cdot R_{20}^2 \cdot \rho_{II} \cdot f}{\beta \cdot \overline{K_\phi} \cdot (n \cdot S_H + S_0) \cdot \ln(\ln R_o / R_c)}, \text{сут}, \quad (8)$$

$$T_3 = \frac{158 \cdot 43^2 \cdot 1,6 \cdot 2}{0,337 \cdot 8 \cdot (2,83 \cdot 50 + 10) \cdot \ln(\ln 43 / 0,06)} = 1217 \text{ сут},$$

- предлагаемая квадратная система разработки

$$T_3 = \frac{158 \cdot (R_0 - 1,6R_{нрс})^2 \cdot \overline{K_n}}{K_\phi \cdot (n \cdot S_H + S_0) \cdot \ln(\ln R_o / R_c)}, \text{сут}, \quad (9)$$

$$T_3 = \frac{158 \cdot (50 - 1,6 \cdot 2)^2 \cdot 0,25}{8 \cdot (4,17 \cdot 50 + 10) \cdot \ln(\ln 50 / 0,06)} = 26 \text{ сут},$$

$$T_3 = \frac{158 \cdot (R_0 - 1,6R_{нрс})^2 \cdot \rho_{II} \cdot f}{\beta \cdot \overline{K_\phi} \cdot (n \cdot S_H + S_0) \cdot \ln(\ln R_o / R_c)}, \text{сут}, \quad (10)$$

$$T_3 = \frac{158 \cdot (50 - 1,6 \cdot 2)^2 \cdot 1,6 \cdot 2}{0,337 \cdot 8 \cdot (4,17 \cdot 50 + 10) \cdot \ln(\ln 50 / 0,06)} = 989 \text{ сут},$$

где  $K_n$  – эффективная пористость проницаемых пород;  $K_\phi$  – коэффициент фильтрации, м/сут;  $\rho_n$  – объемная масса руды и рудовмещающих пород, т/м<sup>3</sup>;

$S_H$  – компрессия на ЗС, м вод.ст.;  $S_0$  – депрессия на ОС, м вод.ст.;  $n$  – отношение ЗС к ОС;  $\beta = 0,675/f$  – параметр пропорциональности скорости выщелачивания;  $f$  – отношение  $J:T$ ;  $R_0$  – радиус ячейки, м;  $R_{нрс}$  – радиус куста ЗС, м;  $R_c$  – радиус скважины (фильтра), м.

Как видно из расчетов, время закисления и выщелачивания сравниваемых систем разработок отличаются, при предлагаемой квадратной системе разработке  $T_3 = 26$  суток, а

время выщелачивания  $T_9 = 989$  суток; гексагональной –  $T_3 = 32$  суток, а время выщелачивания  $T_9 = 1217$  суток; прямоугольной (шахматной) –  $T_3 = 44$  суток, а время выщелачивания  $T_9 = 1656$  суток.

4) Проведем экономических анализ данных систем разработок, для чего определим затраты на бурение и оснастку скважин и эксплуатационные затраты, которые в основном влияют на себестоимость продукции:

а) Затраты на бурение и оснастку

$$Z_{скв} = N_{скв} \cdot H \cdot C_{скв}, \quad (11)$$

б) Эксплуатационные затраты

$$Z_{экс} = \frac{T_6 \cdot C_9 \cdot S_{6л}}{S}, \quad (12)$$

$N_{скв}$  – количество технологических скважин, шт;  $H$  – глубина скважины, м;  $C_{скв}$  – стоимость бурения и оснастки 1 погонного метра, \$ /п.м.;  $C_9$  – суточные эксплуатационные затраты рудника без расходов периода, \$;  $T_6$  – время эксплуатации блока,  $T_6 = T_3 + T_9$ , сут;  $S$  – общая площадь эксплуатируемых блоков, м<sup>2</sup>;  $S_{6л}$  – площадь проектируемого блока, м<sup>2</sup>.

Определим общие затраты:

- для прямоугольной системы разработки

$$Z_{общ} = Z_{скв} + Z_{экс}, \quad (13)$$

$$Z_{общ} = (N_{скв} \cdot H \cdot C_{скв}) + \left( \frac{T_6 \cdot C_9 \cdot S_{6л}}{S} \right) =$$

$$= (135 \cdot 185 \cdot 62,5) + \left( \frac{1700 \cdot 15000 \cdot 176430}{780000} \right) = 7.328.842 \$;$$

- для гексагональной системы разработки

$$Z_{общ} = (111 \cdot 185 \cdot 62,5) + \left( \frac{1249 \cdot 15000 \cdot 176430}{780000} \right) = 5.521.151 \$;$$

- для предлагаемой квадратной системы разработки

$$Z_{общ} = (150 \cdot 185 \cdot 62,5) + \left( \frac{1015 \cdot 15000 \cdot 176430}{780000} \right) = 5.178.153 \$.$$

По данным расчетам видно, что при предлагаемой системе разработке получается экономия ресурсов:

- по сравнению с прямоугольной шахматной на

$$7.328.842 - 5.178.153 = 2.150.689 \$,$$

- по сравнению с гексагональной на

$$5.521.151 - 5.178.153 = 342.998 \$.$$

Определим влияние данных затрат на себестоимость извлекаемого урана:

- для прямоугольной шахматной системы разработки

$$C = \frac{Z_{общ}}{P \cdot \varepsilon}, \quad (14)$$

$$C = \frac{7.328.842}{578.700 \cdot 0,8} = 15,83 \text{ \$/кг};$$

- для гексагональной системы разработки

$$C = \frac{5.521.151}{578.700 \cdot 0,8} = 11,92 \text{ \$/кг,}$$

- для предлагаемой системы разработки

$$C = \frac{5.178.153}{578.700 \cdot 0,8} = 11,18 \text{ \$/кг,}$$

где  $P$  – запасы блока по урану, кг;  $\varepsilon$  – коэффициент извлечения,  $\varepsilon = 0,8-0,9$ .

Прибыль от реализации продукции:

- для прямоугольной шахматной системы разработки

$$П = (Ц - C) \cdot P \cdot \varepsilon, \quad (15)$$

$$П = (120 - 15,83) \cdot 578700 \cdot 0,8 = 48.226.543 \text{ \$};$$

- для гексагональной системы разработки

$$П = (120 - 11,92) \cdot 578700 \cdot 0,8 = 50.036.717 \text{ \$};$$

- для предлагаемой системы разработки

$$П = (120 - 11,18) \cdot 578700 \cdot 0,8 = 50.379.307 \text{ \$},$$

где  $Ц$  – стоимость продукта (желтого кека),  $\text{\$/кг}$ .

Список литературы:

1. Masket Moris. Techenie odnorodnyh zhidkosti v poristoi srede. – М.: Gostopizdat, 1949
2. Yazikov V.G., Zabaznov V.L., Petrov N.N., Rogov E.I., Rogov A.E., Geotehnologiya urana na mestorozhdeniyah Kazahstana. – Almaty: Lem, 2001

Сведения об авторах:

Рогов Е.И., Академик НАН РК, д.т.н., проф. ИГД им. Д.А. Кунаева, Алматы, Казахстан,

Багашарова Ж.Т. – канд. техн. наук. СНС, ИГД им. Д.А. Кунаева, Алматы, Казахстан.

Азимхан К.А. - канд. техн. наук ИГД им. Д.А. Кунаева, Алматы, Казахстан.

## ВНЕДРЕНИЕ МОБИЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ НА УЧАСТКЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

*Воробьев Д.А. ([vorobev@istc.kg](mailto:vorobev@istc.kg)), Постнов А.А. ([alexposts@yandex.com](mailto:alexposts@yandex.com)),  
Институт коммуникаций и информационных технологий  
Кыргызско-Российского Славянского университета*

### **Введение**

Качество буровзрывных работ напрямую зависит от степени точности исполнения проекта на каждом этапе реализации. Так на этапе планирования фронта работ на длительное время требуется учитывать возможности, характеристики и состояние всех доступных на предприятии технических средств. Это позволяет оценить объем работ по извлечению единицы полезного ископаемого за единицу времени.

Следом за планированием, производится геодезическая разведка участка маркшейдерской службой предприятия. На основании этой разведки составляется проект буровзрывных работ, в состав которого входит географическая расстановка скважин вместе с техническим расчетом параметров взрывчатых веществ и средств инициирования скважинных зарядов. Бурение осуществляется на основании проекта. Зарядка скважин выполняется по результатам бурения всего блока.

На этапе зарядки скважин планируемая идеализация проекта сталкивается с реальными условиями производственных процессов. Проектируемая глубина скважин не всегда совпадает с фактической глубиной в силу осыпания или не соблюдения технологических параметров на этапе бурения. Так или иначе, это приводит к снижению качества взрыва.

Возникает потребность в оптимизации производственных процессов «на ходу», при которой исполнение проекта иногда становится весьма приближенным к запланированным. Этот процесс не обходится без внедрения информационных технологий. Хорошим примером может служить внедрение систем спутниковой навигации на буровых станках, которые с одной стороны избавляют от необходимости привлечения человеческих ресурсов для выноски скважин на рабочей площадке, а с другой стороны обеспечивают высокую точность соответствия фактических скважин проектным.

Возможность принятия решений на основании имитационного моделирования взрыва является логическим продолжением внедрения информационных технологий на участке буровзрывных работ. Этот наукоемкий способ оптимизации требует соответствующего контроля со стороны инженерно-технического персонала, ответственного за исполнение буровзрывных работ. К сожалению, повсеместно принятый в производстве "бумажный" способ контроля в большинстве случаев вносит непреодолимые сложности для применения методов моделирования физических процессов горного производства. К этим сложностям относятся длительная обработка бумажных носителей, выборочный характер измерений, невозможность оперативно производить корректировочные вычисления на месте исполнения проекта и др.

В поисках возможности устранения изложенной выше проблемы в Институте Коммуникаций и Информационных Технологий КРСУ разработана технология электронного контроля, основывающаяся на применении мобильных планшетных компьютеров.

### **Мобильные технологии на участке БВР.**

Сравнивая тенденции развития вычислительных технологий в прошлом и настоящем, можно отметить, что раньше основным требованием к развитию было увеличение производительности вычислительной техники, что приводило к росту количества процессоров и их технологических характеристик; в настоящем развитие информационных технологий подразумевает повышение мобильности вычислительных

устройств при сохранении неизменного роста производительности. Все это привело к появлению недорогих мобильных устройств, выполняющих функции коммуникаторов, навигаторов, имитационных консолей и т.д. И если 10 лет назад мобильный телефон, можно было бы в лучшем случае использовать как калькулятор, то сейчас он представляет собой комплексную вычислительную систему, в состав которой входит многоядерный процессор, оперативное и постоянное запоминающее устройство, а также полноценная операционная система. Развивая данную тему, отметим, что появление на рынке планшетных компьютеров и "трансформеров" является прямым следствием развития мобильных технологий.

Логично предположить, что подобные технологии могут быть успешно использованы, не только в бытовых целях, но и в целях производства, в том числе и горного. Открытым остается только лишь вопрос, насколько эти технологии применимы к горному производству? Существуют ли мобильные устройства достаточно приспособленные к работе в суровых климатических условиях?

Сейчас мы с уверенностью можем сказать, что такие устройства существуют и продолжают развиваться соразмерно спросу на рынке мобильных устройств. Они выполняются в удароустойчивом, влагозащищенном корпусе и предусматривают стабильную работу при низких температурах. В этом смысле они значительно выигрывают по отношению к своим бытовым аналогам. Хотя и последние в настоящее время начинают приобретать похожие защитные качества.

Характеристика	Значение
Точность GPS в автономном режиме	2.5 м
Точность GPS в режиме DGPS	2.0 м
Время горячего старта GPS	1 с
Время холодного старта GPS	35 с
Рабочая температура	-20 °С до 50 °С

Вместе с тем, внедрение мобильных устройств в горное производство напрямую зависит от наличия специализированного программного обеспечения и актуальности решаемых с их помощью производственных задач. Последние можно сгруппировать по следующим признакам:

**1. Контроль технологических параметров буровзрывных работ, осуществляемый маркшейдерской службой** - измерение глубины и уровня обводнения пробуренных скважин.

**2. Контроль технологических параметров БВР, осуществляемый начальником бурового участка** - мониторинг деятельности оператора бурового станка. Картирование отрабатываемого участка в соответствии с порядком и качеством отработки обуриваемого блока на основании непрерывного сбора данных о работе бурового станка контроллером КОБУС.

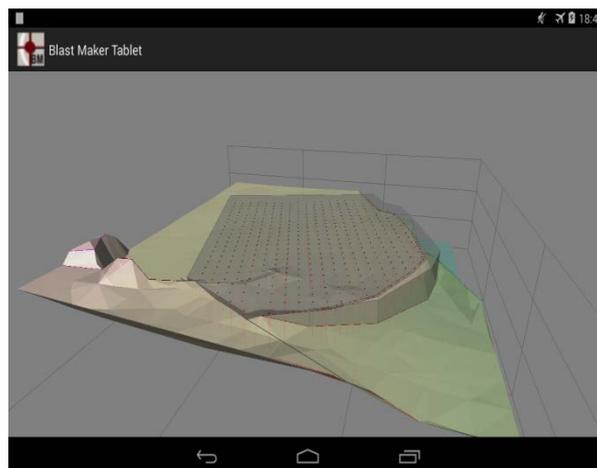
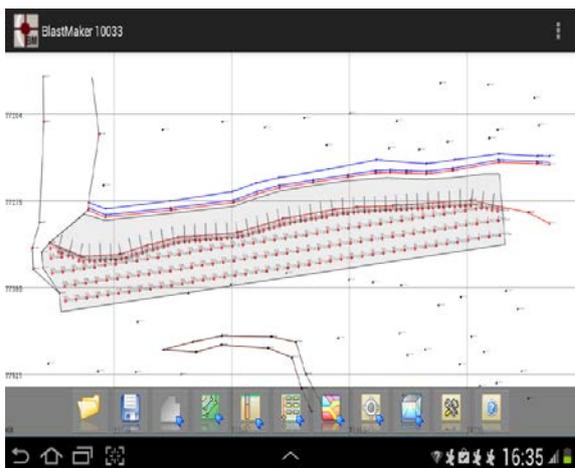
**3. Контроль технологических параметров БВР, осуществляемый мастером взрывником во время зарядки скважин:**

- a. Обеспечивается взаимодействие со смесезарядной машиной, позволяющее вести оперативный учет фактической массы заряжаемых в скважину взрывчатых веществ.
- b. Обеспечивается контроль монтажа схемы инициирования скважинных зарядов.

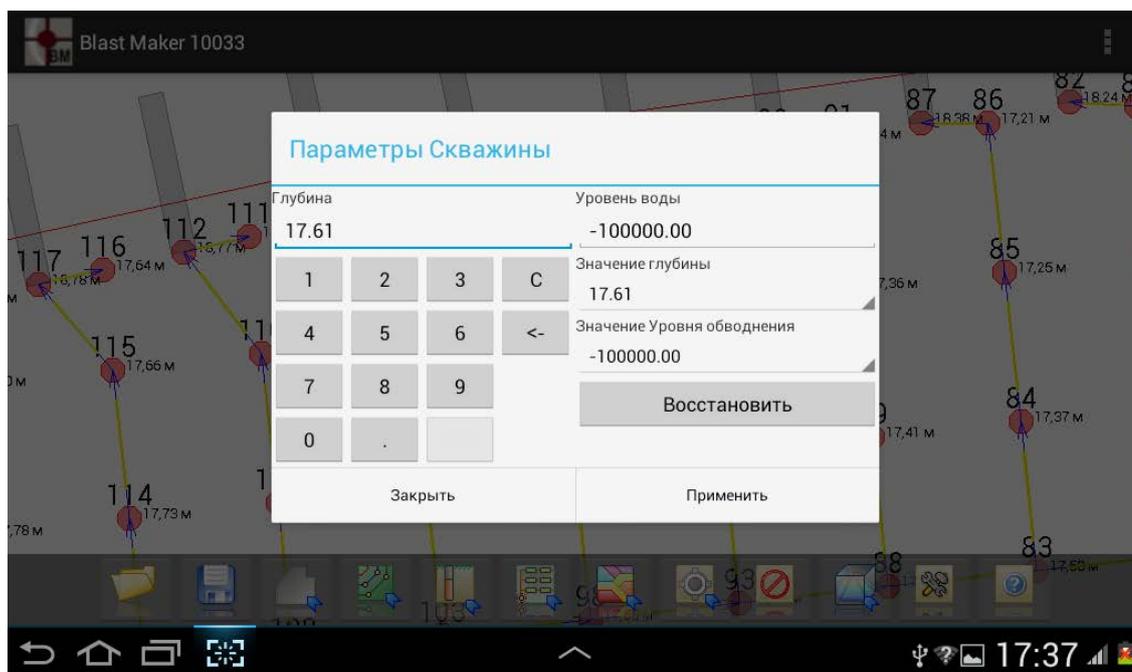
## Программное обеспечение "Blast Maker Tablet".

В ПТК "Blast Maker" включена новая разработка - программное обеспечение для планшетных компьютеров. Она предназначена, прежде всего, для решения обозначенных выше производственных задач. К базовым функциям этого программного обеспечения относятся:

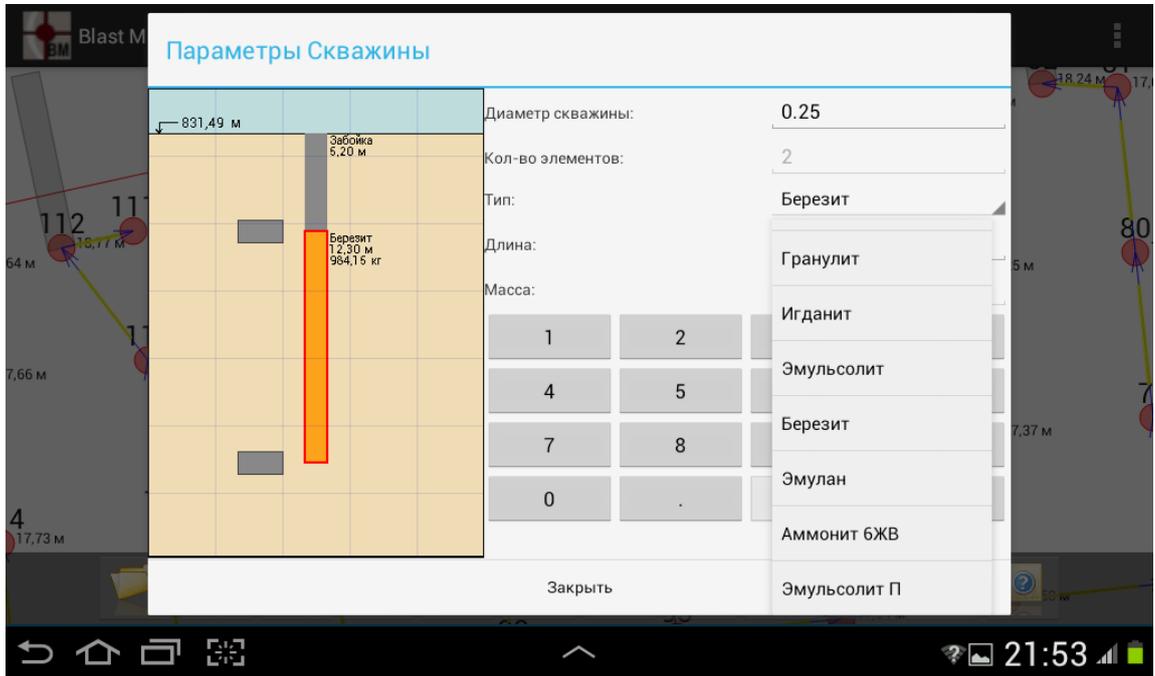
1. **Визуализация электронной карты блока.** Двухмерная и трехмерная визуализация электронной карты блока обеспечивает наилучшее представление объектов проектирования и позволяет получить в доступной форме параметры этих объектов.



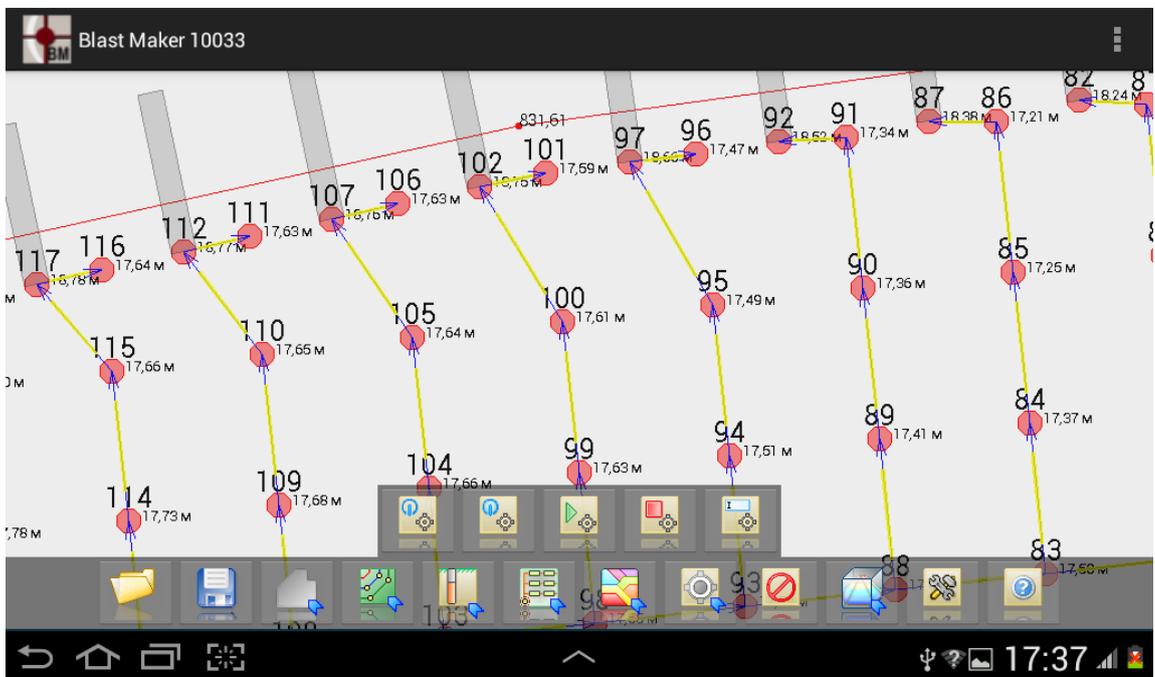
2. **Ввод фактических параметров пробуренных скважин.** Это позволяет вести более строгий контроль и, основываясь на уточненных данных, принимать решения во время проектирования взрывных работ, тем самым, предупреждая возможные проблемы и спорные ситуации.



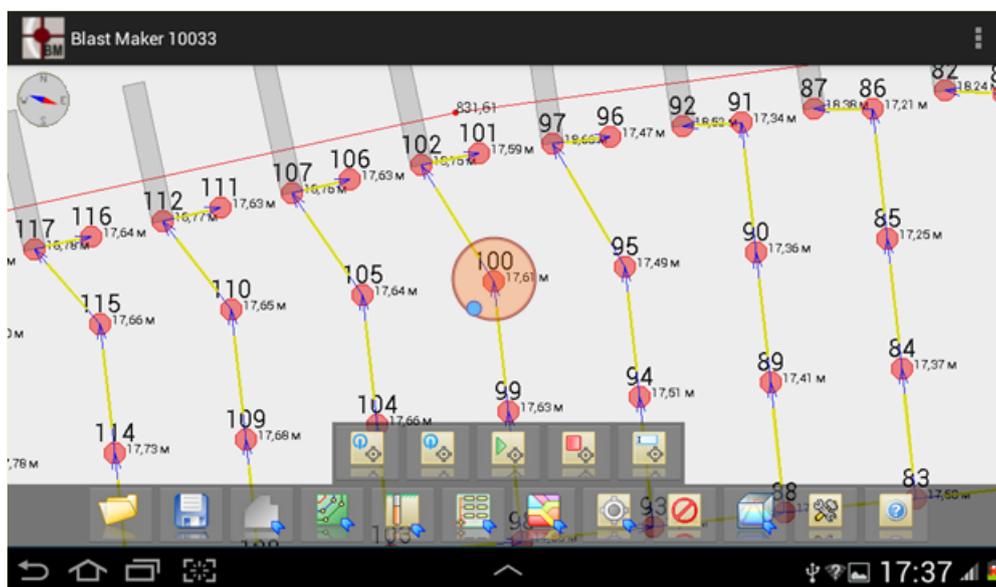
3. **Редактирование конструкции зарядов скважины** позволяет взрывникам вести учет массы взрывчатых веществ и характер их распределения по глубине скважины на этапе зарядки. Ввод этих данных позволяет установить причины, повлиявшие на качество взрыва.



4. **Редактирование схемы инициирования скважинных зарядов** позволяет внести корректировки по факту выполнения зарядки скважин.



5. **GPS навигация в пределах карьерного поля** обеспечивает визуальное представление местоположения, упрощая нахождение интересующей скважины.

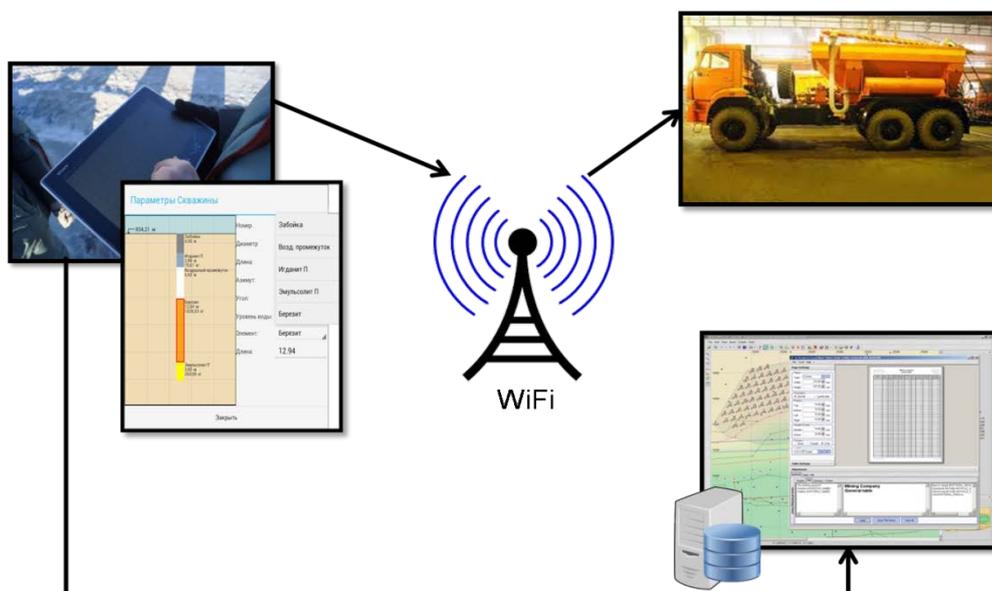


6. **Синхронизация с системой проектирования буровзрывных работ "Blast Maker"** избавляет специалиста от ручного ввода параметров. Как и система проектирования буровзрывных работ "Blast Maker" программа "Blast Maker Tablet" позволяет рассчитать "подсыпку или перебуривание" скважины относительно заданного горизонта, наклонной подошвы блока или триангуляционной поверхности.

Применение программы "Blast Maker Tablet" в технологических процессах горного производства имеет неоспоримые преимущества, поскольку позволяет избежать использование бумажных носителей информации, обеспечивает ввод данных в систему проектирования "Blast Maker" в режиме реального времени и может быть использована для выполнения вычислительных операций в полевых условиях.

#### 7. **Включение смесезарядной машины в информационные потоки участка БВР.**

Обмен технологической информацией (передача проекта на зарядание, сведений о величинах фактических зарядов в скважинах, информации о текущем местоположении смесезарядной машины на карьере, и пр.) между контролером смесезарядной машины и сервером системы автоматизированного проектирования буровзрывных работ (САПР БВР) «BlastMaker» осуществляется посредством стандартного интерфейса Ethernet и современных широкополосных систем беспроводной передачи данных; наилучшим образом для этих целей подходит оборудование сетей 802.11 a/b/g/n (WiFi), обеспечивающее также дополнительную информационную защиту технологической сети предприятия от несанкционированного доступа. Для подключения контроллера СЗМ к сети беспроводной передачи данных предприятия на СЗМ устанавливается радиомодем (точка доступа сети) в промышленном, защищенном от воздействия неблагоприятных климатических факторов, исполнении. Использование интерфейса Ethernet и промышленной сети WiFi позволит включить СЗМ в информационные потоки связанные с решением задач участка БВР.



Обладая возможностью к расширению функциональности, приложение может быть использовано не только маркшейдерской службой и отделом БВР, но и другими службами предприятия. В этом смысле программа востребована геологической службой для ввода и редактирования геологических данных. В целом "Blast Maker Tablet" подразумевает максимальное использование возможностей планшетного компьютера и может применяться для видео и фотосъемки событий, происходящих на участке буровзрывных работ с географической привязкой к местности.

Немаловажным является способ взаимодействия программного обеспечения и человека в условиях холодов, поскольку от этого зависит успешность выполнения операций ввода данных специалистом той или иной службы. Очевидным требованием к интерфейсу приложения является возможность выполнения всех операций с помощью стило, т.к. в этом случае специалисту не нужно снимать перчатки.

В заключении добавим лишь только то, что приложение "Blast Maker Tablet" является естественным решением ПТК "Blast Maker" в свете общего развития вычислительных технологий. Программный продукт осуществляет возможность повысить качество взрыва за счет введения более строго контроля и обеспечения информационной полноты, вместе с тем, избавляя специалистов предприятия от выполнения рутинных операций и использования бумажных носителей.

## ПРОБЛЕМЫ ОТРАБОТКИ ВИСЯЧИХ ЗАЛЕЖЕЙ ПРИ ПСВ МЕТАЛЛОВ

*Рогов А.Е. ([ae\\_rv@mail.ru](mailto:ae_rv@mail.ru)),  
Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, Алматы, Казахстан.  
Демехов Ю.В.  
НАК «Казатомпром»*

**Введение**

Известны различные способы отработки рудных залежей подземным скважинным выщелачиванием при частичном или полном отсутствии нижнего и верхнего водоупоров (см. кн. /1/ "Комплексы подземного выщелачивания" И.Г. Абдульманов, М.И. Фазуллин, А.Ф. Мосев, М.К. Пименов, Н.К. Савинова. М.: Недра, 1992. – С. 263; /2/ "Справочник по геотехнологии урана" под ред. Д.И. Скороварова, М.: Энергоатомиздат, 1997. – С. 672). В известных способах для отработки таких залежей создаются искусственные водоупоры путем гидроразрыва пласта и закачки в него твердеющих смесей. Варианты такой отработки отличаются друг от друга параметрами гидроразрыва пласта и видами закачиваемых материалов. Основными недостатками таких технологических схем являются:

- создание искусственных водоупоров требует бурение дополнительной сети скважин, высоконапорных агрегатов для гидроразрыва, особенно при больших глубинах;
- большой расход дорогостоящих жидких твердеющих растворов;
- увеличение времени подготовки запасов к выемке и себестоимости добываемых металлов.

Целью работы является устранение указанных недостатков путем использования свойств карбонатных пород перехода их в непроницаемые массивы при взаимодействии их с серной кислотой.

Цель достигается путем бурения сети технологических скважин с поверхности по определенной схеме для закачивания в продуктивные пласты раствора серной кислоты. Растворы фильтруются по пласту и одновременно опускаются под действием сил гравитации до слоев карбонатных пород. Вступая в реакцию кислотный раствор с карбонатными породами, создает плотный и практически непроницаемый слой гипсовых пород, который и будет служить водоупором.

Наибольшая актуальность состоит в создании нижних водоупоров при разработке так называемых "висячих" рудных тел, т.е. рудных пластов без нижних водоупоров.

Основная часть исследования

Для обоснования нового способа разработки "висячих" залежей через скважины, пробуренные с поверхности, рассмотрим отдельный блок с параметрами:

$\bar{K}_\phi$  - средний коэффициент фильтрации пласта по напластованию пород (по горизонтали), м/сут;

$\bar{K}_п$  - средняя эффективная пористость пород продуктивного горизонта (пласта), доли ед.;

$N_{oc}$  – количество откачных скважин в блоке;

$N_{зс}$  – количество закачных скважин в блоке;

$S_n$  – компрессия на закачных скважинах, м вод. ст.;

$S_o$  – депрессия на откачных скважинах м вод. ст.;

$M_3$  – эффективная мощность рудного тела в пределах ячейки, м;

$R_o$  – оптимальный радиус ячейки, вычисляемый по нашим формулам /3/, м;

$R_c$  – радиус технологических скважин, м;

$K_{\text{фв}}$  – среднее значение коэффициента фильтрации вкост напластования (по вертикали), м/сут;

$\gamma_p$  – плотность раствора, т/м<sup>3</sup>;

$\gamma_b$  – плотность воды, т/м<sup>3</sup>.

Под действием потенциального поля напоров ( $S_n + S_o$ ) раствор из закачной скважины фильтруется по горизонтали через пласт в откачную скважину со средней скоростью, определяют по нашей формуле /3/:

$$\bar{V}_\phi = \frac{1,157 \cdot K_\phi \cdot (S_n + S_o) \cdot \ln\left(\ln \frac{R_o}{R_c}\right)}{10^2 \bar{K}_\pi \cdot R_o}, \text{ м/сут.} \quad (1)$$

Одновременно вследствие отсутствия нижнего водоупора раствор фильтруется по вертикали за счет сил гравитации. Скорость опускания раствора вычисляется по формуле /1/:

$$V_b = \frac{\gamma_p - \gamma_b}{\gamma_b} \cdot \frac{K_{\text{фв}}}{K_\pi}, \text{ м/сут.} \quad (2)$$

Время прохождения раствором пути от закачной до откачной скважин по радиусу  $R_o$  вычисляют по формуле:

$$t_o = \frac{R_o}{\bar{V}_\phi} = \frac{R_o^2 \cdot 10^2 \cdot \bar{K}_\pi}{1,157 \cdot \bar{K}_\phi \cdot (S_n + S_o) \cdot \ln\left(\ln \frac{R_o}{R_c}\right)}, \text{ сут.} \quad (3)$$

За это время раствор опустится в откачной скважине на величину:

$$H_o = V_b \cdot t_o. \text{ м.} \quad (4)$$

После подстановки (2), (3) в (4) и некоторых преобразований величину  $H_o$  вычисляют по формуле:

$$H_o = 86,4 \frac{(\gamma_p - \gamma_b) \cdot K_{\text{фв}} \cdot R_o^2}{\gamma_b \cdot \bar{K}_\phi \cdot (S_n + S_o) \cdot \ln\left(\ln \frac{R_o}{R_c}\right)}, \text{ м.} \quad (5)$$

Зная величину  $H_o$  – расстояние от почвы рудного тела (фиг. 1), определяют оптимальную величину радиуса ячейки, необходимую для извлечения продуктивных растворов (ПР), опустившихся  $t_o$  (3) на искусственный водоупор.

Поскольку в нашем случае величину  $H_o$  задают, то зная величину  $H_o$ , из формулы (5) получают предельно допустимое расстояние между рядами ЗС и ОС или радиус гексагональной ячейки по формуле:

$$R'_o \leq \sqrt{\frac{H_o \cdot \gamma_b \cdot \bar{K}_\phi \cdot (S_n + S_o) \cdot \ln\left(\ln \frac{R_o}{R_c}\right)}{86,4 \cdot (\gamma_p - \gamma_b) \cdot K_{\text{фв}}}}, \text{ м.} \quad (6)$$

На закачных скважинах фильтр поднимают на величину  $H_1$  над рудным пластом, а длина его при этом составит:

$$L_\phi = M_p + H_1, \text{ м.} \quad (7)$$

На откачной скважине фильтр опускают на величину  $H_o$  ниже рудного пласта (фиг. 1), длина фильтра составляет  $L_\phi = M_p + H_o$ .

При этих условиях установки фильтров с указанными параметрами ячейки и величины  $H_o$  будет произведена полная проработка рудного тела в пределах ячейки с минимальным прихватом пустых пород и без растекания раствора.

Способ создания искусственного водоупора осуществляется по следующей технологической схеме при наличии в почве рудного тела - прослоев карбонатных пород.

Технологические скважины с радиусом ячейки  $R'_o$  в блоке, определенном по формуле (6) бурят по принятой в проекте сети (гексагональной или рядной) до кровли карбонатных прослоев. Скважины от забоя оборудуют короткими не более  $L'_\phi \leq 0,5$  м фильтрами для подачи сернокислотного раствора под определенным напором -  $S'_n$ . Вследствие потенциального поля напоров  $S'_n$  сернокислотный раствор фильтруется по горизонтали с одновременным опусканием в карбонатные породы под действием сил гравитации. Вступая в реакцию серная кислота с карбонатными породами, образует непроницаемый слой гипсовых пород. Этот слой выполняет функции нижнего водоупора.

Величину напора  $S'_n$  определяют исходя из заданного времени  $t_o$  – создания искусственного водоупора по формуле:

$$S'_n = \frac{10^2 \cdot S_{\text{ол}} \cdot K_n \cdot \left( \ln \frac{R'_o}{R_c} + S_k \right)}{1,157 \cdot 2\pi \cdot N \cdot K_\phi \cdot t_o}, \text{ м,}$$

где  $N$  – общее число технологических скважин в блоке.

В качестве примера определения радиуса ячейки  $R'_o$  обратимся к опытному участку ОПВ-2 на месторождении Инкай, который был включен в работу 22 марта 2002 г.

Исходные данные для анализа.

Коэффициент фильтрации ( $K_\phi$ ) – нерудная часть – 14 м/сут., рудная – 20 м/сут., подрудная – 14 м/сут.

Растворы в закачные скважины подаются под давлением – 3,5 атм. или 45 м вод. ст.

Статический напор на закачных скважинах – 17 м вод. ст.,  $S_n = 35 + 17 = 52$  м.

Понижение на откачных скважинах – приблизительно 10 м,  $S_o = 10$  м.

Площадь полигона – 17046 м<sup>2</sup>.

Запасы урана – 195572 кг.

На полигоне работает  $N_{\text{ос}} = 7$  откачных скважин и  $N_{\text{зс}} = 16$  закачных.

Среднесуточные объемы подачи выщелачивающих растворов в закачные скважины в мае составили 67,5 м<sup>3</sup>/час, в июне – 59,6 м<sup>3</sup>/час аналогичные данные и по откачным скважинам.

$Q_{\text{ос}} = 230,4$  м<sup>3</sup>/сут;  $Q_{\text{зс}} = 100,2$  м<sup>3</sup>/сут.

Величина напора на закачных скважинах  $S_n = 52$  м.

Величина депрессии на откачных скважинах  $S_o = 10$  м.

Радиус скважин – 0,06 м.

Коэффициент эффективной пористости  $\bar{K}_n = 0,25$ .

Параметр  $n = \frac{N_{\text{зс}}}{N_{\text{ос}}} = 2,3$ ;  $M_p = 5$  м;  $H_o = 8$  м;  $K_{\text{фв}} = 2,1$  м/сут;  $H_1 = 2,1$  м.

Определим допустимый радиус ячейки  $R'_o$  по (6):

$$R'_o \geq \sqrt{\frac{8 \cdot 1,0 \cdot 14,2 \cdot (52 + 10) \cdot 1,82}{86,4 \cdot (1,02 - 1,0) \cdot 2,1}} = 59 \text{ м} \approx 60 \text{ м,}$$

$$\text{где } \bar{K}_\phi = K_\phi \frac{\ln \frac{R'_o}{R_c}}{\ln \frac{R'_o}{R_c} + S_k} = 20 \frac{6,4}{6,4 + 2,6} = 14,2 \text{ м/сут,}$$

где  $K_\phi = 20$ , коэффициент фильтрации рудного тела, м/сут;  $S_k = 2,6$  – показатель скин-эффекта

Длина фильтра для ЗС с мощностью рудного тела в ней  $M_p = 5$  м составит по (7):

$L_\phi = 5 + 1,9 = 6,9 \approx 7$  м

и для ОС:

$$L_\phi = 5 + 8 = 13 \text{ м.}$$

Произведем обоснование эффективности нового способа.

Стоимость создания искусственного водоупора при площади блока  $S_{\text{бл}} = 54000 \text{ м}^2$  составит:  $C = C_1 + C_2 + C_3$ , \$.

Объем закачиваемых твердеющих растворов, например, жидкого стекла:

$$V_{\text{T}} = S_{\text{бл}} \cdot h, \text{ м}^3$$

при  $h \approx 10 \text{ см} \approx 0,1 \text{ м}$  получим  $V_{\text{T}} = 5400 \text{ м}^3$ .

Стоимость жидкого стекла  $C_{\text{ст}} = 12 \text{ \$/м}^3$ , включающая его транспортировку и закачивание в скважины:

$$C_1 = 5400 \cdot 12 = 648000 \text{ \$}.$$

Стоимость скважин гидроразрыва из расчета 1 скважина на  $400 \text{ м}^2$  при глубине  $H = 250 \text{ м}$  и  $C_{\text{скв}} = 8 \text{ \$/м пог.}$

$$C_2 = 250 \frac{54000}{400} 8 = 270000 \text{ \$ США}.$$

Стоимость электроэнергии и другие расходы примерно 10 % от первых двух, т.е.

$$C_3 = 0,1 \cdot (C_1 + C_2) = (648000 + 270000) \cdot 0,1 = 91800 \text{ \$ США}.$$

Стоимость создания искусственного водоупора из карбонатных пород будет складываться из расходов на серную кислоту в среднем  $10 \text{ кг/т}$  горнорудной массы:

$$C_{\text{к}} = 0,1 \cdot 15 \cdot 10 \cdot 17046 \cdot 1,7 = 434673,$$

где  $15 \text{ \$/т}$  – стоимость серной кислоты;

$1,7 \text{ т/м}^3$  – плотность пород;

$0,1 \text{ м}$  – средняя мощность карбонатов.

Кроме того, затраты на перебур скважин до карбонатных пород и их оборудование короткими фильтрами составят:

$$C_{\text{скв}} = 23 \cdot 8 \cdot 186 = 34224 \text{ \$ США}.$$

Общий экономический эффект от предлагаемого нового способа по одному только блоку составит:

$$\mathcal{E} = 648000 + 270000 + 91800 - (434673 + 34224) = 540903 \text{ \$ США}.$$

При средней продуктивности пласта  $m = 8,8 \text{ кг/м}^2$  и коэффициенте извлечения  $\varepsilon_0 = 0,95$  экономия средств на  $1 \text{ кг}$  металла составит:

$$\mathcal{E}_1 = \frac{504903}{54000 \cdot 8,8 \cdot 0,95} = 1,2 \text{ \$/т}.$$

Список литературы:

1. Abdulmanov I.G., Fazullin M.I., Mosev A.F., Pimenov M.K., Savinova N.K. Kompleksy podzemnogo vyshelachivaniya. M.: Nedra, 1992. – 263s.
2. Spravochnik po geotehnologii urana. Pod red., F.I.Skorovarova. M.: Energoatomizdat. 1997. – 672s.
3. Yazikov V.G., Zabaznov V.L., Petrov N.N., Rogov E.I., Rogov A.E., Geotehnologiya urana na mestorozhdeniyah Kazahstana. Almaty, 2001. – 442s.

Сведения об авторах:

Рогов А.Е., академик МЭА, член-корр. КазНАЕН, д.т.н., проф. ИГД им. Д.А. Кунаева, Алматы, Казахстан.

Демехов Юрий Васильевич, к.т.н. Генеральный директор горнорудной компании НАК «Казатомпром»

## ВОССТАНОВЛЕНИЕ ПЛАСТОВЫХ ВОД ПОСЛЕ ПОДЗЕМНОГО СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

*Рогов Е.И.*

Институт горного дела имени Д.А.Кунаева, Казахстан

*Сабирова Л.Б.*

КазНТУ имени К.И.Сатпаева

*В данной статье рассмотрена весьма актуальная проблема восстановления пластовых вод водоносных горизонтов после влияния подземного скважинного выщелачивания урана.*

*Авторами предложена новая, инновационная технология восстановления пластовых вод, а так же обоснованы параметры и дан полный рабочий инструмент для проектирования.*

В конце прошлого века в Казахстане были открыты и начаты разработки гидрогенных месторождений урана с весьма низким его содержанием в продуктивных пластах. Новые высокие геотехнологии подземного скважинного выщелачивания урана получили здесь свое первое применение. В начале нового столетия «ЗАО Казатомпром», а затем «Национальная атомная компания» приступила к широкому спектру теоретических и экспериментальных работ по научному обоснованию параметров и характеристик ПСВ урана.

Совместными усилиями «НАК Казатомпром» и ученых Института горного дела им. Д.А. Кунаева быстрыми темпами был проведен комплекс фундаментальных работ по диффузионному растворению урана и гидродинамике сложных сетей для расчетов и оптимизации всего комплекса геотехнологических параметров ПСВ. В этот период в Казахстане опубликован целый ряд фундаментальных монографий и созданы новые геотехнологии на уровне изобретений.

Однако в тоже время появилась широкая и многогранная проблема восстановления пластовых вод водоносных горизонтов после влияния техногенеза ПСВ урана.

Решению одной из главных задач в этой комплексной проблеме посвящена данная статья. Авторы впервые предлагают новую инновационную технологию восстановления пластовых вод, обосновывают параметры и дают полный рабочий инструмент для проектирования.

При ПСВ урана из гидрогенных месторождений пластовые подземные воды подвергаются техногенному воздействию вследствие чего они оказываются не пригодными для дальнейшего использования в сельском хозяйстве, особенно для питания животного мира и людей. Проблема их очистки является одной из актуальных в геотехнологии урана и других металлов. Она состоит из двух основных составляющих:

- определения параметров растекания растворов, зараженных реагентами для выщелачивания за пределы отработанных блоков под действием динамических напоров на ЗС и вследствие наличия процесса течения подземных вод;

- обоснование эффективных способов восстановления их до прежнего естественного состояния и даже до норм ПДК.

Объем разового замещения порового пространства блока с площадью  $S_{\text{бл}}$ ,  $\text{м}^2$  и средней эффективной мощностью  $\overline{M}_3$  будет:

$$V_{\text{бл}} = S_{\text{бл}} \cdot \overline{M}_3 \cdot \overline{K}_{\text{п}}, \text{ м}^3 \quad (1)$$

где  $\overline{K}_{\text{п}}$  - среднее значение эффективной пористости пласта в блоке, доли.ед.

Если замещение техногенных пластовых вод повторить  $N$  раз, то объем прокачиваемой естественной пластовой воды будет:

$$Q = N \cdot S_{\text{бл}} \cdot \overline{M}_3 \cdot \overline{K}_n, \text{ м}^3 \quad (2)$$

Для восстановления пластовых вод из блока включают одновременно все откачные и закачные скважины в блоке на режим закачки естественной пластовой воды.

Дебиты закачных  $Q_{\text{зс}}$  и откачных  $Q_{\text{ос}}$  скважин определяются по нашим формулам [1]:

$$Q_{\text{ос}} = 0,073 \frac{\overline{K}_\phi \cdot \overline{M}_3 \cdot (n_r + 0,1) \cdot S_n}{\ln \frac{R_o}{R_c} + S_\kappa}, \text{ м}^3/\text{сут}; \quad (3)$$

$$Q_{\text{зс}} = 0,073 \frac{\overline{K}_\phi \cdot \overline{M}_3 \cdot n_r \cdot S_n}{\ln \frac{R_o}{R_c} + S_\kappa}, \text{ м}^3/\text{сут}; \quad (4)$$

где  $\overline{K}_\phi$  - средний по блоку коэффициент фильтрации пласта, м/сут;

$\overline{M}_3$  - средняя эффективная мощность пласта, м;

Далее рассмотрим процесс растекание растворов за пределы блока.

При любых схемах ячеек, в соответствии с работой [1] происходит растекание выщелачивающих растворов (ВР) в плане продуктивного пласта на величину:

$$R_* = r_0 \exp \left[ \frac{1,157 \cdot 2\pi \cdot \overline{K}_\phi \cdot S_n}{10^2 \cdot Q_{\text{зс}}} + \ln R_c - S_\kappa \right], \text{ м} \quad (5)$$

где  $\overline{K}_\phi$  - среднее значение коэффициента фильтрации ВР в продуктивном пласте, м/сут;

$S_n, S_o$  - компрессия и депрессия на закачных и откачных скважинах соответственно, м<sup>3</sup>/сут;

$R_c$  - радиус скважины, м;

$S_\kappa$  - показатель скин-эффекта, безразмерный;

$Q_{\text{зс}}$  - дебит закачной скважины, м<sup>3</sup>/сут;

$r_0 = 1$  м, размерный показатель.

Далее будем рассматривать силовую модель при взаимодействии естественной скорости фонового потока  $V_\phi$  пластовых вод в горизонте с массой порового пространства отработанного блока, заполненного зараженной техногенезом водой.

Динамические силы  $P_{\text{л.с.}}$ , действующие в соответствии с известным законом на условную стенку блока с площадью миделева сечения  $S_{\text{мид}}$  определяются по формуле [3]:

$$P_{\text{л.с.}} = C \cdot \frac{V_\phi^2}{2g} \cdot \gamma_v \cdot S_{\text{мид}}, \quad (6)$$

где  $P_{\text{л.с.}}$  - сила лобового удара потока об условную стенку, тс;

$C$  - коэффициент гидродинамического сопротивления препятствия, безразмерный;

$V_\phi$  - скорость потока, м/с;

$\gamma_v$  - удельный вес воды, тс/м<sup>3</sup>;

$g$  - ускорение силы тяжести, м/с<sup>2</sup>;

$S_{\text{мид}}$  - миделево сечение условной стенки, м<sup>2</sup>, для нашей модели:

Вес условного столба пластовых вод с раствором в пределах площади  $S_{\text{л.с.}}$  при наличии водоупоров и необходимая для его перемещения сила составит:

$$Q_c = f(a + 2R_o) \cdot (b + 2R_o) \cdot \overline{M}_3 \cdot \gamma_p \cdot \overline{K}_n, \text{ тс}, \quad (7)$$

где  $\overline{M}_3$  - средняя эффективная мощность продуктивного пласта в пределах блока, м;

$\overline{K}_n$  - средний коэффициент эффективной пористости продуктивного пласта, безразмерный;

$f$  – коэффициент трения ВР и ПР по каналам фильтрации,  $f = 1 \cdot 10^{-3}$ .

С точки зрения механического взаимодействия двух масс – одна из которых перемещается со скоростью  $V_x$ , а другая находится в состоянии покоя, вполне очевидны следующие исходы их взаимодействия:

$$\text{при } P_{\text{л.с.}} > Q_c \quad (8)$$

пластовые воды, измененные техногенезом, будут перемещаться по вектору скорости  $\overline{V}_x$ , но с некоторой иной скоростью  $V_p < V_x$ .

$$\text{при условии: } P_{\text{л.с.}} \leq Q_c \quad (9)$$

пластовые воды, измененные техногенезом, не будут течь вместе с естественным потоком пластовых вод  $V_x$ .

Из произведенных расчетов следует, по формулам (7) и (8) что сила лобового сопротивления  $P_{\text{л.с.}}$ , необходимая для перемещения раствора в блоке, значительно меньше  $Q_c$ , т.е.

$$Q_c \gg P_{\text{л.с.}} \quad (10)$$

Условие (10) с вероятностью, равной единице, сохраняется при ПСВ урана для гидрогенных месторождений Казахстана вследствие двух эффектов:

- фоновая скорость  $V_x$  пренебрежительно мала по сравнению со скоростью фильтрации ВР и ПР в продуктивном пласте;
- удельный вес пластовых вод, подвергнутых воздействию техногенеза, всегда выше, чем обычных пластовых вод, т.е.  $\gamma_p > \gamma_v$ .

Эти два эффекта синергетически дополняют реальное положение при взаимодействии систем:

- пластовые воды не могут обеспечить фильтрацию остаточных растворов по направлению фоновой скорости  $\overline{V}_\phi$  течения воды;
- пластовые воды обтекают в ламинарном режиме фильтрации отработанные блоки ПСВ урана;
- с течением времени пластовые воды, подвергнутые техногенезу, приходят в первоисходное состояния по всем параметрам.

Рассмотрим теперь соотношения (10) в средних числах для гидрогенных месторождений Казахстана.

Принимаем:  $R_0 = 50\text{м}$ ;  $R_c = 0,06\text{м}$ ;  $\gamma_v = 1\text{тс/м}^3$ ;  $\gamma_p = 1,1\text{ тс/м}^3$ ;  $\overline{M}_s = 8\text{ м}$ ;  $\overline{K}_n = 0,25$ ;  $\overline{K}_\phi = 10\text{ м/сут}$ ;  $S_k = 1,5$ ;  $Q_{\text{зс}} = 60\text{ м}^3/\text{сут}$ .

Принимая коэффициент трения воды по стенкам пор при ламинарном течении ВР и пластовых вод в соответствии с (7.1), (7.3) минимальным, имеем:

$$f = 1 \cdot 10^{-3} \text{ и } C = 1.$$

вычислим значение фоновой скорости в секунду даже при крайнем оптимистическом значении:

$V_\phi$  - 3 м/год,  
тогда получим:

$$V_\phi = \frac{3}{24 \cdot 60 \cdot 60 \cdot 365} = 0,1 \cdot 10^{-6}, \text{ м/с.}$$

По формуле (4) вычисляем для  $M_s$ ,  $a = 1000\text{м}$ ,  $R_0 = 50\text{м}$ :

$$S_{\text{мид}} = 8(1000 + 100) = 8800, \text{ м}^2.$$

По формуле (5) находим силу лобового сопротивления:

$$P_{\text{л.с.}} = 1 \cdot \frac{0,1 \cdot 10^{-12}}{2 \cdot 9,81} \cdot 1 \cdot 8800 = 0,44 \cdot 10^{-10}, \text{ тс},$$

т.е. исчезающее малое значение силы лобового динамического напора на столб ВР.

По формуле (7.7) вычислим  $Q_c$  при  $b = 100$  м:

$$Q_c = 1100 \cdot 100 \cdot 8 \cdot 1,1 \cdot 0,2 \cong 200 \text{ тс}.$$

Из произведенных нами расчетов следует, что сила динамического напора  $P_{\text{л.с}}$  не сравнимо меньше  $Q_c$ , т.е.  $Q_c \gg P_{\text{л.с}}$ .

Это условие с вероятностью, равной единице, сохраняется при ПСВ урана для гидrogenных месторождений Казахстана.

Для более быстрого восстановления пластовых вод нами рекомендуется прежде всего вытеснить техногенные растворы из порового пространства отработанного блока, и заменить их водой, не зараженной техногенезом по главным и другим показателям:

- сульфат ионы, г/л;
- нитрат ионы, г/л;
- сумма солей, г/л;
- концентрация растворенного урана, мг/л;
- показателя кислотности ( $Ph$ ) и другие.

Этот процесс является обратным закислению блока, по формуле (7) находим время  $T_B$  – вытеснения техногенных растворов из блока по формулам [1].

Одной из главнейших критериальных и оценочных величин ПСВ металлов является время выщелачивания и закисления участков, блоков или отдельных ячеек.

Нами получены расчетные формулы для вычисления времени вытеснения пластовых вод.

Гексагональная ячейка:

$$T_3 = \frac{1,157 \cdot R_0^2 \cdot \overline{K_n}}{\overline{K_\phi} \cdot n \cdot S_n \cdot \ln \left( \ln \frac{R_0}{R_c} \right)}, \text{ сут.} \quad (13)$$

Квадратная ячейка:

$$T_3 = \frac{174 \cdot R_0^2 \cdot \overline{K_n}}{\overline{K_\phi} \cdot n \cdot S_n \cdot \ln \left( \ln \frac{R_0}{R_c} \right)}, \text{ суут.} \quad (14)$$

где  $R_0 = a$ .

Рядная –обычная и рядная-шахматная при  $b = \zeta \cdot a$ :

$$T_3 = \frac{86,4 \cdot R_0^2 \cdot \overline{K_n} \cdot (\zeta + 0,5)^2}{\overline{K_\phi} \cdot n \cdot S_n \cdot (\zeta^2 + 0,25) \cdot \ln \left( \ln \frac{R_0}{R_c} \right)}, \text{ сут.}, \quad (15)$$

где  $R_0 = \sqrt{\frac{a^2}{4} + b^2}$ .

При соотношении  $b = 2 \cdot a$  для рядной схемы имеем:

$$T_3 = \frac{120 \cdot R_0^2 \cdot \overline{K_n}}{\overline{K_\phi} \cdot n \cdot S_n \cdot \ln \left( \ln \frac{R_0}{R_c} \right)}, \text{ сут.}, \quad (16)$$

Определить время вытеснения техногенного раствора из отработанного блока рекомендуется также по формуле:

$$T_{\text{в}} = \frac{10^2 \cdot N \cdot S_{\text{бл}} \cdot \overline{K_{\text{п}}} \cdot \left( \ln \frac{R_0}{R_c} + S_{\text{к}} \right)}{(N_{\text{ос}} + N_{\text{зс}}) 1,157 \cdot 2\pi \cdot \overline{K_{\text{ф}}} [(n+1)S_{\text{н}} + S_{\text{о}}]}, \text{сут.} \quad (17)$$

Рассмотрим конкретный блок на месторождении Северный Карамурун [1].

Здесь имеем входные данные:  $S_{\text{бл}}=25000 \text{ м}^2$ ;  $N_{\text{зс}}=18$ ;  $N_{\text{ос}}=6$ ;  $\overline{K_{\text{ф}}}=8,7 \text{ м/сут}$ ;

$S_{\text{к}}=37 \text{ м вод. ст.}$ ;  $S_{\text{о}}=5 \text{ м вод. ст.}$ ,  $n=3$ ;  $\overline{K_{\text{п}}}=0,21$ ;  $S_{\text{к}}=2$ ;  $R_0=50 \text{ м.}$ ;  $N=2$ ;  $R_c=0,08 \text{ м.}$

По формуле (17) получаем:

$$T_{\text{в}} = \frac{10^2 \cdot 2 \cdot 25000 \cdot 0,21 \cdot \left( \ln \frac{50}{0,08} + 2 \right)}{24 \cdot 1,157 \cdot 9,28 \cdot 8,7 [4 \cdot 37 + 5]} = 38 \text{ суток.}$$

Из приведенного примера следует, что предлагаемый способ восстановления пластовых вод весьма эффективен по времени и практически не требует дополнительных затрат ресурсов на скважины при ранее предложенном способе протяжки техногенных пластовых вод через пустые породы.

Список литературы:

1. Рогов А.Е., Сабирова Л.Б. Теория восстановления пластовых вод, Алматы, 2013г, 362 с.
2. Рогов А.Е., Рыспанов Н.Б. Математические основы геотехнологии. Алматы, FORTRESS, 2007, 368с.

Сведения об авторах:

Рогов Е.И. - Академик НАН РК, д.т.н., проф., заведующий лабораторией Института горного дела имени Д.А.Кунаева

Сабирова Л.Б. - Канд.техн.наук, доцент кафедры «Разработка нефтяных и газовых месторождений» КазНТУ имени К.И.Сатпаева

## АДАПТАЦИЯ И СЛОЖНОСТЬ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ

Рогов Е.И., Рогов А.Е.,  
Института горного дела имени Д.А.Кунаева  
Сабирова Л.Б.  
КазНТУ имени К.И.Сатпаева

В настоящем докладе дана оценка всех существующих геотехнологий добычи полезных ископаемых по двум главнейшим критериям - адаптации и сложности.

Семантическое толкование сложности, укоренившееся в нашем сознании и горных науках, да и в других сферах человеческой деятельности, не позволяет применить ее в моделировании процессов в больших системах, например в математических моделях.

Для формального описания сложности условий применения геотехнологий будем исходить из разработанного нами критерия адаптации при взаимодействии любых систем [1]. Рассмотрим простейший пример.

$$J = 1 - \int_{y_j^*}^{y_j} \varphi(y_j) dy_j$$

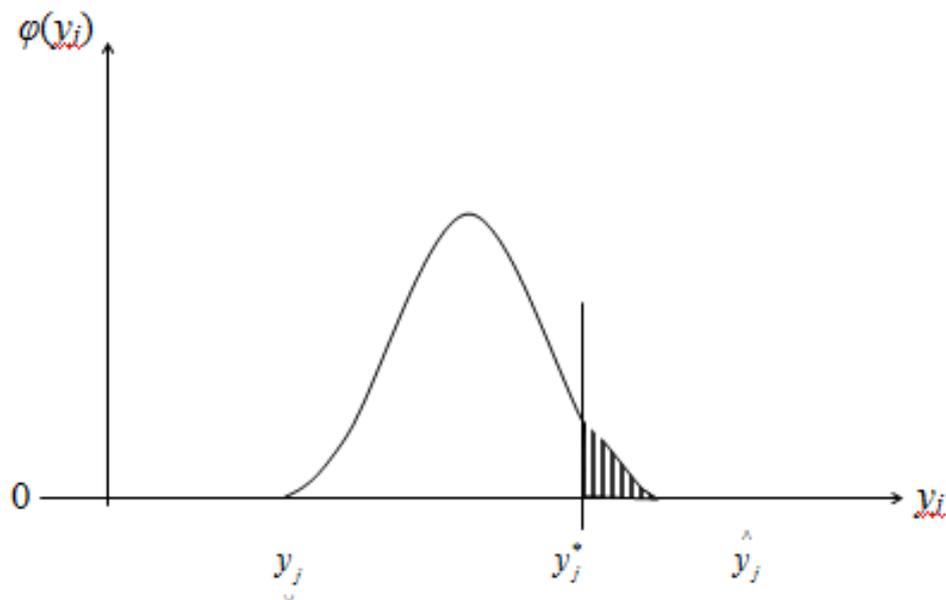


Рисунок 1 – К определению критерия адаптации.

Критерий адаптации

$$J_j = 1 - \int_{y_j^*}^{\hat{y}_j} \varphi(y) dy. \quad (1)$$

Критерий сложности условий среды

$$J_{слj} = 1 - J_j = \int_{y_j^*}^{\hat{y}_j} \varphi(y) dy < 1. \quad (2)$$

Здесь случайная величина  $\varphi(y_j)$  пересекается с детерминированной границей  $y_j^*$  и условием взаимодействия:

$$y_j \leq y_j^*. \quad (3)$$

К примеру  $y_j^*$  - предельная прочность пород на сжатие, а  $\varphi(y)$  – случайная величина нагрузки на эти породы. Ясно, что при любом  $y_j > y_j^*$  произойдет разрушение пород. Из приведенного простого примера следует, что критерий сложности условий здесь есть величина интеграла по функции  $\varphi(y_j)$  в пределах от  $y_j^*$  до  $\hat{y}_j$ , т.е.

$$J_c = \int_{y_j^*}^{\hat{y}_j} \varphi(y_j) dy < 1. \quad (4)$$

Другими словами, если критерий адаптации равен единице, то критерий сложности будет равен нулю, и наоборот, если критерий сложности равен единице, то критерий адаптации по этому пересекающемуся параметру равен нулю. Эти два критерия дополняют друг друга и в сумме они всегда будут равны единице.

Следовательно, достаточно всегда вычислить из этих двух критериев только один, например адаптации, тогда второй будет:

$$J_c = 1 - J_a. \quad (5)$$

Ниже излагаются методы вычисления критерия адаптации и, следовательно, критерия сложности.

Здесь на пересечении агрегата и среды возможны случаи, отображение на квазиупорядоченном графе  $G = (X, \Gamma)$  (рис. 2), где

$$X = \{y, \varphi(y), \varphi(y, t)\} \quad (6)$$

и  $y \in H^k$  – детерминированная граница;  $\varphi(y_j)$ ,  $\varphi(y, t)$  – случайная величина и функция, как правило, распределенная по усеченному нормальному закону:

$$\varphi(y) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma_y} \exp\left[-\frac{(m-y)^2}{2\sigma_y^2}\right], \quad (7)$$

где

$$\sigma_y = \frac{\hat{y} - y}{6}; \quad m = \frac{\hat{y} + y}{2}.$$

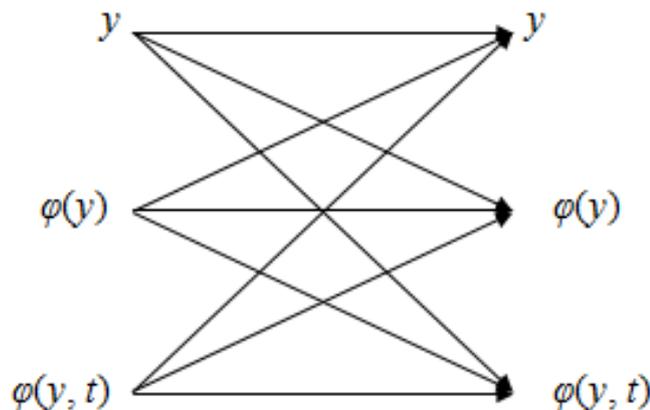


Рисунок 2 – Граф взаимодействия агрегата и среды по параметру  $y$ .

На графе  $G$  всего 9 путей из них путь  $\mu_1 = [y, y]$  является не допустимым. Остальные 8 путей все допустимые:

$$\left. \begin{aligned} \mu_2 &= [\varphi(y), y]; \mu_3 = [\varphi(y, t), y]; \\ \mu_4 &= [\varphi(y), \varphi(y)]; \mu_5 = [\varphi(y), \varphi(y, t)]; \\ \mu_6 &= [\varphi(y), \varphi(y, t)]; \mu_7 = [\varphi(y, t), y]; \\ \mu_8 &= [\varphi(y, t), \varphi(y)]; \mu_9 = [\varphi(y, t), \varphi(y, t)]. \end{aligned} \right\} \quad (8)$$

Самый простой для вычислений критерия адаптации и сложности является второй, и самым сложным для вычисления является девятый путь.

Также не требуется никаких предварительных вычислений, если функция  $\varphi(y)$  является для среды и агрегата одной и той с совпадающими границами (рис. 3).

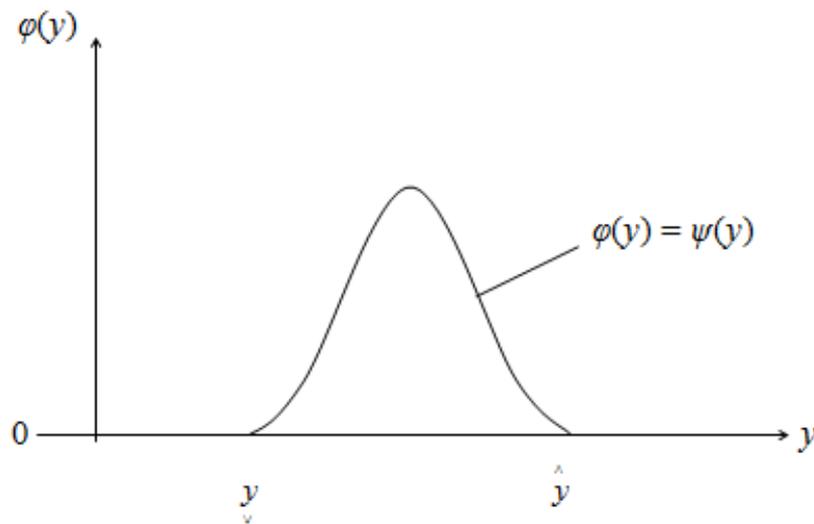


Рисунок 3 – Пересечение двух случайных величин  $\psi(y) = \varphi(y)$ .

В нашей работе [1] доказано, что в этом случае критерий адаптации будет равен единице.

Для путей на графе  $\mu_3; \mu_5; \mu_6; \mu_7; \mu_8$  и  $\mu_9$  случайные величины переводят в случайные функции путем задания временных отрезков  $\tau_j \in (0-T)$ . При этом алгоритм вычислений критериев адаптации и сложности превращается в пересечение случайных величин и детерминированной границы.

Теперь остановимся на сложностях условий, которые зафиксированы в виде качественных характеристик  $\bar{X} \in H^n$ , т.е. вектору  $\bar{X}$ , принадлежащего пространству  $H^n$ . Например это:

- $X_1$  – состояние верхнего водоупора;
- $X_2$  – состояние нижнего водоупора;
- $X_3$  – положение рудного тела в водоносном горизонте;
- $X_4$  – вещественный состав руд и т.д.

Кроме рассмотренных параметров  $\bar{Y}$  и характеристик  $\bar{X}$  к сложным условиям следует присоединить и дискретные параметры  $\bar{Z} \in H^m$ , например:

- два – этажи в водоносном горизонте,
- пять - пропластков породы в продуктивном пласте и т.д.

Качественные характеристики  $\bar{X} \in H^n$  и дискретные параметры  $\bar{Z} \in H^m$  также следует отображать на соответствующем квазиупорядоченном графе  $G = (\bar{X} \cup \bar{Z}, \Gamma)$ . Эти характеристики  $\bar{X}$  и параметры  $\bar{Z}$  могут формировать различные варианты

пересекающихся непрерывных параметров  $\bar{Y}$  среды и агрегата и, следовательно, различные новые наборы критериев сложности.

При постановке оптимизационных задач для разработки инновационных технологий следует минимизировать частные критерии сложности

$$J_j = 1 - J_j, j = \overline{1, N} \rightarrow \min \quad (9)$$

или максимизировать частные критерии адаптации

$$J_j = J_{aj} \rightarrow \max, \quad (10)$$

так как при этом условии (10) соблюдается условие (5) для критериев сложности. Можно также использовать и комплексные критерии адаптации

$$\tilde{J}_a = \frac{1}{N} \sqrt{\sum_{j=1}^N J_{aj}^2} \rightarrow \max \quad (11)$$

и соответственно получим минимум комплексного критерия сложности.

В результате проведенных нами обширных исследований всех известных геотехнологий, приведенных в наших монографиях [1], [2], [3], [4] было однозначно установлено:

- менее всего адаптивными и максимально сложными являются ПГР;
- следующие за ПГР в лучших условиях находятся ОГР;
- далее следуют высокие геотехнологии ПСВ, ПСГД, КВ.

Максимально адаптивной является геотехнология КВ.

Список литературы:

1. Е.И. Рогов, С.Е. Рогов, А.Е. Рогов Теория геотехнологий, Алматы, 2010, FORTRESS, 355 с.
2. А.Е. Рогов, Н.Б. Рыспанов Математические основы геотехнологий, Алматы, 2007, FORTRESS, 367 с.
3. Рогов Е.И., Рогов А.Е., Орынгожин Е.С. Теория заводнения в нефтедобыче, Алматы, 2012, "Шынгыстау", 240 с.
4. Рогов А.Е., Сабирова Л.Б., Теория восстановления пластовых вод, Алматы, 2013, "ALESHAN", 153 с.

Сведения об авторах:

Рогов Е.И. - Академик НАН РК, д.т.н., проф., заведующий лабораторией Института горного дела имени Д.А.Кунаева

Рогов А.Е. - Академик МЭА, д.т.н., проф., ГНС лаборатории ОТТДПИ Института горного дела имени Д.А.Кунаева

Сабирова Л.Б. - Канд.техн.наук, доцент кафедры «Разработка нефтяных и газовых месторождений» КазНТУ имени К.И.Сатпаева

БЕЗШАХТНЫЕ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ  
ИСКОПАЕМЫХ - СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ

*Рогов Е.И. ([ae\\_rv@mail.ru](mailto:ae_rv@mail.ru)), Рогов А.Е.,  
Институт горного дела им. Д.А. Кунаева,*

С постоянным обеднением содержания металла в рудах и с увеличением глубин разработки на поверхность выдаются огромные объемы пород, которые существенно ухудшают экологическую обстановку в горнодобывающих регионах.

Совершенно очевидно, что бесшахтные способы добычи полезных ископаемых исключают присутствие людей в подземных условиях или в открытых горных выработках.

Даже одно это обстоятельство существенно снижает число пересекающихся параметров  $N$  и повышает надежность технологий, исключает катастрофические отказы и делает систему более эффективной.

Начиная с 1999 года, нами были получены новые фундаментальные закономерности подземного скважинного выщелачивания металлов и практические необходимые результаты.

1. Для полного гидродинамического расчета взаимодействующих технологических скважин с использованием принципа суперпозиции потенциальных полей напоров (компрессий и депрессий) любого блока или участка месторождения с числом  $N_{зс}$  - закачных и  $N_{отс}$  - откачных скважин, сложная система линий (трубок) тока выщелачивающих растворов (ВР) отображается на сетевом графе  $G = (U, \Gamma)$ , где  $U$  полное число дуг графа. Каждая дуга графа оценивается гидродинамическим сопротивлением, или проводимостью, или потерей напора в системе трубопроводов на поверхности; источники напоров на закачных скважинах представляются характеристиками с постоянным напором для самоналива ВР или аналитическими зависимостями в координатах  $(H, Q)$  - для насосов закачных и откачных скважин.

2. При плоскорадиальной фильтрации растворов в пористой среде в системе закачных и откачных скважин любого блока или участка месторождения урана доказано существование объективной закономерности близкодействия скважин в ячейке, которая базируется на слабом изменении функции натурального логарифма от отношения радиуса питания скважин к радиусу технологической скважины, а также на квадратичной зависимости от радиуса ячейки времени фильтрации раствора для любой пары закачных и откачных скважин.

3. Установлено, что абсолютная величина напоров - компрессии на закачных скважинах и депрессии на откачных по критерию прибыль имеет оптимальное значение, определяемое сложной многофакторной зависимостью, распределенной по экспоненциальной функции.

4. Установлены время закисления и выщелачивания блоков до любого проектного значения коэффициента извлечения урана по выведенным нелинейным многофакторным зависимостям для всех известных схем формирования ячейки - треугольной, квадратной, четырехугольной, гексагональной.

5. Получена модель концентрации урана в продуктивном растворе на любой откачной скважине или в блоке, которая описывается сложной экспоненциальной по времени -  $t$  и параметру  $f(\text{Ж:Т})$  функцией, достигающей максимального значения через некоторое время, равной второй кинетической константе.

6. Определены удельные расходы кислоты, измеряемые тремя величинами: кг на кг добытого урана, кг на 1 т проработанной раствором рудной массы и мг на 1 литр выщелачивающего раствора. Эти закономерности описываются сложными нелинейными двух и трех экспоненциальными по времени зависимостями и нелинейно увязаны с

основными природными параметрами - продуктивностью и эффективной мощностью пласта, плотностью пород и природно-технологическими - отношением Ж:Т, кинетическим параметром выщелачивания.

Казахстан занимает первое место в мире по запасам урана - 24% от мировых и добывает в настоящее время более 22 тыс.т. из 50 тыс.т. урана добываемых в мире. В этой связи был придан мощный импульс развития горных наук в Казахстане в области геотехнологии металлов. За этот период нами были проведены исследования по семи темам в ходе реализации которых были получены фундаментальные научные результаты для:

- гидродинамических расчетов сложных сетей ПСВ металлов (урана);
- оптимизации схем вскрытия пластовых месторождений скважинами с различными геометрическими параметрами ячейки;
- оптимизации напоров на закачных и откачных скважинах;
- расчета дебитов ЗС и ОС для различных схем вскрытия;
- математического моделирования кинетики и гидродинамики ПСВ металлов и оптимизации расхода реагентов;
- обоснования оптимального бортового содержания урана в рудах месторождения;
- обоснование инновационной геотехнологии ПСВ урана для любых сложных по залеганию месторождений.

В результате исследований были достигнуты значительные результаты в области фундаментальных знаний взаимодействия искусственных гидродинамических систем подземного скважинного выщелачивания металлов с естественными гидродинамическими системами в массиве горных пород продуктивных пластов.

В частности созданы физические модели диффузионного растворения и фильтрационного переноса выщелачивающих растворов для продуктивных пластов, залегающих в сложных горно-геологических условиях.

Впервые созданы математические модели и выведены аналитические зависимости для плоскорадиального фильтрационного потока и вертикального под действием динамического напора и сил гравитации в осложненных условиях, разработаны расчетные модели векторного поля скорости фильтрации плоскорадиального и вертикального потоков в продуктивном пласте без водо- упоров.

Впервые обоснованы способы адаптации геотехнологических систем подземного скважинного выщелачивания к реальным условиям залегания продуктивных пластов, выделены критерии сложности и их технологические признаки для адаптации геотехнологии к среде при растекании растворов.

Даны технологическая и критериальная оценки возможных способов адаптации подземного скважинного выщелачивания металлов к реальным условиям залегания продуктивных пластов.

Разработана с обоснованием параметров инновационная геотехнология подземного скважинного выщелачивания из продуктивных пластов, не имеющих водоупоров, исследованы режимы процесса подземного выщелачивания металлов в зависимости от принятых критериев сложности продуктивных пластов и даны обоснования способа адаптации инновационной геотехнологии для различных режимов выщелачивания в зависимости от критериев сложности пластов.

Произведено исследование параметров деформации векторного поля фильтрации растворов в массивах продуктивных пластах и породах для новой геотехнологии в зависимости от расположения верхнего и нижнего водоупоров в водоносном горизонте и расположения фильтровых колонн.

В настоящее время нами обоснована и запатентована новая геотехнология кучного выщелачивания полезных ископаемых с управляемыми фильтрационными потоками растворов в штабеле руды, позволяющая сократить сроки выщелачивания и обеспечить

круглогодичную их эксплуатацию.

Получены определенные результаты в подземной скважинной гидродобыче полезных ископаемых. Добыча полезного ископаемого начинается с одновременным включением нагнетательных и добычных скважин.

Через нагнетательные скважины под определенным динамическим напором –  $S_H$  подается вода. При известном расходе подачи воды  $Q_{НС}$ , который определяется в проекте, исходя из производительности гидроминиаторов и аэрлифтов величину напора определим по нашей формуле:

$$S_H = \frac{13,7 \cdot Q_{НС} \cdot (R_0 - R)}{K_\phi \cdot M_3}, \text{ м вод.ст.},$$

где  $R$  - радиус ячейки, м;

$R_0$  - радиус фильтровой колонны, м;

$K_\phi$  - среднее значение коэффициента фильтрации продуктивного пласта м/сутки при его мощности  $M_3$ , м.

При работе блока, в котором имеется система  $N_{дс}$  и  $N_{нс}$  обязательно должен соблюдаться баланс закачиваемой воды и воды в пульпе, которая выдается аэрлифтами:

$$\sum_{i=1}^{N_{НС}} Q_{НСi} = \sum_{i=1}^{N_{дс}} Q_{жиi},$$

где  $Q_{жиi}$  - объем расхода жидкости - воды в пульпе, м<sup>3</sup> /сут.

Как и для ПСВ металлов здесь имеет место оптимизационная задача по определению радиуса и площади ячейки через соответствующую математическую модель.

Находим оптимальное решение:

$$R_o = \sqrt[4]{\frac{S_{бл} \cdot C_{скв} \cdot H \cdot (n+1)}{C_k \cdot n \cdot C_3}}, \text{ м.}$$

Оптимальная площадь ячейки определяется по формуле:

$$S_o = \theta \cdot R_o^2, \text{ м}^2$$

где  $\theta$  - геометрический параметр,

$$\theta = \{2,6; 2,0; 1,6; 1,3\}.$$

Оптимальное число скважин определится в виде:

$$N_{дс} = \frac{S_{бл}}{\theta \cdot R_o^2},$$

$$N_{нс} = \frac{S_{бл} \cdot n}{\theta \cdot R_o^2},$$

общее число скважин:

$$N = \frac{S_{бл}}{\theta \cdot R_o^2} (1 + n).$$

Для каждого конкретного месторождения, которое будет разрабатываться способом ПСГД, все перечисленные параметры определяются при проектировании рудников.

Для окончательного выбора геометрии ячейки необходимо определить значения критерия оптимальности для принятых оптимальных радиусов ячеек и из этого множества

$$\min\{J_{0.1}; J_{0.2}; J_{0.3}; J_{0.4}\}$$

выбрать минимум. Это и будет окончательным решением о схеме вскрытия месторождения для ПСГД.

Для управления геомеханическими процессами при ПСГД рассмотрим простейшую классификацию по устойчивости пород продуктивного пласта:

- водородные месторождения;
- скальные породы;
- сыпучие и слабые по прочности породы.

При наличии водородных месторождений практически нет проблем, так как между водоупорами всегда будет вода, и она как упругая среда будет противостоять обрушениям налегающей толщи пород при наличии водоупора - верхнего и нижнего.

Скальные породы - слабопроницаемые для воды.

При этом извлеченный объем полезного ископаемого заменяется водой, и поэтому устойчивость пород будет обеспечена. Поверхность оказывается вне опасности и не обрушается.

Наиболее сложным оказывается сохранение массива и, следовательно, технологических скважин при наличии сыпучих и слабых по прочности пород.

Эти сложнейшие задачи геомеханических процессов, которые будут сопровождать ПСГД в неустойчивых породах никто пока теоретически не изучал [1,2]. Накопленный опыт ПСГД, изложенный в известных работах [2] и др. пока не достаточен для однозначного ответа на многочисленные задачи геомеханики.

В качестве частичной компенсации предстоящих деформационных процессов пород кровли можно предложить заполнение камер хвостами обогащения или иным измельченным твердым материалом, подаваемым по скважинам в выработанные пространства отработанных блоков.

За время работы над проблемами новых геотехнологий нами издано 9 монографий.

1. Рогов Е.И., Рогов С.Е., Рогов А.Е. Начала основ теории технологии добычи полезных ископаемых. Монография, Алматы: КазгосИНТИ, 2001.-225 с.

2. Рогов Е.И., Языков В.Г., Забазнов В.Л., Петров Н.Н., Рогов А.Е. Геотехнология урана на месторождениях Казахстана. Монография, Алматы, 2001,- 444 с

3. Рогов Е.И., Рогов А.Е., Языков В.Г. Математическое моделирование в горном деле (геотехнология металлов). Монография, Алматы: КазгосИНТИ, 2002.-216 с.

4. Е.И. Рогов, В.Г. Языков, А.Е. Рогов Геотехнология металлов, Алматы, 2005, FORTRESS, 393 с.

5. А.Е. Рогов Имитационное математическое моделирование, Алматы, 2007, FORTRESS, 96 с.

6. А.Е. Рогов, Н.Б.Рыспанов Математические основы геотехнологий, Алматы, 2007, FORTRESS, 367 с.

7. А.Е. Рогов, Е.Е. Жатканбаев «Кинетика подземного скважинного выщелачивания урана», Алматы, 2009, «Комплекс», 204 с

8. Е.И. Рогов, С.Е. Рогов, А.Е. Рогов Теория геотехнологий. Алматы, 2010, FORTRESS, 355 с.

9. Рогов Е.И., Рогов А.Е., Югай В.Д. Теория кондиций. Алматы, 2012, КазНТУ, 215с.

Получено 10 свидетельств объектов интеллектуальной собственности, более 30 патентов и предпатентов Республики Казахстан, ряд из которых внедрены на рудниках подземного скважинного выщелачивания урана с большим экономическим эффектом. Так только для блоков 1-14С1, 1-9С1 месторождения Мынкудук общий эффект составил более 4 млн. \$, а по скважинам 900 тыс. \$ за счет применения гексагональной схемы вскрытия и отработки блоков с оптимальным радиусом и площадью ячейки вместо запроектированной ранее рядной схемы.

Список литературы:

1. Аренс В.Ж. Физико-химическая геотехнология. М., МГГУ, 2001, 656 с.

2. Бабичев Н.И., Николаев А.Н. Скважинная гидравлическая технология - основа высокоэкономичных малых предприятий по добыче твердых полезных ископаемых. Горный журнал, № 4, 1996.

Реферат

Изложены теоретические основы постепенного эволюционного перехода к физико-химическим и инновационным геотехнологиям безшахтной добычи твердых полезных ископаемых.

Ключевые слова: безшахтная добыча, модели, оптимизация, критерии.

## ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ СОПРОВОЖДЕНИЕ ОТРАБОТКИ ОЛОНЬ-ШИБИРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПТК «BLAST MAKER»

Белкина Т.А. ([BelkinaTA@suek.ru](mailto:BelkinaTA@suek.ru)),  
ОАО "Разрез Тугнуйский"

ОАО «Разрез Тугнуйский» - крупнейшее угледобывающее предприятие Забайкальского края и республики Бурятия, ведущее добычу каменного угля на Олонь-Шибирском и Никольском каменноугольном месторождении. Эксплуатационные работы на Олонь-Шибирском месторождении ведутся с 1988 года. В данной статье будут освещены вопросы геологического сопровождения отработки Олонь-Шибирского месторождения.

В административном отношении Олонь-Шибирское месторождение находится на территории Петровск-Забайкальского района Забайкальского края, вблизи административной границы Мухор-Шибирского района Республики Бурятия; в геолого-экономическом – в Тугнуйском угленосном районе.

Планомерные поисково-разведочные работы на месторождении были начаты Бурятским геологическим управлением в 1952 году. Позднее экспедицией «Востсибуглеразведка», в 1983-86гг., выполнена доразведка площади первоочередной отработки Олонь-Шибирского месторождения. Так как первая очередь месторождения сработана, и горные работы приблизились к интенсивно нарушенной угленасыщенной части месторождения в 2008-2012 году подрядной организацией ООО «Западное» проведена доразведка южной части участка Центральный. В 2014 году по итогам работ были переутверждены запасы Олонь-Шибирского месторождения на основе вновь разработанных кондиций.

Несмотря на высокую разведанность участка Центральный, при отработке месторождения встречаются неподтверждения строения пласта, мощности, зольности, наличие пликативных и дизъюнктивных нарушений, не установленных разведкой.

Месторождение относится к Прибайкальской сейсмической зоне. Интенсивные землетрясения повлияли на морфологические особенности и строение угольных пластов. В разрезе установлено 27 пластов, но промышленное значение определяют только 9. Остальные имеют ограниченное распространение по площади, не технологичны по горно-геологическим условиям для ведения эксплуатационных работ. Мощные пласты имеют сложное и очень сложное строение в них фиксируются флексурообразные складки, различные пликативы относящиеся к структурам третьего порядка. Геологическая разведка не может дать достаточно полной информации, так как плотность разведочной сети составляет 180-250\*200-350 м.

По рекомендациям экспертов ГКЗ на месторождении ведется эксплуатационная разведка. С 2005 по 2010г. для выполнения этой задачи привлекалась специализированная организация ООО «Западное».

В связи с тем, что разведочные работы с помощью подрядных организаций - очень затратный способ геологического изучения, в 2010г. ОАО «Разрез Тугнуйский» была приобретена буровая установка УРБ 2А2. С 2011г. эксплуатационная разведка на месторождении ведется геологической службой предприятия. Исследование проб проводится в сертифицированной лаборатории Тугнуйского РПО.

Кроме УРБ 2А2, для эксплуатационной разведки применяются буровые станки ДМ-М2 и PitViper 271 (на рисунках ниже), оборудованные системой «КОБУС» программно-технического комплекса (ПТК) «Blast Maker».



Такой способ разведки применяется только в ОАО «Разрез Тугнуйский», и практикуется с 2013 года благодаря внедрению на предприятии уникального комплекса компании «Blast Maker» (Киргизия). Комплекс используется в промышленном режиме для рационального производства буровзрывных работ (уменьшение расхода ВВ при заданном качестве дробления). В основу сбора данных на буровых станках заложена методика определения физико-механических характеристик массива (прочности, буримости, взрываемости) по данным удельной энергоемкости бурения. Как дополнительную опцию геологи получили возможность по энергоемкости бурения определять положение угольных пластов в обуриваемом блоке. Глубина разведки ограничена количеством штанг ДМ-М2 - 51м, и PitViper - 30м. При этом не требуются дополнительные затраты на проведение разведочных работ.

Комплекс включает в себя:

- программный пакет,
- базовую станцию, включающую в себя сервер комплекса, управляющий сбором и накоплением данных, и базовую станцию глобальной навигационной спутниковой системы (ГНСС) для формирования Real-Time-Kinematic (RTK) - поправок, передаваемых по радиосети на ГНСС-приемники буровых станков,
- радиоретрансляционные станции по периметру карьерного поля, образующие радиосеть предприятия,
- оборудование автоматизированной системы сбора и передачи данных с бурового станка (АССД БС) «КОБУС», размещаемое на буровых станках (контроллер «КОБУС», датчики, высокоточный приемник сигналов ГНСС, радиопередающее устройство).

Сервер комплекса подключен к радиосети, и к локальной вычислительной сети (ЛВС) предприятия, что обеспечивает практически мгновенную доступность собираемых комплексом данных специалистам предприятия. Система «КОБУС» в режиме реального времени регистрирует в процессе бурения скважин распределение энергоемкости по блоку, глубину бурения, точные трехмерные координаты устьев скважин и наклон скважин в двух вертикальных плоскостях, и передает получаемые данные по радиосети на сервер комплекса. Обуривание блока осуществляется в соответствии с проектом на

бурение, передаваемым с сервера комплекса на буровые станки по радиоканалу. Точное следование проекту обеспечивается наведением станка на запроектированные скважины с использованием высокоточной системы спутниковой навигации.

С помощью ПТК «Blast Maker» можно получить:

- полную привязку скважины: высотную отметку и координаты в плане;
- высотную отметку кровли кондиционного пласта;
- положение некондиционных пластов;
- расщепление пласта;
- тенденцию в блоке: можно определить угол падения нарушения, контакты породы.

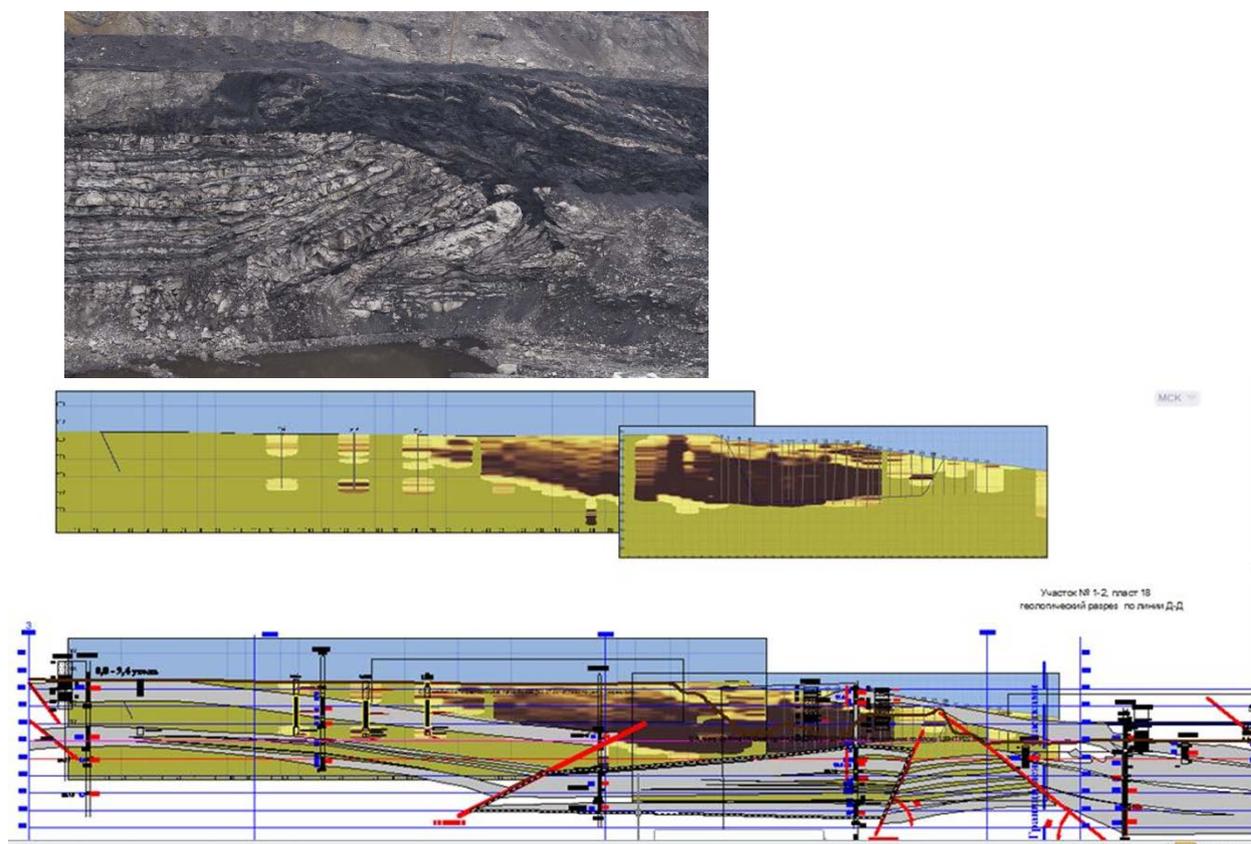
По результатам бурения на своем рабочем месте на экране монитора геологу четко виден результат разведки с абсолютной привязкой. Это значительно упрощает работу геолога, обеспечивая их актуальной информацией, без выезда на разрез. Не нужна инструментальная съемка устьев скважин.

Сетка взрывных скважин, например, 6\*6 м. Результаты при такой сетке позволяют оперировать геологическими данными достаточной степени точности.

С помощью ПО «Blast Maker» можно получить разрез в абсолютных отметках, на котором светло-желтым цветом показывается уголь, а крепкие скальные породы темно-коричневым цветом. Разрез можно построить по абсолютно любой линии. Количество разрезов не ограничено.

Вся информация, получаемая в процессе бурения по каждому блоку, автоматически архивируется в базе данных ПТК. Такой массив информации сопоставим с комплексом геофизических исследований.

На рисунках ниже приведен пример анализа полученной информации и сопоставление полученных данных с реальной структурой массива.



Из рисунков хорошо видно, что реальная картина геологического разреза с достаточной точностью совпадает с прогнозной, полученной ПТК «Blast Maker».

## ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ РАЗВАЛА ГОРНОЙ МАССЫ ПРИ КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОМ ПОДРЫВЕ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

Воробьев Д.А. ([vorobev@istc.kg](mailto:vorobev@istc.kg)), Долгушев В.Г. ([slavado@istc.kg](mailto:slavado@istc.kg)),  
Коваленко В.А. ([kovalenko@istc.kg](mailto:kovalenko@istc.kg))

Институт коммуникаций и информационных технологий  
Кыргызско-Российского Славянского Университета

Как правило, разработка массивов скальных пород осуществляется посредством дробления целиковых блоков скважинными зарядами, которые располагаются в узлах многорядной сетки. Расстояние между соседними зарядами зависит от прочностных свойств горного массива и требуемой степени фрагментации. В момент взрыва вокруг скважин происходит интенсивное развитие радиальных и кольцевых трещин. Под действием ударной волны и пороховых газов раздробленные фрагменты блока смещаются в пространстве относительно своего первоначального положения. При этом величина смещения отдельных элементов может варьироваться в пределах взрываемого блока от миллиметров до десятков метров. Вся совокупность протекающих процессов приводит к тому, что форма исходного массива после взрыва изменяется, образуя так называемый «развал» горной массы.

Прогноз параметров развала крайне необходим при эксплуатации месторождения для подготовки рабочих площадок и обеспечения нормального функционирования транспортных и энергетических коммуникаций. Алгоритмы, используемые в программно-техническом комплексе Blast Maker, позволяют выполнять расчет общих характеристик развала (рис.1), таких как профиль образующейся выемки и предполагаемый контур границ разлета горной массы. Основанная на эмпирических зависимостях, данная методика вполне подходит для определения параметров рабочих площадок. Однако для организации селективной выемки горной массы необходим точный расчет пространственного расположения фрагментов рудного тела в образовавшемся развале.

При пластовом залегании руд, во время взрыва происходит частичное перемешивание полезного ископаемого и пустой породы (проблема «разубоживания»). Возможность подготовки прогноза о распределении различных фракций в развале является необходимым условием для формирования требуемых качественных характеристик горной массы, отправляемой на обогащение.

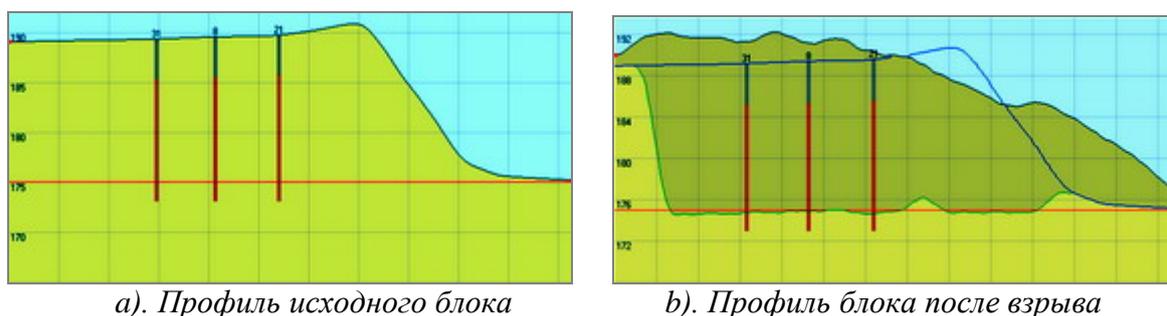


Рис.1. Расчет параметров развала в программе Blast Maker

Решение проблемы разубоживания потребовало существенной модификации и доработки математического аппарата ПТК Blast Maker для моделирования процессов дробления и разлета элементов блока при подрыве группы скважинных зарядов. В реализованной к настоящему времени схеме вычислений, расчеты производятся в два этапа. На первом этапе рассчитывается энергия взрыва, приходящаяся на каждый из элементарных объемов пространственной сетки блока. Шаг пространственной сетки

выбирается исходя из требований к среднему размеру кондиционных кусков. Вычисление энергии дробления выполняется с учетом применяемой схемы короткозамедленного взрывания и образующихся при этом свободных поверхностей. После определения энергии, затрачиваемой на разрушение каждого из элементарных объемов блока, рассчитывается фракционный состав взорванной массы.

При расчете фракционного состава используется экспериментальная кривая распределения размера кусков породы в зависимости от величины энергии дробления, приходящейся на единицу объема блока. Одновременно с расчетом энергий дробления и гранулометрического состава, производится вычисление полей скоростей и векторов сил (рис.2), действующих на каждый элементарный объем вследствие ударной волны и давления продуктов взрыва.

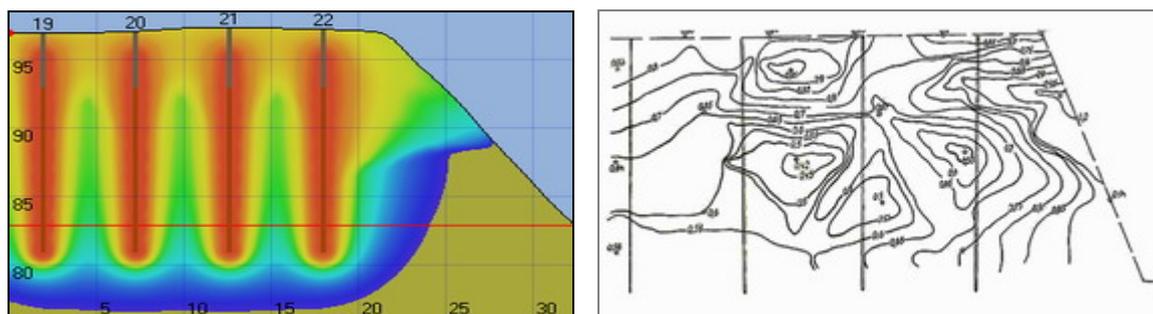


Рис.2. Диаграммы распределения энергии дробления и начальных импульсов разлета образовавшихся фрагментов

При взрывах в скальных породах значительная часть энергии расходуется на необратимые тепловые потери, и только часть энергии приходится на создание необратимых деформаций, разрушение массива и смещение раздробленных фрагментов. Величина энергии смещения на единицу объема породы зависит от давления на фронте ударной волны, которое определяется соотношением:

$$\begin{cases} D_{y\partial} = V_0^2 \frac{p_{y\partial} - p_0}{V_0 - V_{y\partial}}, \\ U_{y\partial} = (p_{y\partial} - p_0)(V_0 - V_{y\partial}), \quad \text{при } p > p_{np}. \end{cases} \quad (1)$$

где:  $D_{y\partial}$  - скорость фронта ударной волны;  $p_{y\partial}$  - давление на фронте волны;  
 $U_{y\partial}$  - скорость частиц за фронтом ударной волны;  
 $V_{y\partial}$  - удельный объем на фронте волны;  
 $p_0, V_0$  - начальное давление и удельный объем.

Исходя из данного соотношения, найдены следующие зависимости между давлением на фронте ударной волны и скоростью движения раздробленных фрагментов:

$$u = B \frac{t^{\frac{1}{5}}}{r^2}; \quad \frac{p}{\rho_0^*} \frac{B t^{\frac{4}{5}}}{5 r} - \frac{B^2 t^{\frac{2}{5}}}{2r^4} = 0; \quad B = r_0^2 u_n \tau^{\frac{1}{5}}; \quad (2)$$

$$\frac{u}{u_n} = \frac{2E_0}{4\pi\rho_0 R^3}; \quad E = E_0 - \xi \int_{r_0}^r \varepsilon 4\pi r^2 \rho_0 dr; \quad (3)$$

здесь:  $\rho_0$  - начальная плотность породы;  $\rho_0^*$  - плотность породы при давлении  $p$ ;  
 $r_0$  - радиус заряда ВВ;  $r$  - текущее расстояние до границы раздела;  
 $u_n$  - начальная скорость движения частиц породы;

$E_0$  - кинетическая энергия раздробленных фрагментов;

$\varepsilon$  - плотность энергии на единицу массы породы;

$\xi$  - коэффициент пропорциональности.

На следующем этапе расчетов накопленная кинетическая энергия разлетающихся кусков породы используется для точного определения конечного местоположения каждого из фрагментов и формирования геометрии развала. Решение задачи производится на основе использования модели с нулевой изменяемостью. С физической точки зрения модель с нулевой изменяемостью - это идеальная система, состоящая из упругих твёрдых тел, не изменяющих своей формы после соударения между собой. Несмотря на подобное упрощение, модель позволяет хорошо прогнозировать пространственную структуру получаемого развала. Данный фактор является определяющим, поскольку основной целью моделирования процессов разлёта и перемешивания взорванной горной массы является расчет конечного положения фрагментов рудного тела.

При заданных начальных импульсах и положениях фрагментов необходимо проследить изменение состояния исходной модели  $M$  от момента  $t = 0$  до момента  $t = T$  через заданные промежутки времени  $dt$ . На очередном временном шаге для каждого из исходных фрагментов решаются следующие задачи:

- Вычисление траектории движения фрагмента  $S$  под действием гравитации.
- Определение момента касания двух фрагментов  $S_1$  и  $S_2$ .
- Упругое нецентральное столкновение фрагментов  $S_1$  и  $S_2$ .
- Удар фрагмента  $S$  о свободную поверхность.

Координаты точек траектории движения фрагмента  $S$  под действием силы тяжести определяются уравнениями:

$$\ddot{x} = \vec{f}(t, \vec{x}, \dot{x}) = (0, -g); \quad \dot{x}(t_0 = 0) = \vec{V}_0; \quad \vec{x}(t_0 = 0) = (x_0, y_0) \quad (4)$$

$$\vec{y}_m = \vec{y}_{m-1} + \vec{f}(t_{m-1}, \vec{x}_{m-1}, \vec{y}_{m-1}) \cdot dt = (0, -g) \cdot dt, \quad \text{где } m = \overline{1, n}. \quad (5)$$

$$\vec{x}_m = \vec{x}_{m-1} + \vec{y}_m \cdot dt. \quad (6)$$

Точный момент касания, взаимное положение фрагментов и скорости в момент касания рассчитываются в соответствии с формулами:

$$t = (D_{12} - r_1 - r_2) / |u_1 + u_2|, \quad (7)$$

$$\vec{X}_1 = \alpha \vec{x}_{m+1} + (1 - \alpha) \vec{x}_m, \quad \vec{X}_2 = \alpha \vec{x}_{m+1} + (1 - \alpha) \vec{x}_m, \quad (8)$$

$$\vec{U}_1 = \alpha \vec{V}_{m+1} + (1 - \alpha) \vec{V}_m, \quad \vec{U}_2 = \alpha \vec{V}_{m+1} + (1 - \alpha) \vec{V}_m. \quad (9)$$

где:  $u_1, u_2$  - проекции векторов скоростей;  $r_1, r_2$  - размеры фрагментов.

Упругое нецентральное столкновение фрагментов  $S_1$  и  $S_2$ , обладающих массами  $m_1, m_2$  и скоростями  $\vec{V}_1, \vec{V}_2$ , описывается следующей системой уравнений:

$$m_1 \vec{U}_1 + m_2 \vec{U}_2 = m_1 \vec{V}_1 + m_2 \vec{V}_2 = \vec{P}, \quad (10)$$

$$\frac{|\vec{U}_1|^2}{2} + m_2 \frac{|\vec{U}_2|^2}{2} = m_1 \frac{|\vec{V}_1|^2}{2} + m_2 \frac{|\vec{V}_2|^2}{2} = \frac{K}{2}, \quad (11)$$

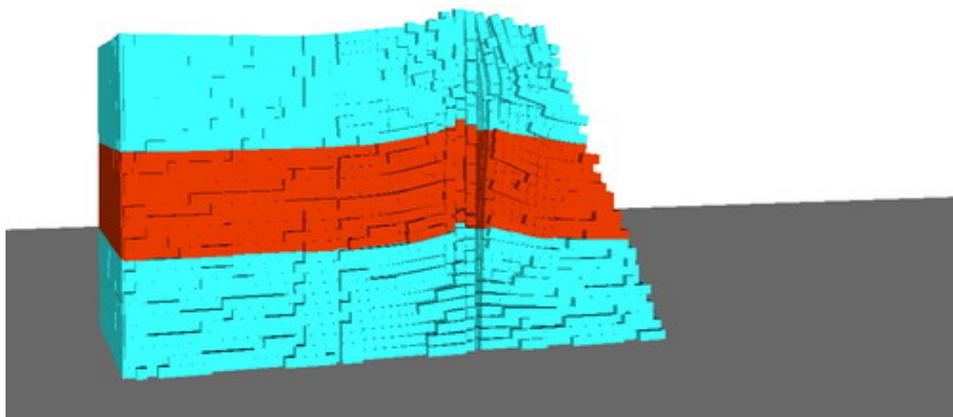
При этом скорости фрагментов после соударения вычисляются в соответствии с выражением:

$$u_1 = \beta s_1 \pm m_2 \alpha, \quad u_2 = \beta s_2 \pm m_1 \alpha, \quad \beta = \frac{P}{m_1 + m_2}, \quad \alpha = \frac{|\vec{V}_1 - \vec{V}_2|}{m_1 + m_2}. \quad (12)$$

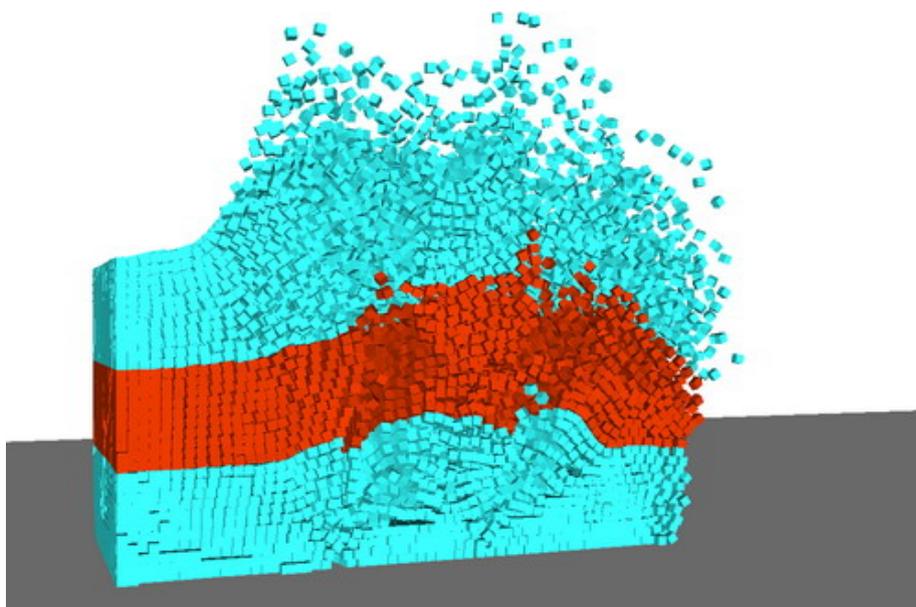
Решение задачи удара фрагмента о свободную поверхность включает в себя расчет момента касания и вычисление вектора скорости фрагмента после столкновения:

$$t \approx (D_m(O) - r) / |v|; \vec{U} = |\vec{V}| \sqrt{\beta} (2\vec{p} + \vec{i}) = V_{new} \vec{i}_{new}. \quad (13)$$

Непосредственный расчет формы развала (рис.3) производится путем вычисления относительных смещений всех элементарных фрагментов в соответствии с уравнениями (4)-(13).



a)  $t = 30.0$ м сек.



b)  $t = 600.0$ м сек.

Рис.3. Пример моделирования процессов разлета раздробленной горной массы.

Программная реализация указанных алгоритмов была произведена с использованием библиотечных функций свободно-распространяемого пакета *Open Dynamics Engine (ODE)*. Общий вид блок-схемы вычислений приведен на рисунке ниже:

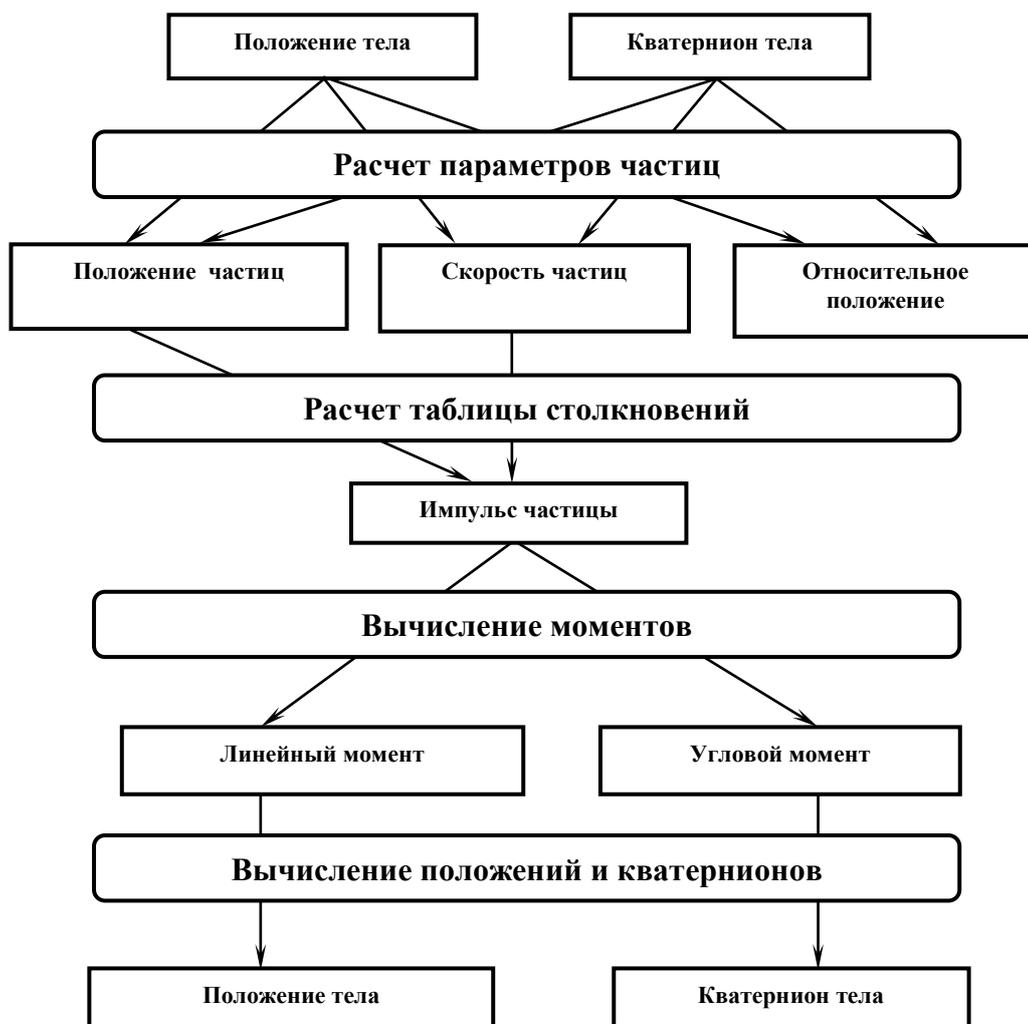


Рис.4. Блок-схема вычисления траекторий движения фрагментов

При программной реализации процедур для численного моделирования развала горной массы на основе пакета *ODE*, основное внимание было уделено решению двух проблем:

- Оптимизация процедур подготовки таблицы столкновений.
- Выбор формы геометрических тел и аппроксимация их пространства.

Таблица столкновений – это перечень тел, сталкивающихся на текущей вычислительной итерации, и главная особенность ее создания заключается в выборе метода определения пересечения двух геометрий. В тех случаях, когда вращение тела не учитывается, используется так называемый метод *AABB* (*axis aligned bounding box*) и пересечение геометрий тел рассматривается как задача о пересечении выровненных вдоль осей параллелепипедов. Вторым методом подготовки таблицы столкновений является *OBB* (*oriented bounding box*), который учитывает вращение тел. Также используются методы *sweep test* и *multisampling* – проверки протяженности и выборки положений. Последние методы применяются, когда в моделируемой системе присутствуют быстродвижущиеся тела и множественное применение методов типа *sweep test* или *multisampling* приводит к ресурсоемким вычислениям.

Выбор геометрической формы элементарных тел, на основе которых аппроксимируется взрываемый блок горной породы, имеет большую важность, так как непосредственно влияет на характер взаимодействия частиц во время протекания физического процесса. Так, в случае моделирования взрыва в горной породе, важно учитывать, что основной вид взаимодействия между частицами – удар. Именно за счет

множественных соударений происходит передача импульса из зоны камуфлетного действия взрыва остальным элементам системы. Важно отметить, что между частицами также присутствует трение, однако его влияние в процессе разлета менее значительно, чем влияние удара. Одновременно на выбор геометрии влияет и тот факт, что моделируемая система, как правило, является системой высокой плотности. Кроме того, сложность формы геометрического тела увеличивает время на проверку пересечения двух геометрий.

Результаты численных экспериментов (рис.5) показали, что наиболее оптимальной геометрией для аппроксимации элементарного объема, взрываемой горной породы является куб, поскольку аппроксимация пространства, построенная на его основе, позволяет учесть все факторы описанные выше.

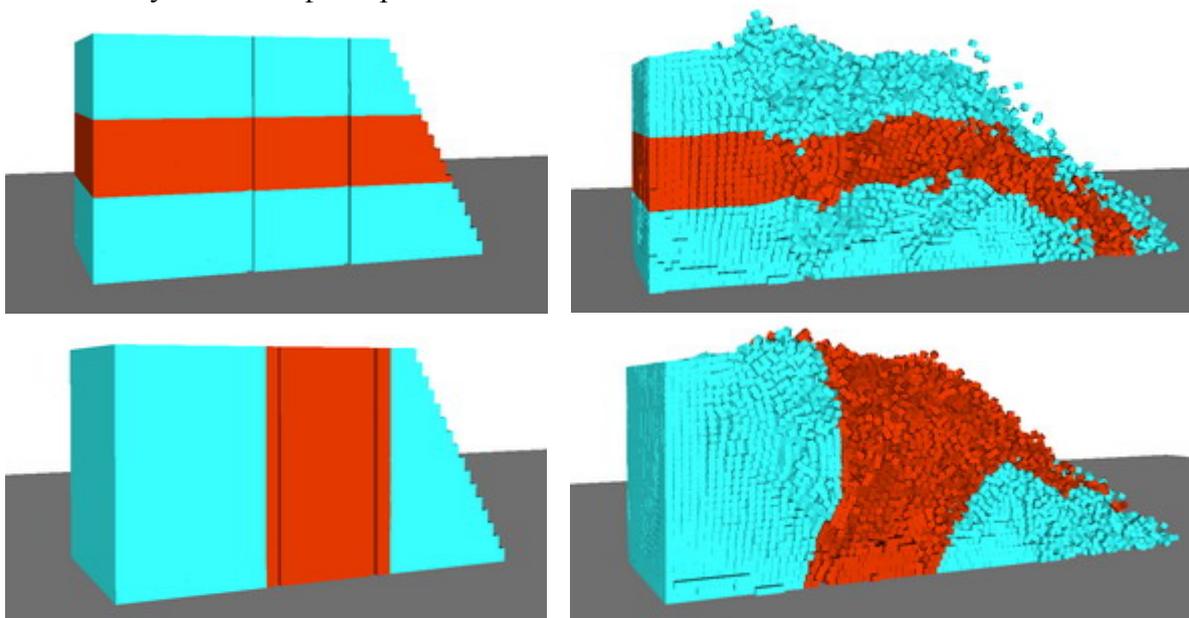


Рис.5. Результаты моделирования разубоживания рудных тел при различных типах прослоек

Настройка и тестирование программных модулей проводилась на основе сравнения геометрических характеристик развала, получаемых в результате численного моделирования, с формой развала, определяемого в соответствии с инженерной методикой расчетов, предложенной в [1] –[2] для продольных и поперечных схем короткозамедленного взрывания. В дальнейшем планируется выполнить калибровку параметров моделирования по результатам проведения реальных взрывов.

Список литературы:

1. Додис Я.М. Некоторые результаты моделирования процесса перемещения горной массы при короткозамедленном взрывании // В кн.: Сейсмика и взрывное разрушение горных пород. Фрунзе, «Илим», 1974.
2. Ракишев Б.Р. О моделировании процесса образования навала взорванной породы // Сб. Взрывное дело. Москва, «Недра», 1976.

ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ  
В ПО "BLAST MAKER"

Татарчук С. ([steve@istc.kg](mailto:steve@istc.kg)), Долгушев В.Г. ([slavado@istc.kg](mailto:slavado@istc.kg)),  
Институт Коммуникаций и Информационных Технологий  
Кыргызско-Российского Славянского университета

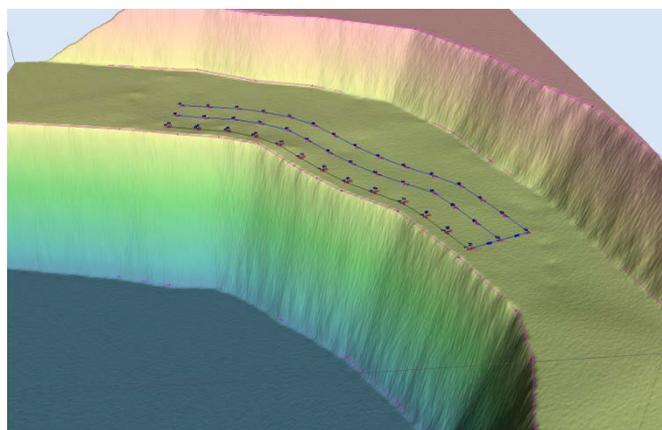
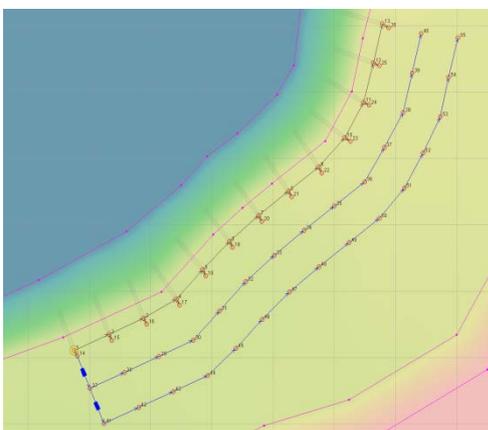
Программный пакет САПР БВР «Blast Maker» - является комплексом программных средств, объединяющих цифровую модель месторождения, способы и средства сбора информации о среде, математическую модель взаимодействия заряда со средой, и средства проектирования массовых взрывов на карьерах и разрезах.

Аккумулируя всю доступную информацию о горном массиве, пробуренных скважинах, характеристиках ВВ, способе монтажа взрывной сети, пакет ПО позволяет в итоге рассчитывать распределение энергии взрыва в массиве, прогнозировать фрагментационный состав горной массы после взрыва, а также положение этой горной массы (поверхность после взрыва и объем разрушенной горной массы).

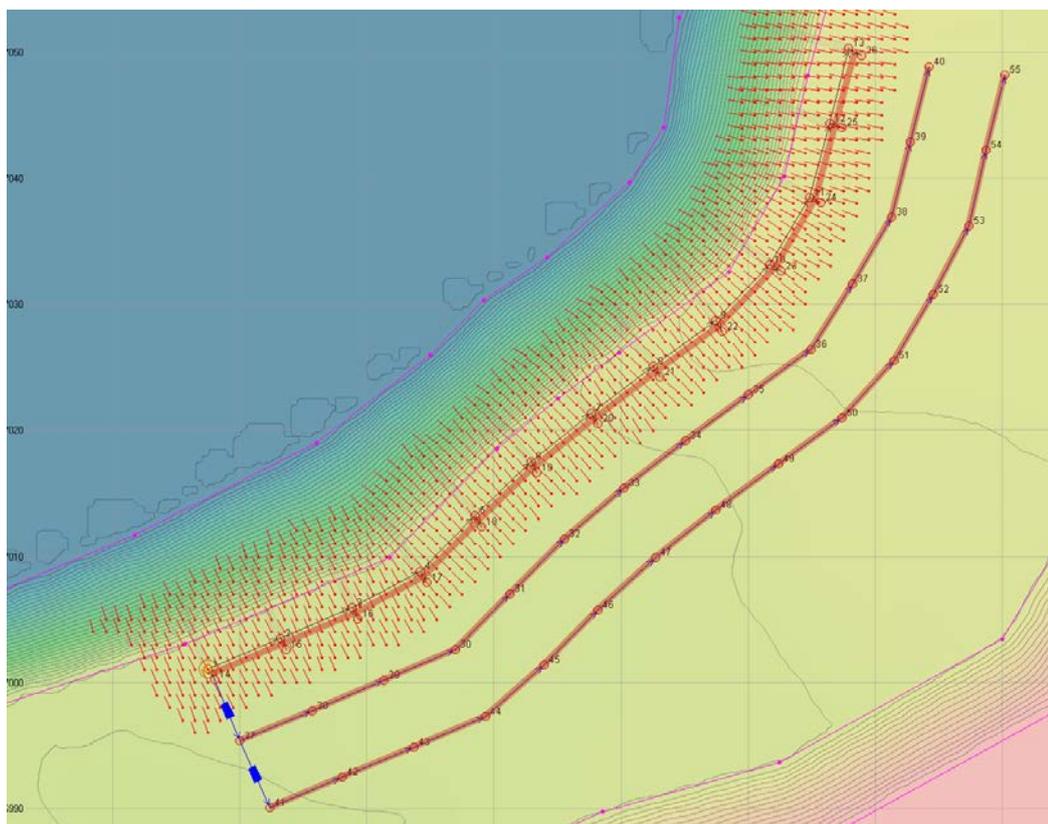
Расчет распределения энергии взрыва проводится следующим образом: весь массив обуренной горной массы делится на конечные кубические элементы объема размером 0.5x0.5x0.5м, далее для каждого элемента рассчитывается энергия взрыва, дошедшая до каждого элементарного объема от всех взрывающихся зарядов, с учетом схемы короткозамедленного взрывания, образующихся и существующих свободных поверхностей, свойств ВВ и пород, образующих блок. Полученный результат используется для расчета фрагментации горной массы и определения того объема, который можно считать разрушенным данным взрывом, на основе предельного размера среднего куска.

При расчете развала используются результаты моделирования распределения энергии, которые определяют ту часть массива, которая будет разрушена взрывом. Дополнительно, в соответствии со схемой короткозамедленного взрывания, определяются группы одновременно взрывающихся скважин (как правило, это ряды), и для этих групп определяются результирующие вектора действующих сил, на основе геометрического положения зарядов, существующих на данный момент свободных поверхностей, и модели распределения энергии.

На основе полученных векторов рассчитывается движение и конечное положение элементарных объемов горной массы, с учетом возможности скатывания (осыпания) склона). При этом, разумеется, принимается во внимание мат. модель поверхности, окружающей текущий моделируемый блок. То есть, возможно, перемещение горной массы на несколько горизонтов вниз, например:



Моделируемый блок в 2D и 3D представлении, 3 ряда скважин, порядное взрывание



Группы одновременно взрывающихся скважин; Детонация 1 ряда; Вектора скоростей

Подобный расчет требует достаточно больших вычислительных ресурсов - как оперативной памяти, так и ресурсов процессора, из-за значительного числа элементарных объемов и сложных вычислений, которые необходимо провести для каждого из них.

Например, для условного блока 200 x 50 x 10м, число элементарных кубических объемов будет равно примерно 800000-1000000, и расчет развала в зависимости от конфигурации компьютера может занять 20-40 минут. И это уже после применения различных оптимизаций, направленных на максимальное ускорение расчета задачи.

Перед нашим коллективом со стороны заказчиков регулярно ставилась задача о прогнозировании финального положения горной массы и полезного ископаемого в нем, с дальнейшим анализом разубоживания, потерь и так далее.

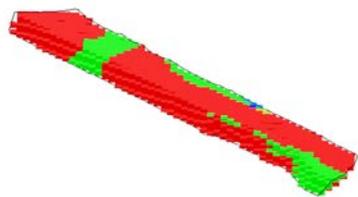
Решение задачи откладывалось не только из-за ее крайней вычислительной и методологической сложности, но и потому, что не было достаточно подробных и вычислительно удобных данных о распределении физических свойств горной массы в пространстве, и в частности - о содержании полезного ископаемого.

Наиболее приемлемый вариант - блочные модели - существовали на горных предприятиях, в разной степени проработанности и актуальности, но не использовались непосредственно при проектировании массовых взрывов.

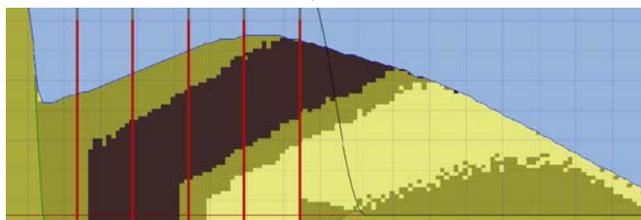
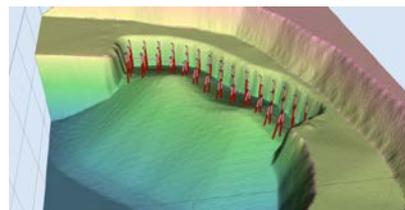
Со временем ситуация стала меняться, и в ПО Blast Maker появилась возможность импортировать и использовать при проектировании блочные модели, задающие интересующие нас параметры.

Это позволило развить модель развала и приблизиться к решению задачи прогнозирования конечного положения горной массы и содержания полезного ископаемого в развале.

Блочная модель–Содержание ПИ



Модель развала

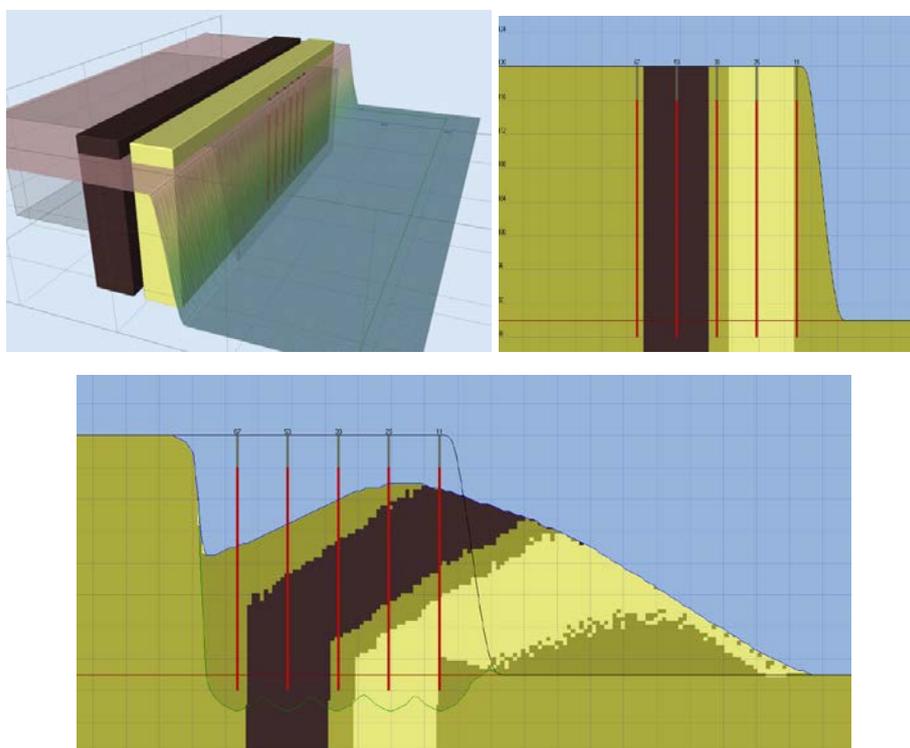


Модель смещения и разубоживания полезного ископаемого

До модернизации модель развала как результат работы выдавала только поверхность развала и выемки блока, без детализации перемещений горной массы "внутри" массы развала. Это позволяло значительно экономить ресурсы оперативной памяти.

Для решения задачи потребовалось сохранять весь массив перемещенной взорванной массы, с отсылкой к первоначальному положению блока в пространстве, что позволяет перейти к блоку соответствующей блочной модели, и содержанию полезного ископаемого соответственно.

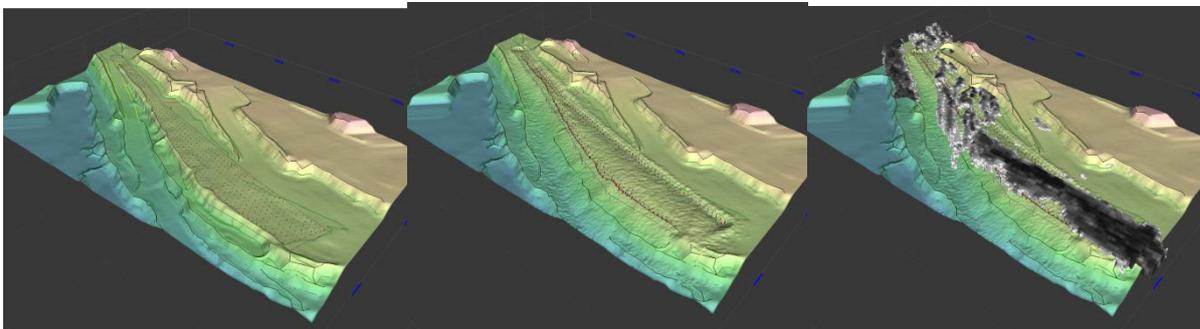
В результате расчета развала получается по сути блочная модель с размерами блоков по полметра, для каждого их которых можно установить искомый показатель содержания на основе его первоначального положения в массиве.



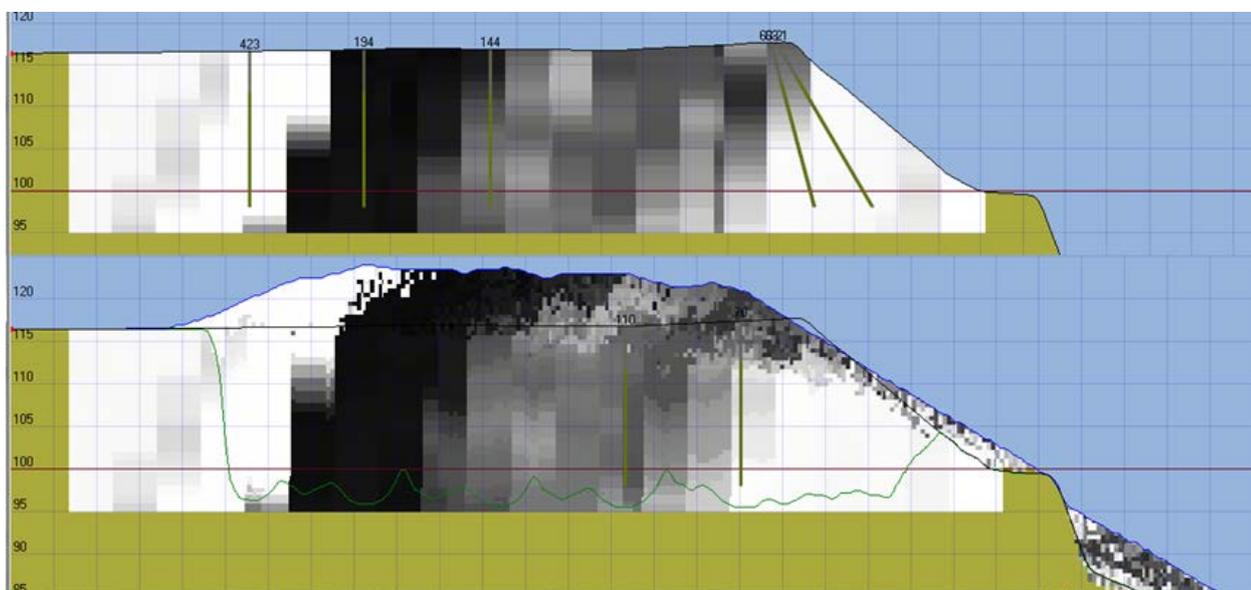
Блок в 3Д с двумя тестовыми блоками блочной модели; вертикальное сечение; сечение развала с прогнозом смещения полезного ископаемого

Для получения окончательного решения остается перейти к блочной с параметрами, которые необходимы заказчику - размер блоков, привязка начала блочной модели и так далее.

На рисунках представлены первые пробные расчеты на реальном промышленном блоке, полезное ископаемое - железная руда.



Исходный блок: развал, развал с исходной блочной моделью содержания



Вертикальное сечение - до и после расчета развала

Подводя итог, можно сказать, что применение блочных моделей позволяет лучше учитывать изменение свойств горной массы в пространстве, а комплексе с моделью развала горной массы в перспективе позволяет решать в текущем промышленном проектировании массовых взрывов задачу определения смещения и разубоживания полезного ископаемого после массового взрыва.

## ЭЛЕМЕНТЫ ПРОСТРАНСТВЕННОГО АНАЛИЗА В ПРОГРАММЕ "BLAST MAKER".

*Воробьев Д.А. ([vorobev@istc.kg](mailto:vorobev@istc.kg)) ,  
Институт коммуникаций и информационных технологий  
Кыргызско-Российского Славянского университета*

В рамках данной статьи предлагается рассмотреть программу «Blast Maker» с позиций географической информационной системы, объектом исследования которой является карьерное поле; и в состав которой входит набор инструментов, предназначенных для выполнения пространственного анализа данных, составляющих содержание проекта. На различных этапах процесса проектирования результаты пространственного анализа могут обеспечить проектировщика дополнительной информацией для принятия важных решений и, позволяющей избежать возможные производственные проблемы, которые могут возникнуть на этапе реализации проекта.

Пространственный Анализ – это набор алгоритмов, позволяющих произвести анализ размещения, связей, а также иных пространственных отношений пространственных объектов. В самом широком смысле алгоритмы пространственного анализа позволяют решать различные задачи геоинформационного анализа, и в своей основе представлены тремя основными подходами:

- Упрощение данных карты;
- Выяснение факта случайности;
- Поиск причинно следственных связей одних факторов от других.

В таблице 1 приведена классификация задач, решаемых в программе «Blast Maker» в соответствии с типовыми задачами пространственного анализа, предложенных в [1].

Таблица 1 Типовые задачи пространственного анализа

Типовые задачи пространственного анализа	Задачи решаемые в программе «Blast Maker»
Определение геометрических характеристик геопространства	Измерение линейных расстояний (в плане и в пространстве) Измерение периметра полигональных объектов (например, контур блока и геологические контуры) Вычисление площадей и объемов (измерение объема блока и выбранной области)
Определение топологических характеристик и пространственных отношений объектов	Анализ корректности данных проекта Моделирование разрывов схемы инициирования скважинных зарядов Подсчет количества скважин, которые необходимо перебурить или подсыпать на основании маркшейдерских измерений.
Выполнение булевых операций над объектами	Рисование и анализ геологической карты и геологических сечений.
Построение буферных зон	Построение зоны разрушения вокруг отдельно взятой скважины Построение границы опасной зоны
Анализ поверхностей	Трехмерная визуализация проектируемого участка буровзрывных работ
Анализ пространственного распределения объектов	Автоматическая расстановка скважин с учетом прочностных свойств горных пород

Необходимо учитывать, что в программе «Blast Maker» карта проекта буровзрывных работ, на самом деле представляет собой трехмерный объект, включающий в себя пространственную информацию о расположении всех объектов проектирования в отношении с требованиями Госгортехнадзора и планирования горных работ. Так в состав карты проекта входят:

- Цифровая модель рельефа;
- Разметка границ участка проектируемого блока;
- Информация о распределении и содержании полезных ископаемых;
- Разметка скважин в проекте на бурение;
- Информация о фактическом расположении и параметрах пробуренных скважин;
- Распределение прочностных характеристик горных пород по глубине борта, а также в направлении фронта горных работ;
- Применяемые конструкции зарядов;
- Схема инициирования скважинных зарядов и применяемые средства инициирования и средства коммутации.

Характер объектов карты проекта определяет качественные требования к ним и к результатам работы модельных алгоритмов пространственного анализа, предложенных в программе «Blast Maker» и, применяемых для анализа реальной ситуации возникающей на участке буровзрывных работ и для прогнозирования последствий принятия тех или иных решений с учетом ограничений математических моделей и их программной реализации. В таблице 2 приведен список этих алгоритмов, каждый из которых представляет собой то или иное направление пространственного анализа[2].

Таблица 2 Направления пространственного анализа

Направление пространственного анализа	Модельные алгоритмы программы «Blast Maker»
Пространственный прогноз	Моделирование взрыва Прогнозирование формы развала Прогнозирование гранулометрического состава Прогнозирование качества взрыва
Изучение изменения объектов в пространстве	Исследование изменения прочностных свойств пород по глубине борта на основании энергоемкости бурения Анализ распределения полезных ископаемых до и после проведения буровзрывных работ. Прогнозирование разрывов схемы инициирования скважинных зарядов

Качество работы модельных алгоритмов напрямую зависит от решений, которые специалист-проектировщик буровзрывных работ принимал на этапе проектирования расположения объектов проектирования. В связи с этим, в программе «Blast Maker» реализован модуль, решающий задачи определения топологических характеристик и пространственных отношений объектов проектирования. Он применяется для анализа корректности данных, и включает в себя набор алгоритмических решений задач вычислительной геометрии применительно к условиям проектирования БВР. Модуль предусматривает группировку объектов проектирование по типам (таблица 3), и предоставляет количественный отчет о найденных ошибках и неточностях в проекте буровзрывных работ.

Таблица 3 Анализ корректности данных проекта БВР

Тип объекта проектирования	Типы ошибок
Скважины	Скважины совпадающие в плане Скважины вне блока Скважины не лежащие на поверхности Скважины без имени Скважины с одинаковыми именами Скважины с превышенной суммарной длиной заряда Скважины пересекающиеся в пространстве Скважины близко прилежащие к верхней бровке Скважины с заданным уровнем обводнения Скважины с неводоустойчивым ВВ в зоне обводнения Скважины с заданным зарядом Скважины пересекающиеся с поверхностью
Коммутация	Нескоммутированные скважины
Рельеф	Элементы рельефа с нулевой высотной отметкой Совпадающие элементы рельефа Линейные сегменты состоящие из одного элемента
Предупреждения общего назначения	Задание верхней бровки Проверка задания уровня обводнения

Долговременное хранение информации в базе данных программы позволяет анализировать данные взятые в различные промежутки времени и объединять их с целью изучения более обширного географического участка. Таким образом, программа «Blast Maker» представляет собой полноценную географическую информационную систему, позволяющую решать не только насущные производственные задачи, но при желании, углубленно анализировать характер реализации буровзрывных работ, выявляя существенные взаимосвязи, позволяющие повышать качество взрыва.

Отметим также, что пространственный анализ, рассматриваемый в контексте горного производства интересен, прежде всего, с экономической стороны. Как известно, снижение затрат на проведение буровзрывных работ без ущерба влияния на качество взрыва является одной из острых проблем горного производства. Поэтому эффективное использование моделей и методов программы «Blast Maker», описанных выше, позволяет вести проектирование буровзрывных работ, варьируя различными элементами проекта, изменяя его экономические показатели.

Список литературы:

1. Пространственный анализ //Иркутский региональный центр геоинформационных технологий РАН (<http://giscenter.icc.ru/yuric/Lectures/spatial.htm>)
2. Пасхина М.В. Пространственный анализ в ГИС-системах: сущность, направления, возможности (Часть 1) // Ярославский педагогический вестник-2011 №1-Том III (Естественные науки).

## МЕТОД КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ДЛЯ РАСЧЕТА СЕЙСМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ПРИ МАССОВОМ ВЗРЫВЕ

*Райымкулов М.А. ([rmarat@istc.kg](mailto:rmarat@istc.kg)), Воробьев Д.А. ([vorobev@istc.kg](mailto:vorobev@istc.kg)), Борисенко В.А.*

Институт коммуникаций и информационных технологий  
Кыргызско-Российского Славянского университета

Введение. Моделирование распределения сейсмических волн в массиве при массовых взрывах позволяет оценивать сейсмическое воздействие на различные сооружения, расположенных вблизи ведения горных работ. В качестве оценки сейсмостойкости приняты максимальные ускорения, скорости колебания и максимальные смещения. В силу того, что скорости смещения грунта при сейсмическом воздействии лучше коррелируют с повреждениями сооружений, в горном деле нормируются предельно допустимые скорости смещения грунта  $\dot{u}_{кр}$ . Деформации и разрушения сооружений, расположенных на одинаковых грунтах происходят в случае, когда  $\dot{u} \geq \dot{u}_{кр}$ .

Скорость смещения основания при массовом взрыве может быть вычислена согласно формуле Садовского [1]:

$$\dot{u} = \alpha \left( \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1.5}, \quad (1)$$

где  $\{\dot{u}\}$  - скорость смещения,  $\alpha$  - коэффициент пропорциональности, зависящий от технологии взрывных работ и от свойств среды,  $Q$  - масса одновременно взрываемых зарядов,  $R$  - расстояние от зарядов до точки замера интенсивности колебания. Выражение (1) дает качественную оценку ожидаемого сейсмического воздействия, при этом данная оценка имеет низкую точность, поскольку в ней пренебрегаются многие факторы, существенно влияющие на динамику сейсмического воздействия: геология среды и параметр взрыва.

Для более точной оценки сейсмического воздействия используется метод регистрации скоростей и ускорений поверхностей грунта под защищаемым объектом при ведении массовых взрывов и сравнение фактических скоростей и ускорений с максимально допустимыми расчетными скоростями и ускорениями. Однако данный метод не позволяет проследить за динамикой распространения сейсмического воздействия во всем массиве, в том числе и на сооружения.

Наряду с методом регистрации разрабатываются программные продукты, в которых моделируется процесс сейсмического распространения, что позволяет исследовать различные аспекты динамики сейсмического воздействия. Расчет сейсмического воздействия на сооружения посредством прямого интегрирования уравнений движений применяется в таких программных пакетах как ЛИРА-САПР [2], ANSYS [3], в свободно распространяемой программе AdventureImpact [4] и др. В данной статье рассматривается численная модель, позволяющая рассчитывать распространение сейсмических колебаний при массовых взрывах.

Методика расчета. Рассмотрим систему, состоящую из конечного числа узлов, связанных между собой упругими связями. Тогда на каждый узел действуют силы четырех типов: внешняя приложенная сила  $f(\vec{r}, t)$ , сила инерции  $F_{ij}$ , сила затухания  $F_{Dj}$  и сила упругости  $F_{Sj}$ . Для каждой степени свободы уравнения динамического равновесия узла имеет вид:

$$F_{ij} + F_{Dj} + F_{Sj} = f_j(t) \quad (2)$$

или в матричной форме:

$$\{F_{ij}\} + \{F_D\} + \{F_S\} = \{f\}. \quad (3)$$

Силу упругости удобно выразить через соответствующую систему коэффициентов:

$$F_{sj} = \sum_i k_{ij} u_i, \quad (4)$$

где  $k_{ij}$  соответствует значению силы, действующей в координате  $i$ , при единичном перемещении координаты  $j$ .

Выражение для силы упругости перепишем в матричной форме:

$$\begin{pmatrix} F_{S1} \\ F_{S2} \\ F_{S3} \\ \dots \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} k_{11} & k_{12} & k_{13} & \dots \\ k_{21} & k_{22} & k_{23} & \dots \\ k_{31} & k_{32} & k_{33} & \dots \\ \dots & \dots & \dots & \dots \end{pmatrix} \begin{pmatrix} u_1 \\ u_2 \\ u_3 \\ \dots \end{pmatrix} \quad (5)$$

или

$$\{F_S\} = [K]\{u\}, \quad (6)$$

где  $[K]$  - матрица жесткости, зависящая от физических и геометрических свойств материалов,  $\{u\}$  - вектор смещений.

Силы затухания пропорциональны скоростям, т.е.

$$\{F_D\} = [C]\{\dot{u}\}, \quad (7)$$

где  $[C]$  - матрица затухания или матрица демпфирования,  $\{\dot{u}\}$  - вектор скоростей.

Таким образом, выражение (2) может быть представлено в виде пространственно-дискретизированных эллиптических уравнений структурной динамики:

$$[M]\{\ddot{u}\} + [C]\{\dot{u}\} + [K]\{u\} = \{f\}, \quad (8)$$

где  $[M]$  - матрица масс,  $\{\ddot{u}\}$  - векторы ускорений. Данное уравнение представляет собой условие динамического равновесия системы, с учетом всех степеней свободы.

Приведенное уравнение для временных последовательностей абсолютных смещений каждого из узлов конечно-элементной модели под действием динамических нагрузок является расчетной моделью для свободно-распространяемой программы с открытым кодом AdventureImpact [4].

Аппроксимируем значение ускорений и скоростей на  $n$  временном шаге, используя метод центральных разностей:

$$\{\ddot{u}\}_n = \frac{\{u\}_{n+1} - 2\{u\}_n + \{u\}_{n-1}}{(\Delta t)^2}, \quad (9a)$$

$$\{\dot{u}\}_n = \frac{\{u\}_{n+1} - \{u\}_{n-1}}{2\Delta t}, \quad (9b)$$

здесь:  $\Delta t$  - временной шаг;  $\{u\}_{n+1}$ ,  $\{u\}_{n-1}$  - величины смещений на  $(n+1)^{th}$  и  $(n-1)^{th}$  шагах соответственно.

Подставляя выражения скоростей и ускорений в уравнение движения, получаем дискретизацию по времени:

$$\left( \frac{1}{(\Delta t)^2} [M] + \frac{1}{2\Delta t} [C] \right) \{u\}_{n+1} = \{f\}_n - \left( [K] - \frac{2}{(\Delta t)^2} [M] \right) \{u\}_n - \left( \frac{1}{(\Delta t)^2} [M] + \frac{1}{2\Delta t} [C] \right) \{u\}_{n-1} \quad (10)$$

Матрица сопротивления в общем случае имеет вид

$$[C] = \alpha[M] + \beta[K] + \sum \beta_j [K_j], \quad (11)$$

где  $\alpha, \beta$  - некоторые коэффициенты.

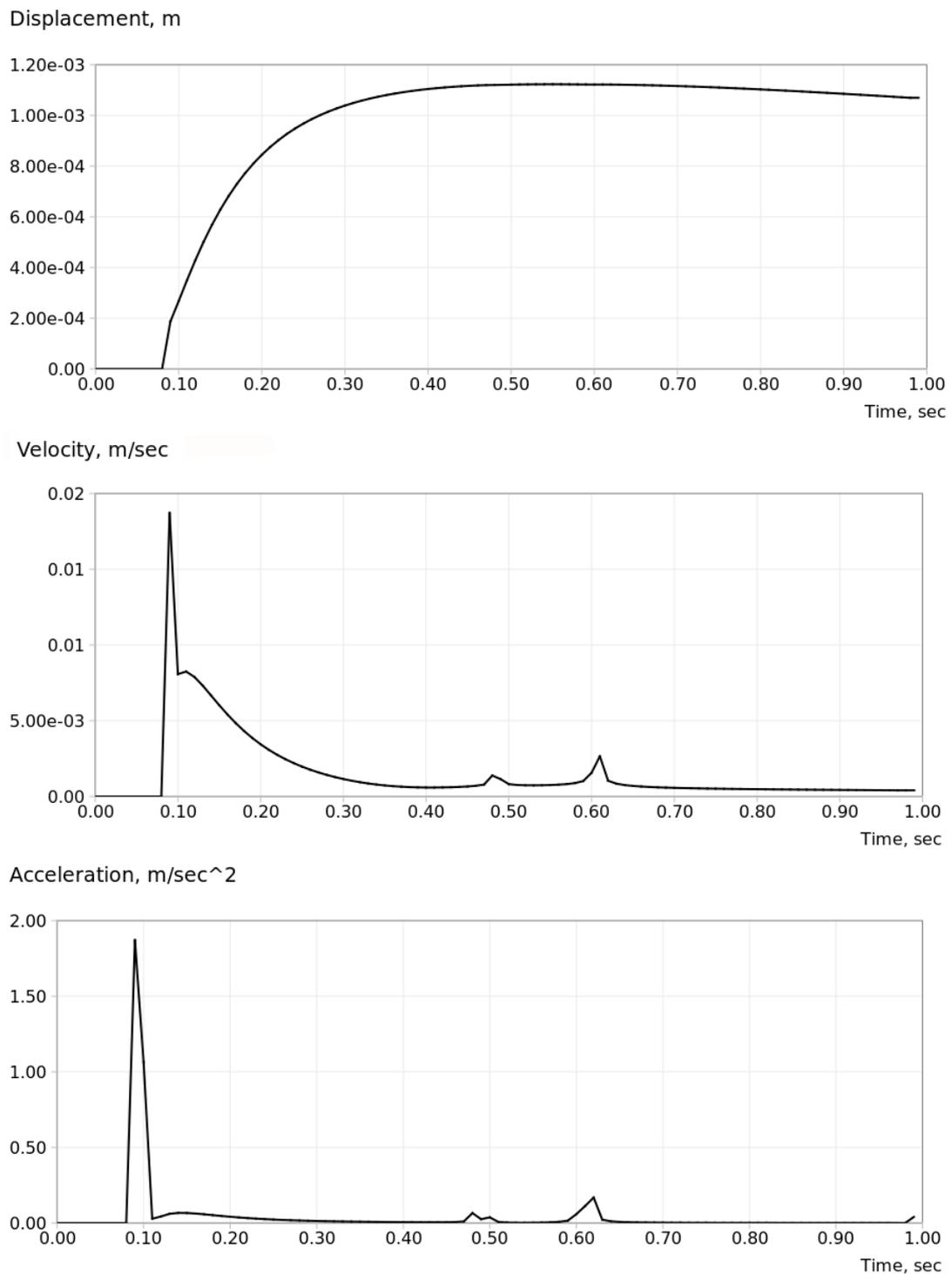


Рис.1 Графики смещения, велосиграмма и акселорграмма в точке кровли подземной выработки, расположенной на расстоянии 200 м от контура взрывания: мгновенный взрыв, 50 скважин. Основная среда - алевролит

Линеаризированная модель. При учете взаимодействия только между ближайшими соседними узлами, силу упругости (4) можно записать в следующем виде:

$$\vec{F}_{Si,j,k} = k[(\bar{u}_{i,j,k} - \bar{u}_{i-1,j,k}) + (\bar{u}_{i,j,k} - \bar{u}_{i+1,j,k}) + (\bar{u}_{i,j,k} - \bar{u}_{i,j-1,k}) + (\bar{u}_{i,j,k} - \bar{u}_{i,j+1,k})] + k[(\bar{u}_{i,j,k} - \bar{u}_{i,j,k-1}) + (\bar{u}_{i,j,k} - \bar{u}_{i,j,k+1})] \quad , (12)$$

а силу затухания определим как:

$$\bar{F}_{Di,j,k} = C[(\dot{u}_{i,j,k} - \dot{u}_{i-1,j,k}) + (\dot{u}_{i,j,k} - \dot{u}_{i+1,j,k}) + (\dot{u}_{i,j,k} - \dot{u}_{i,j-1,k}) + (\dot{u}_{i,j,k} - \dot{u}_{i,j+1,k})] + C[(\dot{u}_{i,j,k} - \dot{u}_{i,j,k-1}) + (\dot{u}_{i,j,k} - \dot{u}_{i,j,k+1})] \quad (13)$$

В непрерывном виде уравнение движение для данной модели имеет вид волнового уравнения с затухание:

$$\frac{\partial^2 u}{\partial t^2} - \frac{1}{\nu^2} \frac{\partial^2 u}{\partial x^2} + c \frac{\partial^3 u}{\partial t \partial x^2} = f(x, t), \quad (14)$$

где  $f(x, t)$  - воздействующая внешняя сила. Данная модель детально рассматривалась в работах [5], [6].

Расчеты. При расчете на программе AdventureImpact, в качестве входных данных, определяющих физико-механические свойства горных пород, использованы модуль Юнга, коэффициент Пуассона, удельная плотность породы и коэффициент ударной вязкости. Для описания динамического воздействия в модели использованы функции распределения нагрузок и смещений. При этом учитывается тот факт, что до 50% энергии взрыва распределяется на сейсмическое воздействие, представляющее собой упругие колебания среды. При этом сейсмические колебания начинаются за зоной дробления на расстоянии 60-80 диаметра заряда [1] – это соответствует области задания нагрузок.

Выходными данными программы являются величины смещений в узлах конечно-элементной модели для различных моментов времени. На основе получаемых значений величин смещений можно судить о качественной картине сейсмического воздействия, распределения скоростей смещения на различные сооружения и т.д.

На рис.1 представлены результаты численного моделирования сейсмического воздействия на горный массив при мгновенном взрыве. Сейсмическая нагрузка задавалась в виде временных графиков нагрузки, приложенных к узлам скважин. Подготовка исходных данных для расчета (создание конечно-элементной модели, задание прочностных характеристик пород, подготовка диаграмм смещений, установка начальных и граничных условий и т.д.) выполнена при помощи программы ImpactMesher. Конечноэлементная модель массива включает в себя 4.7 млн. тетраэдральных элементов. Для визуализации результатов моделирования использовалась программа ParaView.

Список литературы:

1. Додис Я.М., Нифадьев В.И. Разрушение горных пород при бурении и взрыве. Бишкек, 2006 – 373 с.
2. <http://www.liraland.ru>
3. <http://www.ansys.com>
4. <http://adventure.q.t.u-tokyo.ac.jp>
5. Долгушев В.Г., Воробев Д.А., Райымкулов М.А. Особенности расчета диссипации энергии при моделировании развала горной массы. Передовые технологии на карьерах, сборник докладов, 7-10 сентября, 2010г.
6. Воробьев Д.А., Райымкулов М.А. Численное моделирование динамики рудных тел в процессе взрывания горной массы. Передовые технологии на карьерах, сборник докладов, 6-9 сентября, 2011г.
7. Назаров Ю.П. Аналитические основы расчета сооружений на сейсмические воздействия: -М.: Наука, 2010. - 468 с.
8. А. С. Городецкий, И. Д. Евзеров. Компьютерные модели конструкций. Киев: издательство «Факт», 2007. — 394 с.

## **I. Введение**

Эксплуатация большинства месторождений связана, как правило, с необходимостью предварительного рыхления горной массы. Для проведения вскрышных и добычных работ на карьерах с преобладанием скальных пород, наиболее является дробление отдельных блоков массива группами скважинных зарядов. От качества подготовки массовых взрывов зависят объемы вторичных буровзрывных работ (дробление негабаритов, устранение порогов в подошвах уступов и т.д.) и эффективность последующих производственных процессов, в частности, экскавации, транспортировки и дополнительного измельчения руды для ее обогащения.

Неоднородность прочностных свойств горных пород остается главным фактором, осложняющим проектирование взрывных работ и достижение требуемого качества дробления горной массы. Геологическая разведка в общем случае не может дать достаточно полной информации, так как шаг сетки разведочных скважин обычно слишком велик. Поэтому в отсутствии реальных данных о районировании карьерного поля, проектировщики при отбойке сложно-структурированных массивов намеренно завышают объемы бурения и количество взрывчатых веществ (ВВ) в скважинах.

Одним из эффективных способов получения сведений о свойствах взрываемого массива является использование информации, получаемой в процессе бурения скважин. Данный подход привлекателен тем, что не нарушает существующую технологию ведения работ на карьере и не требует дополнительных затрат на проведение геологических исследований, связанных с определением физико-прочностных характеристик слагающих пород блока. Программно-технический комплекс (ПТК) «Blast Maker» - практическая реализация такого подхода на основе передовых технологий в микропроцессорной технике и программировании. Автоматизированное проектирование буро-взрывных работ с использованием этого комплекса обеспечивает расстановку скважин, учитывающую геометрию блока и свойства горных пород, и рациональное распределение скважинных зарядов для наиболее эффективного дробления горной массы. В условиях высокой интенсивности горных работ на карьерах ПТК «Blast Maker» обеспечивает оперативность и многовариантность проектных решений при выполнении БВР.

## **II. Состав и основные характеристики программных компонентов комплекса**

Программный пакет САПР БВР «Blast Maker» - является комплексом программных средств, объединяющих цифровую модель месторождения, средства сбора информации о среде, математическую модель взаимодействия заряда со средой, и средства, обеспечивающие подготовку необходимой проектной документации для производства массовых взрывов. Структурно САПР БВР состоит из набора модулей, которые могут функционировать как в составе комплекса, так и независимо от него. Обмен информацией между отдельными модулями осуществляется через единую базу данных. Основными модулями САПР БВР являются:

- цифровая модель месторождения - для сбора, анализа и хранения геологической и технологической информации в трехмерном виде;
- цифровая модель поверхности карьера - обеспечивает построение карты поверхности карьера и выполнения операций горно-геометрического анализа;
- модуль проектирования БВ - для расчета параметров массового взрыва и расстановки скважин на взрываемом блоке;

- модуль имитационного моделирования - для оценки качества массового взрыва и прогноза параметров развала;
- модуль импорта-экспорта данных - обеспечивает взаимодействие пакета САПР БВР с программными продуктами, используемыми на предприятии;
- генератор выходных документов - предназначен для выполнения работ, связанных с подготовкой и выпуском проектной документации на массовый взрыв.

**Цифровая модель месторождения** является информационной основой САПР БВР. Основные функции цифровой модели месторождения включают в себя обработку и анализ данных, полученных с буровых станков и моделирование свойств горных пород в пределах карьерного поля. В САПР БВР для построения модели используется метод нерегулярных узловых элементов. Месторождение представляется как трехмерное поле распределения свойств горного массива, и узловые элементы располагаются в точках, где значения исследуемых параметров известны. Это может быть, например, энергоемкость бурения, содержание полезного ископаемого, любые другие количественные характеристики, полученные на этапе геологической разведки или в процессе разработки месторождения. Величина исследуемого параметра в произвольно заданной точке находится путем интерполяции значений узловых элементов, пространственно окружающих эту точку. Подобная реализация цифровой модели обладает следующими достоинствами:

- интерполяция пространственного распределения параметров обеспечивает высокую достоверность в любой точке области;
- количество параметров, хранимых в узлах нерегулярной сетки, может быть неограниченным;
- наряду с количественными параметрами в узлах сетки можно хранить и качественные признаки;
- обеспечивается простота корректировки и уточнения модели.

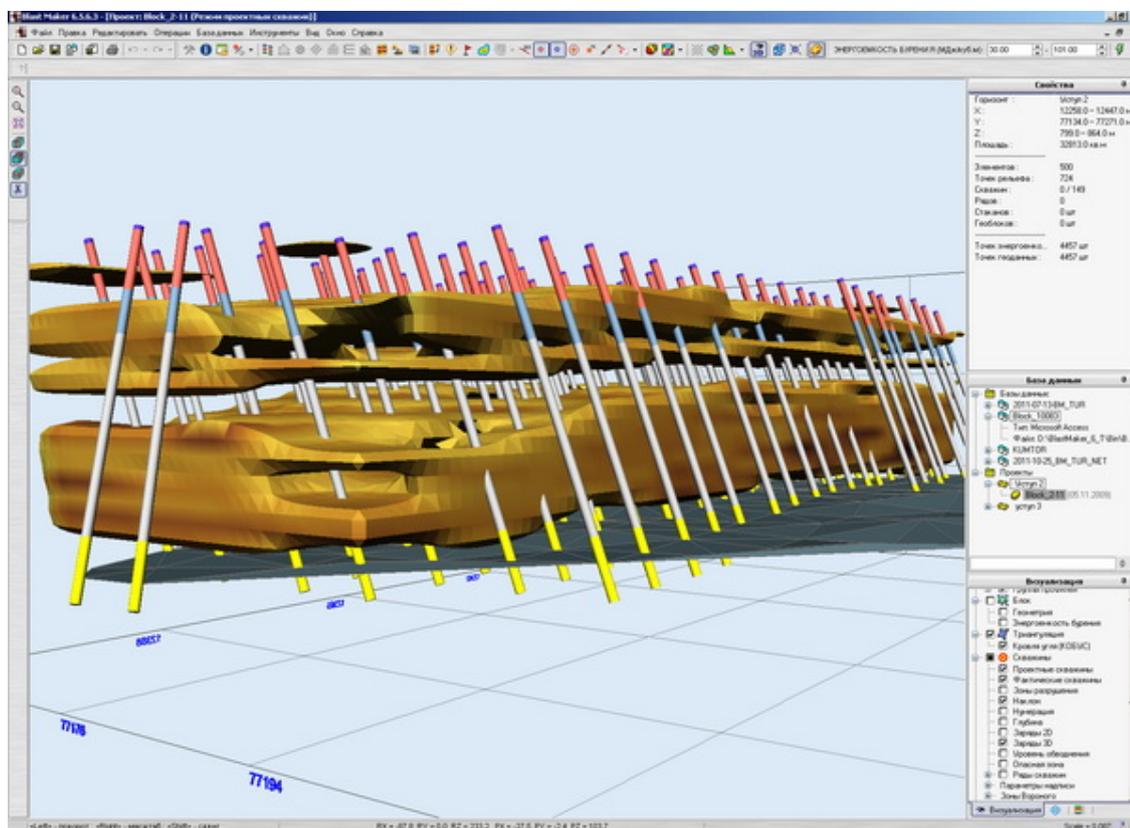


Рис.1. Распределение энергоемкости бурения по блоку

На рис.1 приведен пример построения пространственного распределения энергоемкости бурения по данным, полученным с буровых станков.

**Цифровая модель поверхности (ЦМПК)** позволяет наглядно представлять поверхность карьера в различных масштабах и ракурсах при выполнении операций горно-геометрического анализа. В САПР БВР применяется гибридная цифровая модель представления поверхности. Суть данного подхода состоит в том, что для ввода, корректировки и редактирования исходных данных используется структурная (атрибутивно-топологическая) модель, а для решения задач горно-геометрического анализа – сеточная модель. Использование гибридной модели допускает разделение способов хранения и обработки структурной и пространственной информации. Сеточная модель может быть получена из структурной модели в любой произвольный момент времени. Построение регулярной сеточной модели участков карьера (рис.2) производится в интерактивном режиме с помощью триангуляции и процедур кригинга. Реконструкция рельефа производится в узлах регулярной сетки с заданным фиксированным размером ячеек. Восстановленная поверхность цифровой модели сглаживается для обеспечения плавности перехода на границах расчетных значений.

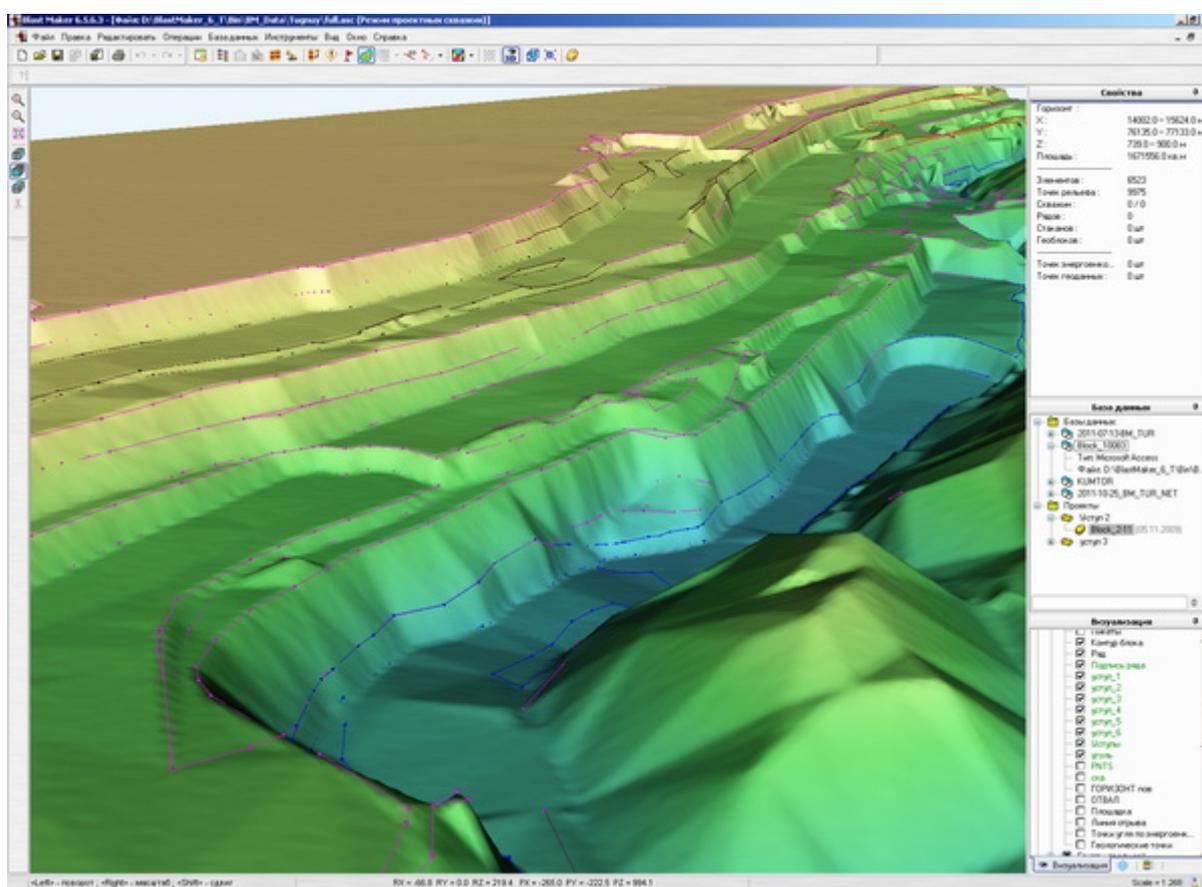


Рис.2. Построение сеточной модели участка карьера

**Модуль проектирования БВР** предназначен для подготовки и выпуска проектно-технической документации на проведение буровзрывных работ. Данный модуль включает в себя подсистемы для выполнения следующих функций:

- расчет параметров массового взрыва;
- расстановку скважин на взрываемом блоке;
- коммутацию скважин и выбор интервалов замедления;
- анализ распределения энергии взрыва.

Расчет параметров массового взрыва базируется на информации от геологических служб карьера и на данных об энергоёмкости бурения. В качестве главных характеристик служат удельные расходы ВВ для всех типов пород блока, которые обеспечивают гарантированное дробление горной массы до требуемого размера отдельностей. Удельные расходы ВВ рассчитываются в соответствии с прочностными свойствами массива по специальным методикам. Основные функции расчета параметров взрыва включают в себя:

- определение зон неоднородностей в пределах блока и расчет удельного расхода эталонного ВВ для каждой из зон;
- выбор рациональной конструкции зарядов для проведения взрыва;
- расчет количества скважин, необходимых для разрушения блока с заданными параметрами дробления;
- расчет технико-экономических показателей взрыва.

В САПР БВР предусмотрено использование составных скважинных зарядов с одним или несколькими воздушными промежутками (рис.3). Несмотря на то, что сплошные скважинные заряды являются традиционными, они наименее эффективны с точки зрения механики дробления. Основное отличие скважинных зарядов с воздушными промежутками состоит в возможности расширения продуктов взрыва на начальной стадии и увеличении длительности волны сжатия вследствие многократного отражения. Наличие дополнительных волн сжатия позволяет увеличить время активного воздействия продуктов взрыва на разрушаемый массив, повышая степень фрагментации породы.

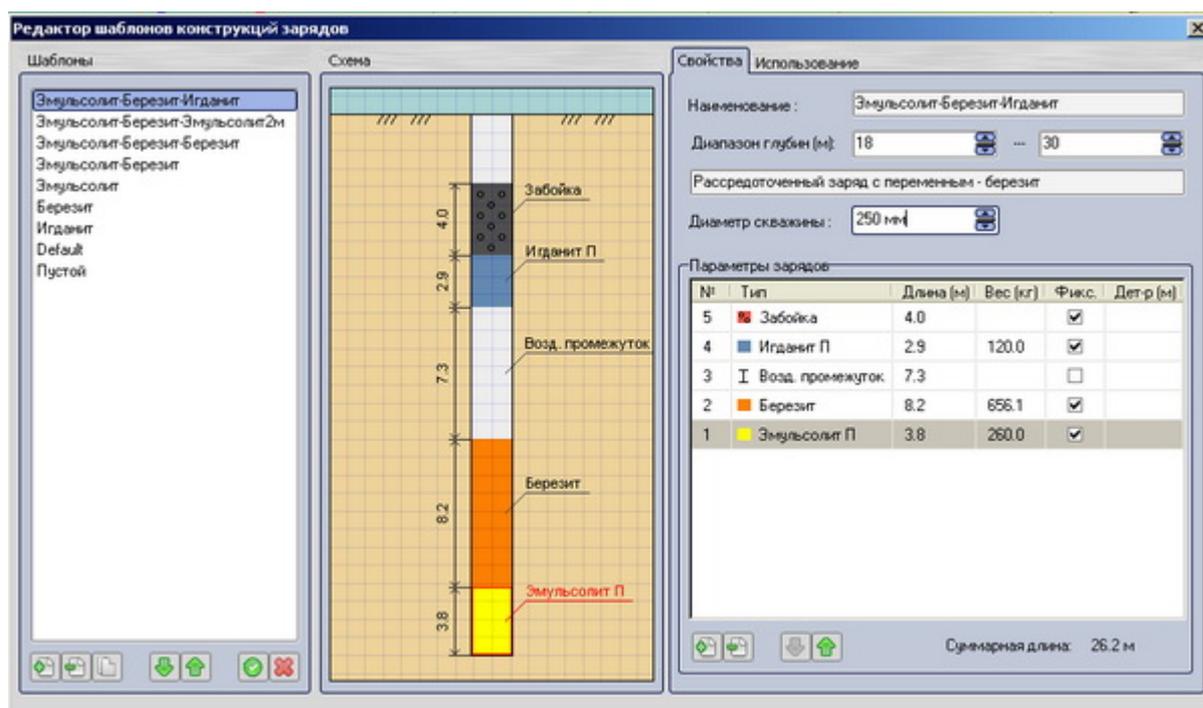


Рис.3. Подготовка шаблона составного заряда для группы скважин

Основным методом расстановки скважин на блоке является расстановка по палетке, которая представляет собой регулярную треугольную или прямоугольную сетку. Шаг палетки определяется исходя из расчетной линии сопротивления по подошве. Для блоков сложной геометрической конфигурации и геологической структуры возможно использование нескольких палеток с различной сеткой скважин. Итерационный метод автоматической расстановки скважин позволяет разместить на блоке заданное количество скважин оптимальным образом с учетом зон неоднородностей и конфигурации блока. Процесс автоматической расстановки производится таким образом, что на каждом шаге

итерации скважины равномерно распределяются блоку в соответствии с их характеристическими радиусами, зависящими от локальной крепости породы. На рис.4 приведен пример расстановки скважин по данным о величине энергоемкости бурения.

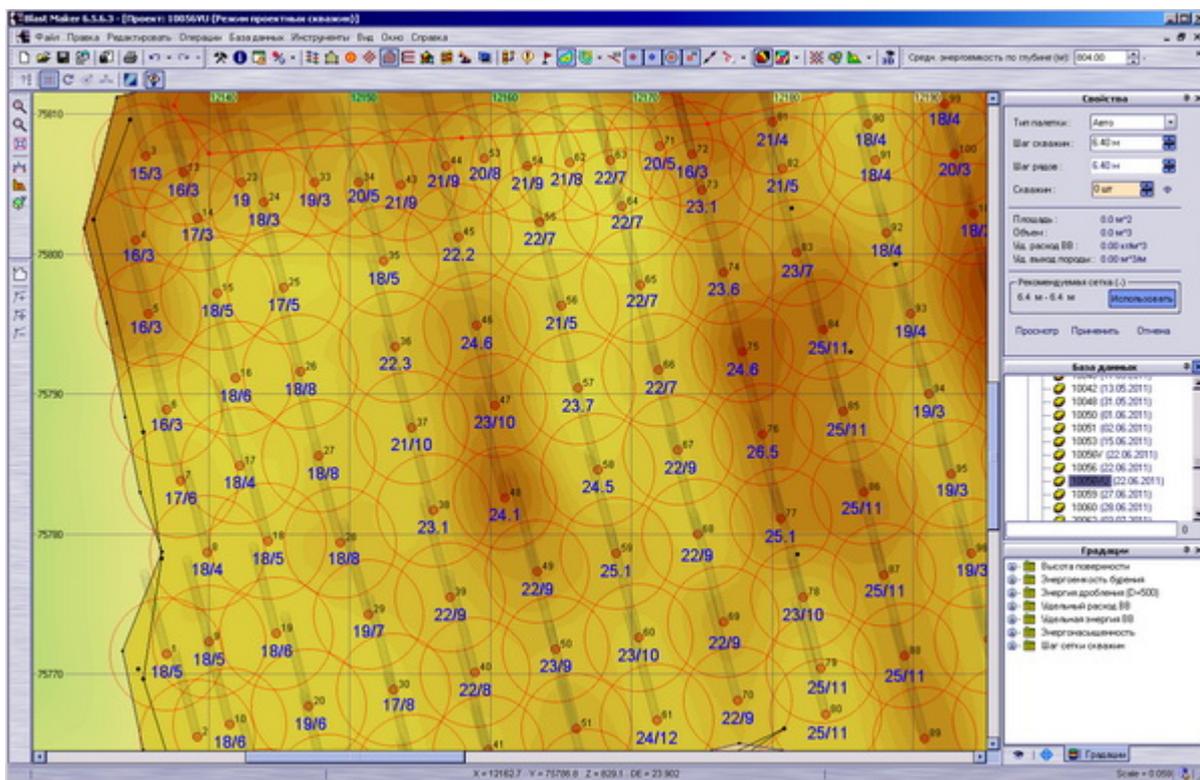


Рис.4. Автоматическая расстановка скважин по данным об энергоемкости бурения

**Коммутация скважин для короткозамедленного взрывания** в САПР БВР может быть выполнена по указанной типовой схеме и заданному вектору направления взрывааемых рядов. При использовании типовых схем коммутационная сеть автоматически проектируется таким образом, чтобы инициирование зарядов производилось порядным, врубовым, клиновидным или диагональным способами. На рис.5 приведен пример подготовки схемы инициирования и выбора интервалов замедления.

Для осуществления автоматической коммутации указывается вектор направления коммутируемых рядов скважин, и линии коммутации выстраиваются параллельно этому направлению. Возможные погрешности при автоматической коммутации устраняются вручную с помощью удаления и добавления связей между скважинами. На степень дробления оказывает влияние не только выбор схемы коммутации, но и выбор интервала короткозамедленного взрывания. В САПР БВР для этих целей существует обширный инструментарий, который позволяет эмулировать работу КЗВ и представлять результаты в виде различных диаграмм и графиков. Это дает возможность инженеру-проектировщику за короткое время проанализировать несколько вариантов комбинаций интервалов и схем коммутации и выбрать наиболее рациональный из них.

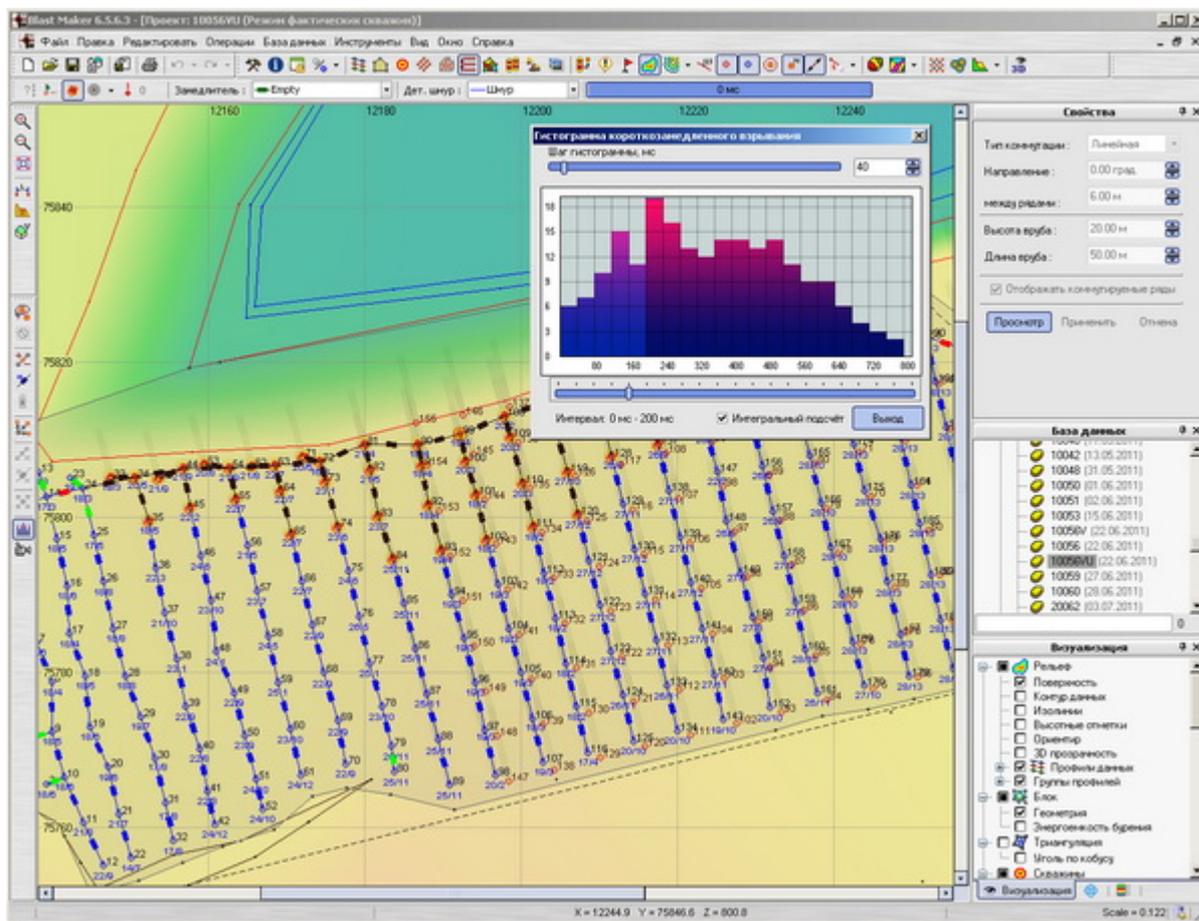


Рис.5. Подготовка и проверка схемы коммутации скважин

**Модуль имитационного моделирования массового взрыва** предназначен для расчета распределения энергии взрыва и прогноза разрушения массива горных пород. В системе САПР БВР данный модуль используется для оценки:

- фракционного состава взорванной массы;
- качества проработки подошвы;
- профиля образующейся выемки;
- контуров и границ развала.

Модуль имитационного моделирования и анализа динамики процессов разрушения скального массива может использоваться в тех случаях, когда необходимо выполнить тщательный анализ энергонасыщенности взрываемого блока. Такая ситуация возникает, если массив содержит разнородные включения и прослойки, либо когда существенным моментом для проектировщика является необходимость изменить степень фрагментации раздробленной породы.

Для определения качества дробления блока строится распределение энергии в вертикальных и горизонтальных сечениях. Области недостаточной или чрезмерной энергонасыщенности автоматически выделяются на этих графиках определенными цветами. Определив по картине распределения энергии области плохой проработки породы, принимаются меры по насыщению таких областей дополнительной энергией за счет добавочных скважин или использования более мощных ВВ. Модуль имитационного моделирования позволяет выполнять расчет характеристик развала, таких как профиль образующейся выемки и предполагаемый контур границ разлета горной массы. Расчет энергии дробления выполняется с учетом применяемой схемы короткозамедленного взрывания и образующихся при этом свободных поверхностей. После определения энергии, затрачиваемой на разрушение каждого из элементарных объемов блока,

рассчитывается фракционный состав взорванной массы. При расчете фракционного состава используется экспериментальная кривая распределения размера кусков породы от величины энергии дробления.

**Модуль импорта и экспорта данных** обеспечивает взаимодействие САПР БВР со сторонними программными продуктами, используемыми на предприятии. Взаимодействие осуществляется посредством обмена файлами в специальных форматах, таких как XML, ASCII, DXF, GMC, GRD, STR и т.д. В качестве импортируемых данных в пакете САПР БВР могут выступать данные по расположению соседних блоков, данные по геометрии и параметрам рудного тела, контуры подземных выработок, данные по схеме коммутации зарядов на заданном блоке и многое другое.

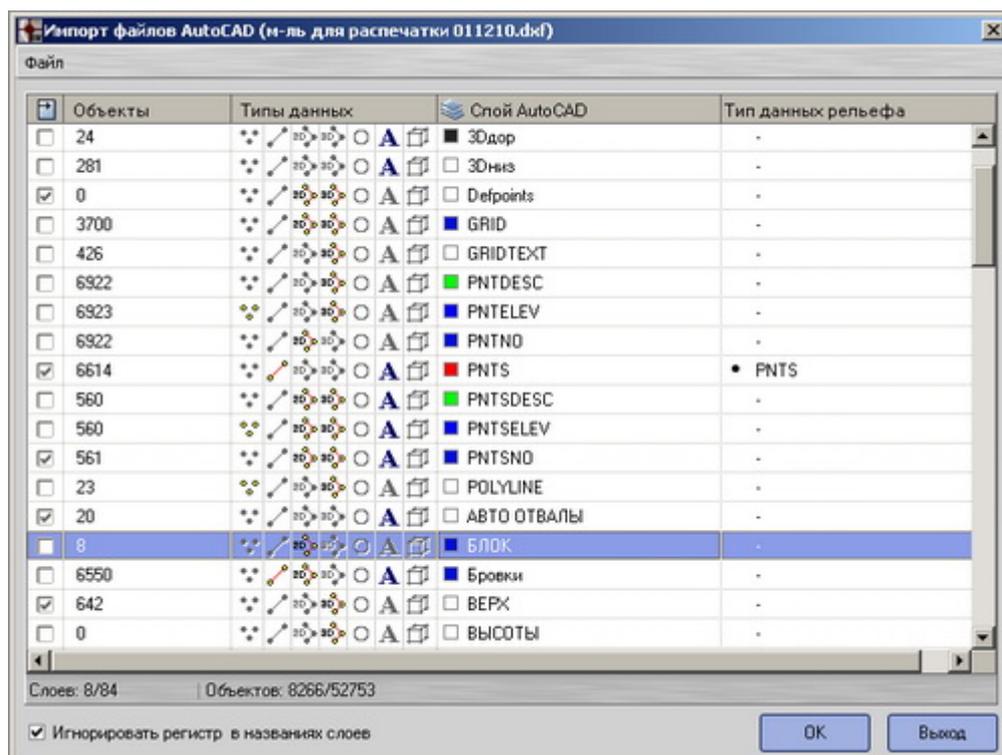


Рис.6. Импорт данных из системы AutoCAD

В настоящее время система САПР БВР предоставляет возможность экспорта и импорта данных для большинства распространенных программ, используемых в горном деле (Datamine, Gemcom, SimBlast, Micromine, AutoCAD и др).

**Генератор выходных документов САПР БВР** позволяет формировать различные отчетные документы в соответствии с принятыми на предприятии стандартами. Задача данного модуля – представление и вывод результатов проектирования БВР, данных маркшейдерской съемки, геологических изысканий, различной аналитической, статистической и оценочной информации, используемой на горном предприятии. Универсальность данного модуля заключается в том, чтобы он не только обеспечивает вывод стандартных графических и табличных данных, но и позволяет подготавливать шаблоны выходных документов, исходя из особенностей проектирования на конкретном предприятии, и дополнительных требований и запросов к документированию горных работ. Набор стандартных шаблонов генератора выходных документов включает в себя:

- таблица маркшейдера (номера скважины и координаты на заданном блоке);
- таблица на бурение (номер скважины, глубина, диаметр, перебур);
- схема проектного блока (изображение блока с расставленными скважинами);

- таблица зарядов (номер скважины, длина колонки заряда, вес заряда, длина забойки, интервал замедления);
- схема коммутации КЗВ (графическое представление блока с расставленными скважинами и коммутационных связей);
- общая схема обуренного блока (графическое представление спроектированного блока с расставленными на нем скважинами, конструкций зарядов, сечений по заданным профилям и табличные данные по блоку: категории по трещиноватости, коэффициенты крепости пород, сетка скважин, их количество, объем бурения, объем взрыва, количество ВВ, удельный расход ВВ, выход горной массы).

Обширный набор функций модуля позволяет проектировщику осуществлять предварительный просмотр и корректировку выходных документа на экране дисплея, выбирать и настраивать устройства вывода на печать, изменять форматы бумажных носителей в соответствии с размерами страниц выходных документов и др. Пользовательский интерфейс генератора выходных документов представлен на рисунке ниже.

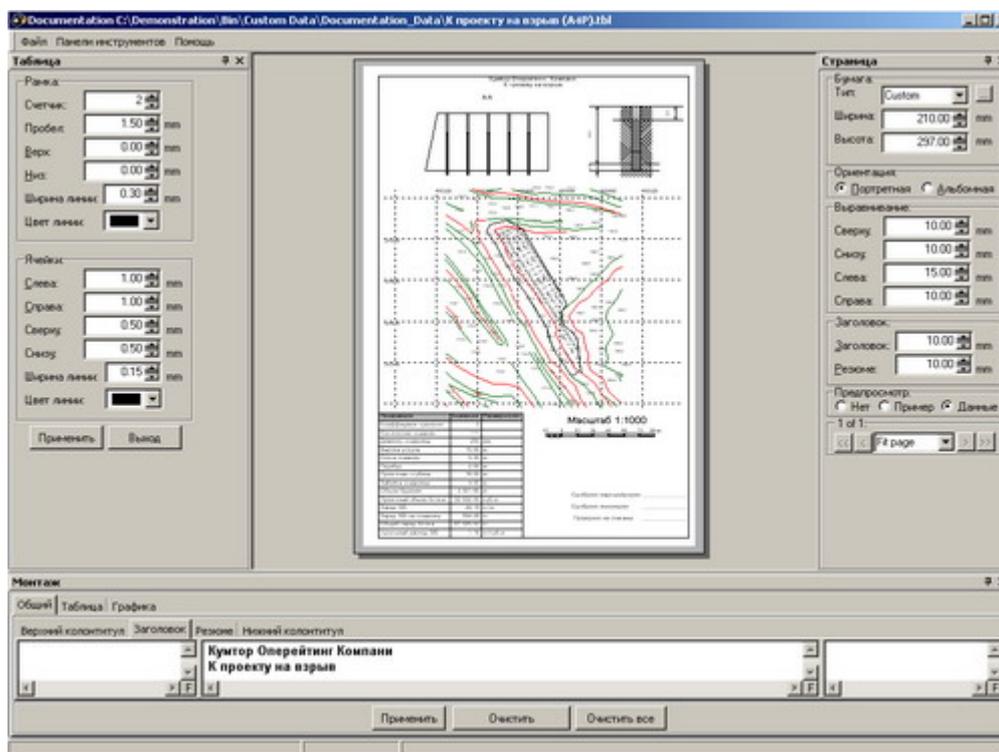


Рис. 7. Подготовка шаблона выходного документа

### III. Особенности внедрения системы на предприятии

Для описания строения горного массива и моделирования процессов разрушения горных пород взрывом, в ПТК «Blast Maker» применяются достаточно сложные математические модели, использующие разнообразные вычислительные методики и алгоритмы. Значения большинства коэффициентов для этих моделей определяются методами математической статистики по фактическим данным о свойствах взрывающей среды. Как показывает опыт, каждый карьер имеет уникальные физико-механические и структурные свойства горного массива, которые, в конечном счете, определяют характер диссипации энергии взрыва и степень дробления пород.

В связи с этим, внедрение ПТК «Blast Maker» в производственный процесс требует предварительной адаптации к реальным условиям конкретного месторождения, что обусловлено неполнотой исходных параметров моделируемой среды. Информационное

наполнение баз данных программно-технического комплекса в процессе его адаптации осуществляется на основе следующих компонентов:

- проектной геологической информации, полученной при разведочном бурении;
- уточняющих геологических данных при эксплуатационном бурении;
- данных об энергетических параметрах бурения скважин на взрываемых блоках;
- экспертных заключений о фактически произведенных взрывах на карьере.

Процесс адаптации комплекса является достаточно продолжительным по времени и выполняется в течение несколько этапов. Первоначально осуществляется сбор и обработка необходимых данных для предварительного определения значений настроечных коэффициентов математических моделей и вычислительных алгоритмов. Одновременно производится наполнение цифровой модели карьера и создание шаблонов выходных документов в соответствии с принятым на предприятии документооборотом при ведении буровзрывных работ. На этапе опытной эксплуатации системы, по мере накопления оперативной информации, уточняются корреляционные функции крепости и взрываемости горных пород в зависимости от энергетических параметров бурения; подбираются оптимальные способы фильтрации данных, получаемых с буровых станков; корректируются параметры вычислительных алгоритмов с целью максимального соответствия результатов численного моделирования с результатами фактических выполненных взрывов.

После завершения «тонкой» настройки всех модулей и компонентов системы осуществляется переход к промышленной эксплуатации ПТК «Blast Maker» в полном объеме. Опыт внедрения ПТК «Blast Maker» на других предприятиях показывает, что экономическая эффективность достигается:

- повышением качества взрыва за счет полноты информации о взрываемом массиве и прогнозирования результатов дробления;
- оптимальным насыщением разрушаемого массива энергией ВВ;
- оперативностью управления оборудованием и процессами на карьере;
- оптимизацией конструкции заряда по данным, полученным с бурового станка, о распределении энергоемкости бурения по глубине скважины;
- автоматизацией процесса проектирования БВР, когда время подготовки проекта на бурение и взрыв значительно сокращается.

Достижение максимальной эффективности требует полномасштабной адаптации комплекса к условиям карьера, что возможно только после накопления больших массивов данных, проведения ряда экспериментальных взрывов, построения четких зависимостей между удельной энергоемкостью бурения и удельной энергией взрыва, и др. Значительная доля работ требуется по внедрению системы в существующую технологию ведения БВР.

## АВТОМАТИЗИРОВАННАЯ СИСТЕМА СБОРА ДАННЫХ С БУРОВЫХ СТАНКОВ «КОБУС»

*Киселев А.О. ([kiselev@blastmaker.kg](mailto:kiselev@blastmaker.kg))*

Институт коммуникаций и информационных технологий  
Кыргызско-Российского Славянского Университета

Программно-технический комплекс (ПТК) Blast Maker предназначен для автоматизированного проектирования массовых взрывов на карьерах. Комплекс включает в себя набор технических и программных средств для сбора данных о свойствах массива горных пород, называемый автоматизированная система сбора и передачи данных с бурового станка (далее по тексту – АССД БС КОБУС, или система КОБУС), и программный пакет, именуемый САПР БВР Blast Maker, обеспечивающий анализ и использование данных о свойствах массива горных пород. В процессе обуривания блока станками, оснащенными оборудованием КОБУС, регистрируется массив данных, характеризующих энергетические показатели процесса бурения каждой скважины по глубине (давление воздуха, давление вращателя, осевое давление, скорость проходки, скорость вращения бурового става). Эти показатели затем обрабатываются, и на их основе вычисляется энергоёмкость бурения для каждого метра скважины. По полученной энергоёмкости, при наличии информации по координатам устьев скважин, формируется трехмерная модель распределения энергоёмкости бурения массива, что дает возможность оптимизировать распределение заряда ВВ как по скважинам, так и по глубине скважин. Эта задача решается в САПР БВР Blast Maker.

Рассмотрим подробнее функциональные возможности АССД БС КОБУС. Установка на буровые станки оборудования «КОБУС»<sup>®</sup> Программно Технического Комплекса «Blast Maker»<sup>®</sup> позволяет создать обширную и объективную компьютерную базу данных о процессе бурения. Основным преимуществом контроллера бурового станка «КОБУС»<sup>®</sup> является автоматическая регистрация параметров с различных датчиков в процессе бурения. Это обеспечивает сбор объективных данных для каждой скважины по времени, глубине, режиму бурения, количеству затраченной энергии на бурение любого интервала по глубине и по времени бурения. Эта информация может быть проанализирована как в режиме реального времени, так и за любой промежуток времени с начала сбора данных по всевозможным направлениям, а принятые выводы и решения будут иметь под собой надёжную базу.

Безусловно, проектирование оптимальных взрывных блоков - это главное направление ПТК Blast Maker, которое более подробно освещается в других докладах специалистов. Однако предоставляемая комплексом возможность изучения накопленной базы данных открывает широкий простор для выполнения анализа по различным направлениям производственной деятельности горнодобывающего предприятия: мониторинг и анализ эффективности использования бурового инструмента, сравнительный анализ мастерства операторов бурения с целью определения наиболее эффективных приёмов и режимов бурения, изучение накопленной базы данных в зоне поверхности рабочего борта карьера с целью определения оптимальной конфигурации окончательного борта, и других.

Немаловажным является и то, что руководитель буровых работ получает возможность в режиме реального времени, не выходя из кабинета, проконтролировать и проанализировать работу по любому буровому станку или оператору, номеру блока и номеру скважины: глубину забоя, параметры режима бурения, производительность, выполнение плана и, при необходимости, оперативно внести коррективы в производственный процесс. Такая прозрачность процесса бурения в значительной степени дисциплинирует коллектив и способствует повышению эффективности ведения буровзрывных работ.

Таким образом, можно выделить основные задачи, решаемые АССД БС КОБУС:

- контроль режимов основных узлов бурового станка;
- представление данных для картирования карьера по физико-механическим свойствам на основании данных, непрерывно получаемых в процессе бурения взрывных скважин;
- получение информации о бурении в режиме реального времени;
- оценка производительности долот;
- диспетчеризация бурового участка;
- съем фактических координат, навигация.

Структурная схема установки АССД БС КОБУС показана на рис.1. На предприятии разворачивается радиосеть (или используется уже существующая). Все буровые станки оснащаются оборудованием Кобус (это датчики, прибор Кобус, ГНСС приемник, радиомодем и пр.). На сервере, подключенном к радиосети предприятия, устанавливается программное обеспечение системы (система управления базой данных, ПО БС «Кобус», вспомогательные утилиты и пр.). С этого момента вся информация, собираемая со станков, начинает поступать на сервер системы Кобус и сохраняется в базе данных. Для использования этой информации любой отдел может подключиться к серверу через локальную сеть предприятия и получать необходимые отчеты или проконтролировать работу оборудования в режиме реального времени.

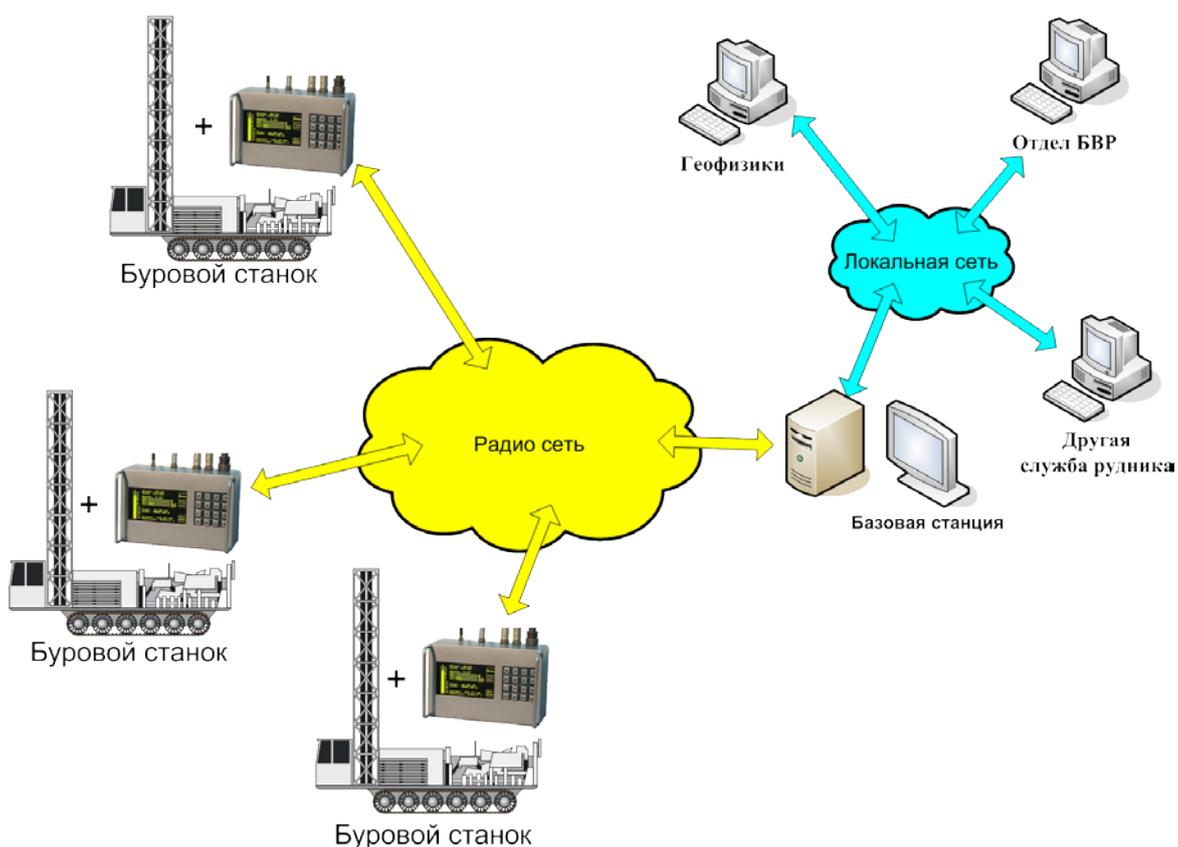


Рис. 1. Общая схема АССД БС Кобус.

Радиосеть для работы системы Кобус может быть построена на использовании любой современной технологии построения цифровой радиосети. Например, это может быть как стандарт 802.11b, так технологические решения на базе MESH, при небольшом количестве станков и несложной геометрии карьера возможно использование одноканальных радиомодемов. Рекомендуется использовать радиосеть, построенную на

базе MESH технологий и оснащать ею не только буровые станки, но и на экскаваторы, и другую технику для улучшения многосвязности сети.

Поскольку никакая радиосеть не может гарантировать полную работоспособность и абсолютное радиопокрытие, в приборе Кобус есть внутренний буфер на 1 месяц автономной работы. При выходе из радиотени или при восстановлении радиосети, все данные накопленные прибором автоматически передаются на сервер.

Стандартный набор подключаемых датчиков состоит из датчика глубины, датчика осевого давления, датчика давления вращателя, датчика давления воздуха, датчика скорости оборотов штанги для гидравлического станка. Для электрических станков вместо датчиков осевого и вращательного давлений используются датчики тока и напряжения якоря двигателя. Кроме того, к прибору Кобус можно подключить датчики угла наклона мачты, датчик уровня топлива, а также два высокоточных ГНСС приёмника. На этом список дополнительных датчиков не заканчивается и по согласованию с предприятием может быть установлено множество других датчиков. Таким образом, используемый набор подключенных датчиков позволяет объективно измерять такие показатели, как:

- Усилие на забой
- Скорость проходки
- Затраты энергии на бурение любых участков скважин
- Координаты устьев скважин
- Углы наклона скважин
- Режимы работы вращателя
- Расход топлива
- Автоматическое определение режимов работы бурового станка

При этом следует отметить, что для диспетчеризации бурового участка и построения большинства отчетов максимально важным датчиком является глубиномер. Он может быть как уже существующий, так и быть отдельно заказываемой опцией. Прибор Кобус может подключаться к любому типу глубиномера.

Техническая база, заложенная в аппаратное обеспечение системы Кобус, может быть легко расширена для установки на другую технику, в том числе экскаваторы, погрузчики и самосвалы.

Помимо сбора и передачи данных с датчиков, прибор имеет экран и клавиатуру для взаимодействия с буровым мастером. На экране отображаются разнообразные параметры, например, такие, как:

- номер буримого блока;
- номер текущей скважины;
- положение бурового инструмента;
- уровень, до которого уже пробурена скважина;
- серийный номер долота;
- табельный номер машиниста и помощника;
- текущая дата и время;
- измеряемые и вычисляемые параметры;
- простои;
- пробуренные за смену метры;
- текущее состояние контрольных узлов системы Кобус.

При этом буровой мастер может вводить идентификационные номера долота, табельные номера свой и помощника, текущий вид простоя, при отсутствии высокоточных ГНСС приемников также номер блока и скважины, и некоторые другие параметры.

Система Кобус позволяет обмениваться короткими сообщениями между диспетчером и буровыми мастерами.

Структура базового программного обеспечения системы Кобус представлена на рис.2.

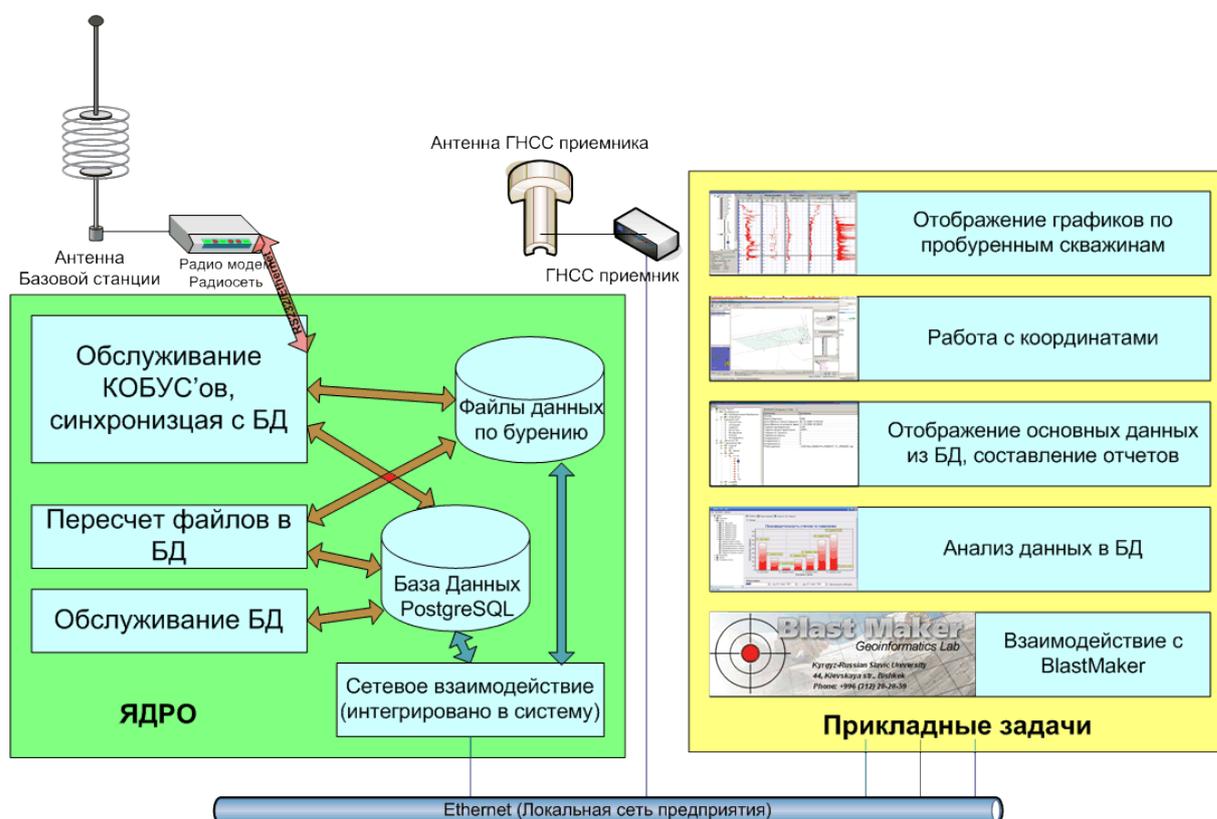


Рис.2. Структура базового программного обеспечения системы Кобус.

Всё взаимодействие с системой осуществляется через локальную сеть предприятия посредством использования сетевых подключений к базе данных. Система построена с расчетом минимального участия административного воздействия. В базе данных накопленные данные автоматически архивируются. Система регулярно делает репликации базы данных на указанное администратором хранилище. Система многопользовательская и позволяет подключаться неограниченному количеству пользователей. Все данные хранящиеся в системе и построенные на них отчеты можно просмотреть при помощи использования клиентского программного обеспечения АССД БС Кобус.

Данные, получаемые с датчиков в процессе бурения скважины, позволяют увидеть реальные значения параметров процесса, таких как глубина скважины, время бурения, скорость проходки, обороты бурового става, давление воздуха на забой, давление вращателя бурового става, давление на забой, ток и напряжение вращателя (в случае электрического станка), наклон скважины и др. Кроме того, благодаря использованию высокоточных двухантенных приемников системы GPS/ГЛОНАСС, становится возможным получение точных координат скважин и их азимута (для наклонных скважин), а так же высотной отметки устья скважины, вычисляемых на основе спутниковых данных.

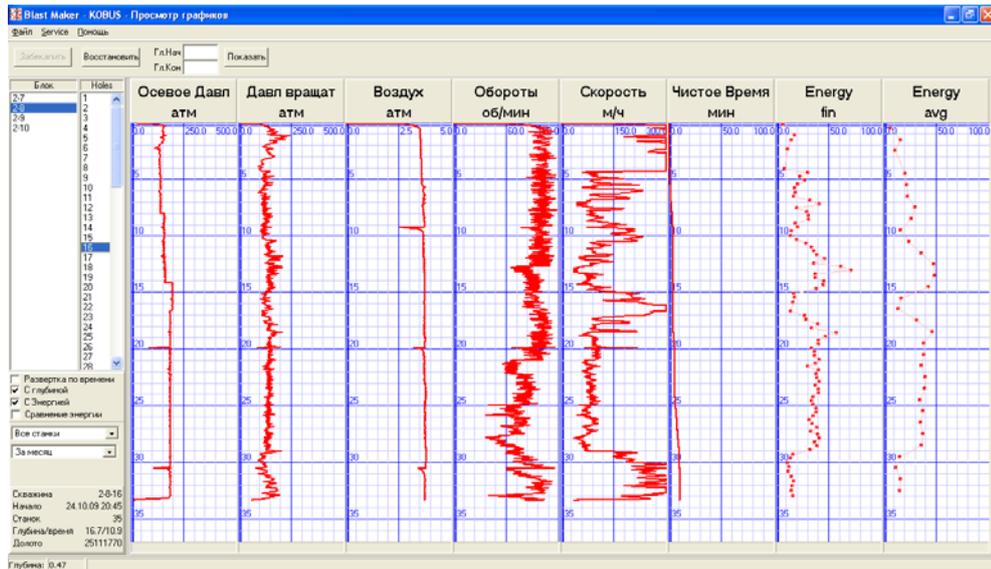


Рис. 3. Получаемые параметры по каждой скважине.

Используя известные алгоритмы, на основе полученных данных вычисляется удельная энергоёмкость бурения. Энергоёмкость бурения позволяет вычислить крепость породы и индекс буримости. Полученные данные позволяют построить профиль по каждой скважине, отображающий «крепость» породы по глубине в зависимости от затраченной на бурение энергии.

Данные о технологических операциях бурового станка предоставляют информацию о действиях, которые имели место в процессе работы бурового станка. Обычно на предприятии каждое действие бурового станка отслеживается диспетчером, имеющим в качестве основы так называемое дерево простоев. Как правило, список простоев разбит на категории (планируемые, не планируемые, вспомогательные простои и т.д.), каждая из которых может иметь свои подкатегории (регламентные работы, механические работы, организационные работы и т.д.). В конечном итоге данная информация служит для определения эффективности использования оборудования на предприятии. Каждый простой обрабатывается и подтверждается диспетчером с использованием специализированного ПО (рис.4).

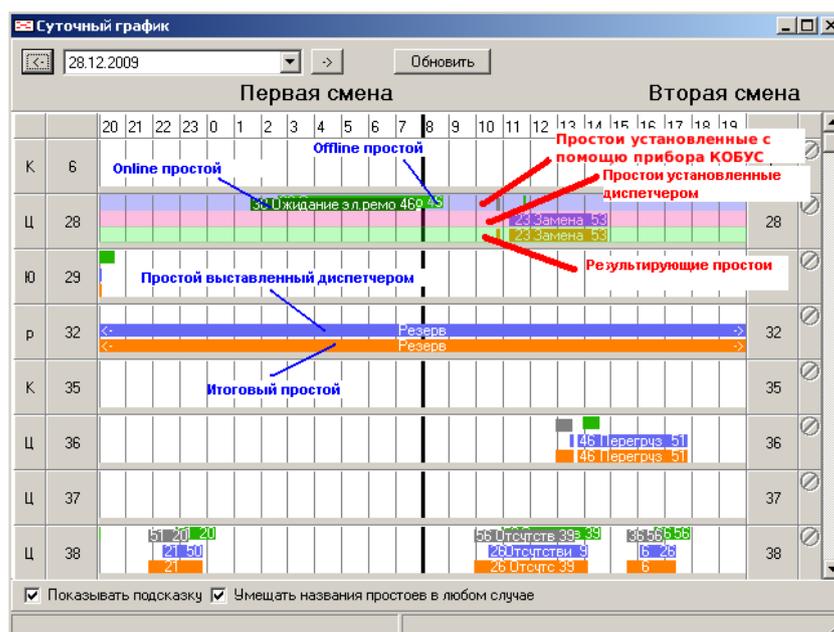


Рис. 4. Внешний вид рабочего места диспетчера по работе с простоями оборудования.

Кроме того, система позволяет получать информацию о производительности каждого бурового станка, а также каждого машиниста в отдельности (по пробуренным метрам, скважинам), вести статистический учет использования шарошечных долот, что, в конечном итоге, позволяет получить представление о «стойкости» того или иного долота на различных типах пород и при различных режимах бурения (рис.5).

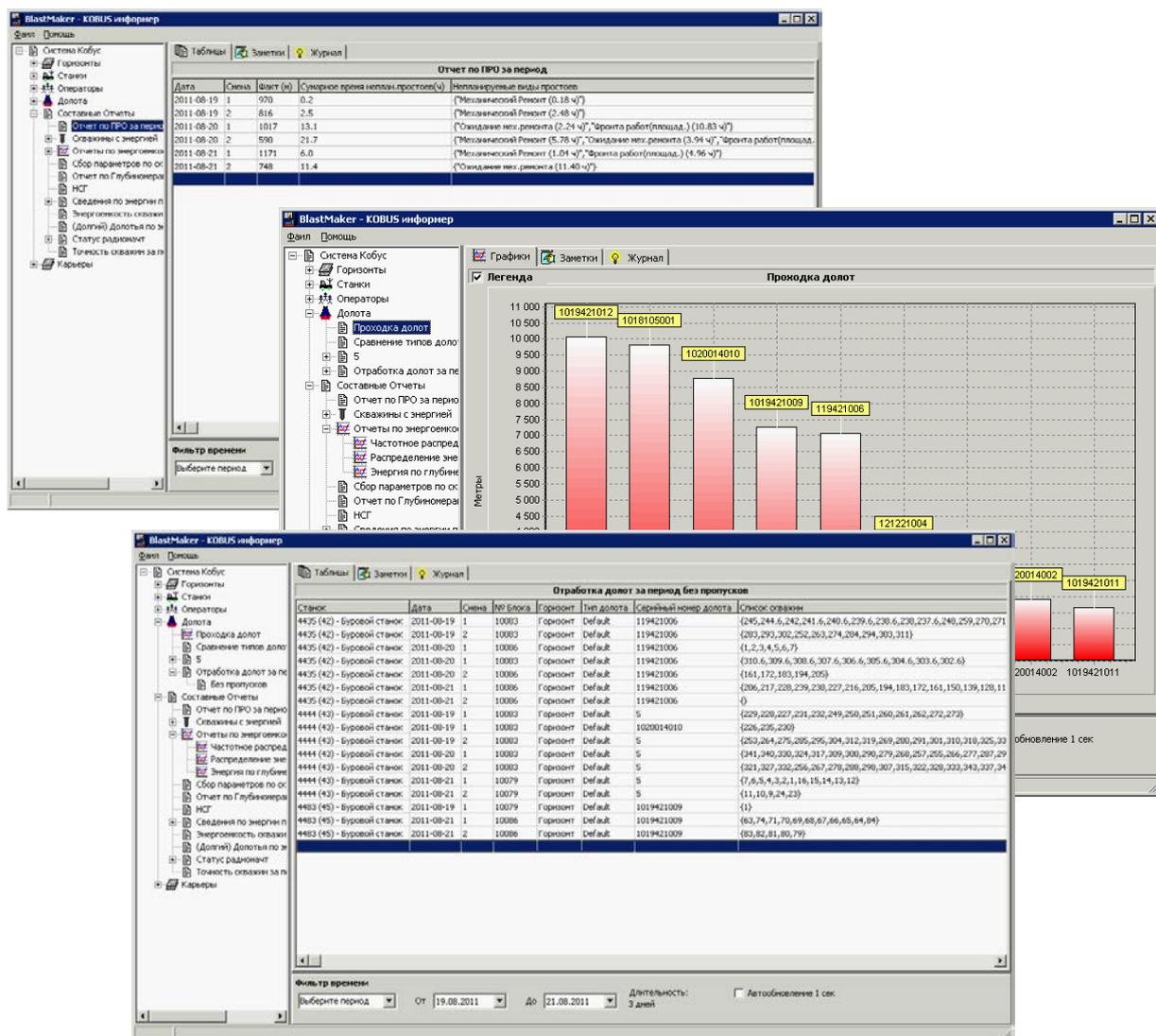


Рис. 5. Разнообразные отчеты по системе

Наиболее интересной подсистемой является модуль «Координаты» (рис.6). Применение в составе системы высокоточного GPS/ГЛОНАСС оборудования позволяет значительно расширить ее возможности. Внедрение подсистемы «Координаты» позволяет дополнительно к существующим возможностям ПТК:

- автоматически определять фактические координаты пробуренных скважин с точностью  $\pm 0,25$ м, с привязкой к буровому мастеру, номеру скважины и всем измеряемым технологическим параметрам бурения, и передачу этих координат на сервер и в программный пакет САПР БВР,
- буровому мастеру на экране прибора «КОБУС»<sup>®</sup> визуально представлять проект на бурение и текущее местоположение бурового станка, выбирать номер блока и номер скважины непосредственно по изображению на экране, без ввода цифр номера с клавиатуры, для этого проект на бурение по радиоканалу передается на приборы «КОБУС»<sup>®</sup> буровых станков,

- диспетчеру в реальном времени представлять фактическое местоположение всех буровых станков и текущие данные по ним с использованием клиентской программы.

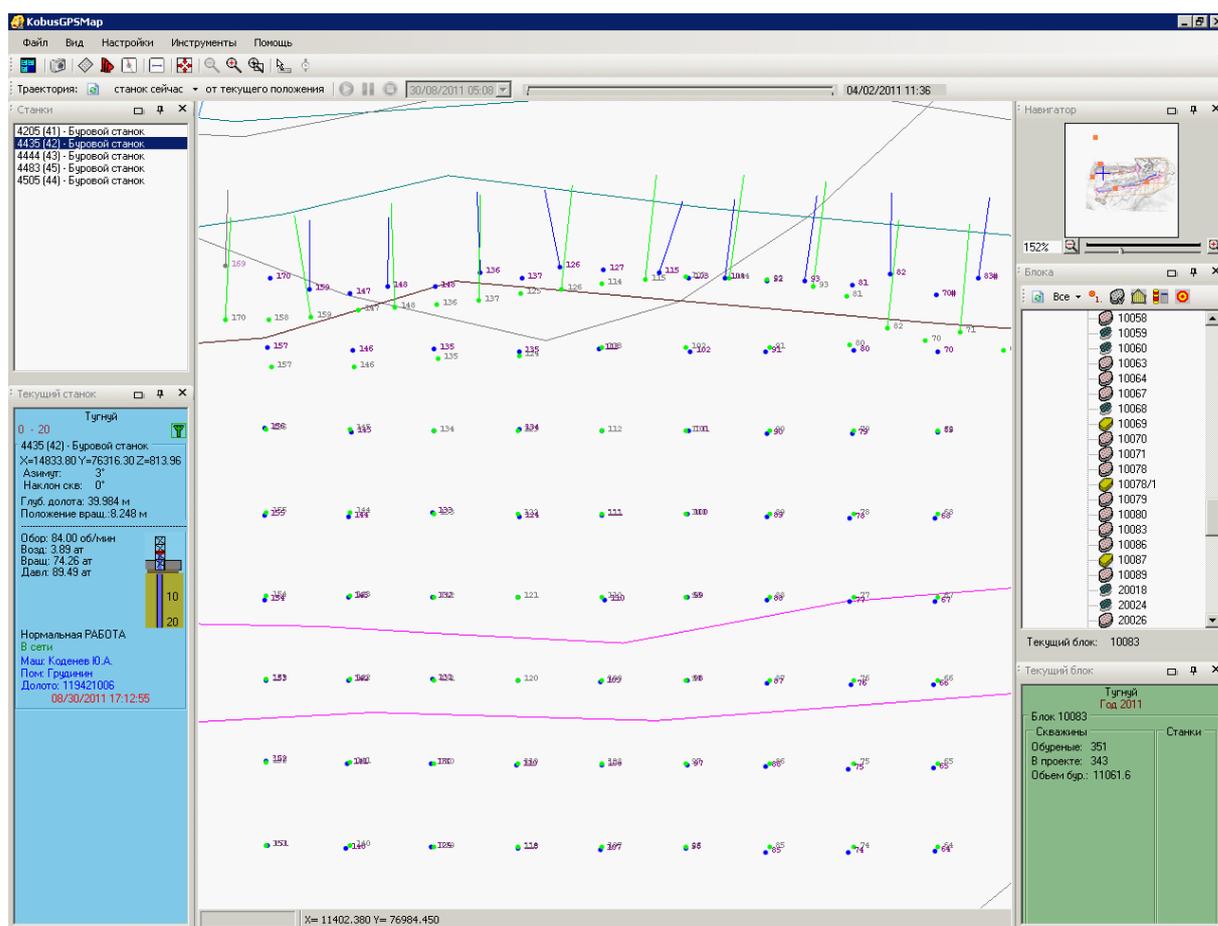


Рис. 6. Пробуренные фактические скважины, снятые системой «КОБУС»<sup>®</sup>, наложенные на проектные скважины.

Наличие точных координат реальных скважин, информации о наклоне, азимуте и глубине каждой из них, позволяет отказаться от маркшейдерской съемки пробуренного блока и внести коррективы в проект на взрыв в соответствии с полученными данными.

Внедрение подсистемы «Навигация» может быть осуществлено после внедрения подсистемы «Координаты». Система в полной комплектации реализует позиционирование станка. Для этого паспорт на бурение по радиоканалу передается на бортовой контроллер «КОБУС»<sup>®</sup>. Отображаемые на экране прибора проектные координаты скважин позволяют в реальном времени позиционировать станок на выбранную скважину по проекту (рис.7). При этом точность следования не будет зависеть от многих внешних факторов, таких как погодные условия, снежный покров или ночное время. Так же отпадает необходимость вынесения координат скважин на блок, на что в среднем тратится до 40% времени подготовки блока к взрыванию.



Рис. 7. Экран навигации на экране прибора «КОБУС»®.

При наличии координатной информации устьев скважин, записанных параметрах бурения по каждой скважине и рассчитанной энергоемкости можно строить цифровые трехмерные модели с возможностью визуализировать залегание слоев твердых или мягких пород (рис.8).

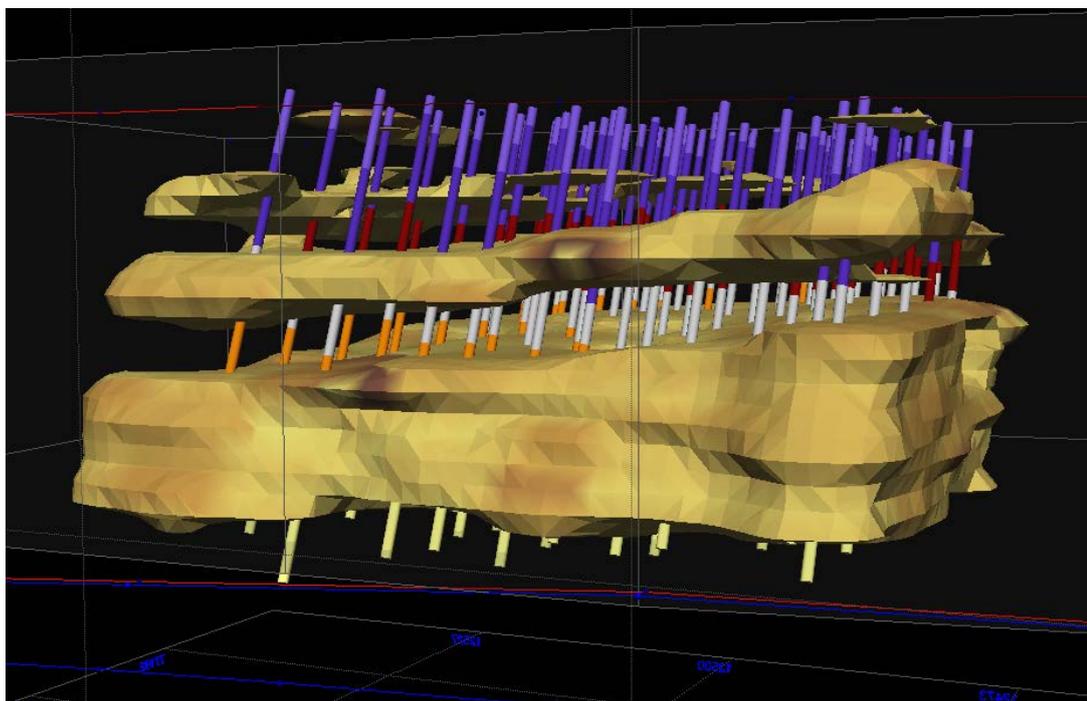


Рис. 8. Трехмерная модель залегания твердых прослоек в массиве горных пород на основе энергоемкости бурения.

Система «КОБУС»® также содержит в себе набор программного обеспечения для обслуживания системы, позволяющего:

- создавать и редактировать отчеты и их древовидную структуру,
- обновлять программный код контроллеров,

- производить мониторинг работы контроллера, датчиков, приемников навигационных спутниковых приемников, абонентских терминалов радиосвязи с целью выявления возможных неисправностей системы (рис.9),
- редактировать дерево простоев (рис.10),
- управлять основными данными системы,
- самостоятельно добавлять новые приборы в систему.



Рис. 9. Главное окно программы мониторинга работы оборудования сбора данных.

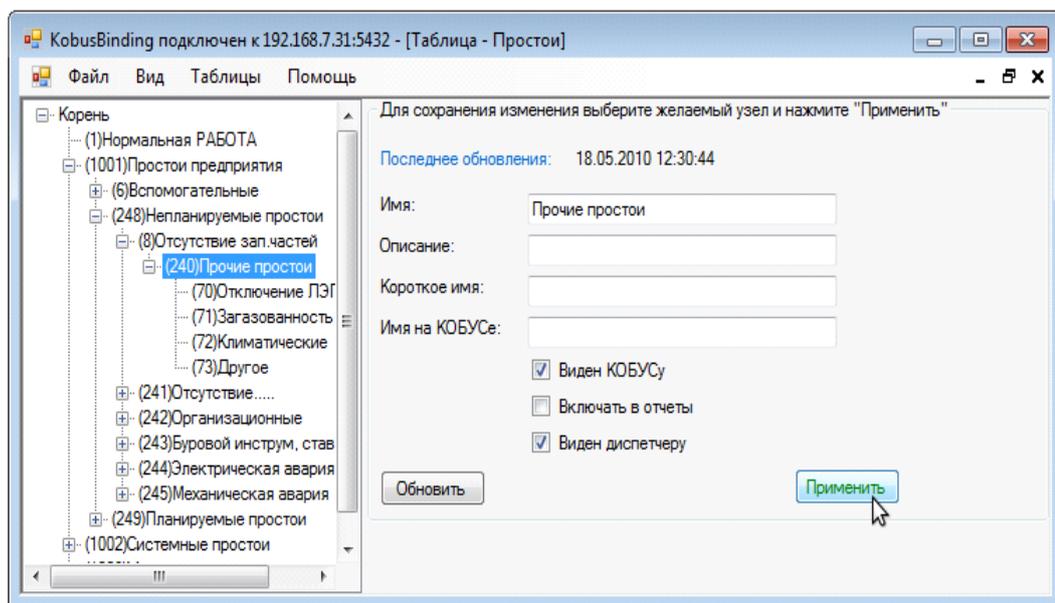


Рис. 10. Изменение дерева простоев в системе.

Таким образом, использование автоматической системы сбора данных с буровых станков «КОБУС»<sup>®</sup> позволяет получить значительный эффект благодаря:

- уменьшению количества перебуров и недобуренных скважин,

- определению энергоёмкости бурения и, как следствие, относительной крепости породы,
- определению границ залегания пластов полезного ископаемого или рудного тела,
- своевременной работе служб снабжения и главного механика,
- навигации буровых станков,
- увеличению точности расположения и глубин пробуриваемых скважин согласно паспорту на бурение,
- улучшению проработки подошвы,
- уменьшению затрат на маркшейдерские работы,
- уменьшению затрат на диспетчеризацию буровых станков,
- отслеживанию технологических операций диспетчером и сведению непроизводительных задержек к минимуму за счет более оперативного реагирования на их возникновение,
- мониторингу стойкости шарошечных долот и другого бурового инструмента,
- переводу документооборота в электронную форму.

# ПРИМЕНЕНИЕ ШИРОКОПОЛОСНЫХ БЕСПРОВОДНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕДАЧИ ДАННЫХ В ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАЗРАБОТКАХ

Мамедов М.Х. ([mamedov@istc.kg](mailto:mamedov@istc.kg))

Институт коммуникаций и информационных технологий  
Кыргызско-Российского Славянского Университета

С развитием передовых технологий производства в горнорудной промышленности, возникает необходимость передачи больших объемов информации между подразделениями предприятия, необходимость передачи данных в режиме реального времени, в использовании систем видеонаблюдения на карьерах и производственных цехах предприятия и т.д. Как правило, на горных предприятиях используются радиосети для обеспечения передачи голоса, имеющие крайне низкую пропускную способность, и не позволяющие путем незначительного апгрейда улучшить эти показатели. Внедрение новейших технологий производства на карьерах, как правило, ведет к установке систем широкополосного беспроводного доступа ШБД. Внедрение ШБД в горном производстве требует учета множества факторов таких, как географическое расположение карьера, сложность рельефа, радиус охвата сети, объемы передаваемой информации, необходимость резервирования ресурсов и т.д.

## *Обзор существующих беспроводных технологий*

В настоящее время существуют множество беспроводных решений для широкополосной передачи данных. Среди этого множества следует выделить такие, как Wi-Fi, WiMAX, Mesh, которые более приемлемы в сложных условиях карьеров. Каждая из этих технологий имеет свои достоинства и недостатки. Wi-Fi - это промышленное название технологии беспроводного обмена данными, относящееся к группе стандартов организации беспроводных сетей IEEE 802.11. Для организации радиосети на базе Wi-Fi требуется обеспечение «прямой видимости» между «Точкой доступа», выполняющей функции коммутатора и клиентами. В зависимости от сложности рельефа на карьере (разрезе), требуется устанавливать несколько точек доступа разнесенных по бортам для обеспечения прямой видимости. Во многих случаях приходится устанавливать «Репитеры», так называемые удлинители сети. Одним из недостатков Wi-Fi является отсутствие функции «HandOver», "бесшовного" перемещения абонентов между точками доступа.

Сети WiMAX поддерживающие стандарт IEEE 802.16e, отличаются от Wi-Fi тем, что они поддерживают мобильность клиентов, т.е. «HandOver» и возможность работы на отраженных сигналах. Как следствие этого, решение является высоко-бюджетным. Предшественником WiMAX, была так называемая технология-гибрид preWiMAX, вобравшая в себя лучшее из стандарта IEEE 802.11 и некоторые опции WiMAX. В частности, поддерживающая функцию мобильности, и имеющая бюджетное решение.

Топология Mesh стандарт IEEE 801.11s основана на децентрализованной схеме организации сети, в отличие от типовых сетей IEEE 802.11, которые создаются по централизованному принципу. Точки доступа, работающие в Mesh-сетях, не только предоставляют услуги абонентского доступа, но и выполняют функции маршрутизаторов/ретрансляторов для других точек доступа, той же сети. Благодаря этому появляется возможность создания самоустанавливающегося и самовосстанавливающегося сегмента широкополосной сети. Mesh-сети очень мобильны в использовании, легко расширяемы, поддерживают «HandOver». К недостаткам можно отнести относительно высоко-бюджетное решение.

Техническая скорость передачи данных в современных широкополосных беспроводных системах передачи данных может колебаться от нескольких десятков до нескольких сотен Мбит/с.

Следует отметить, что, как в России, так и в странах СНГ частотный ресурс является лицензируемым и представляет определенные сложности в её легализации. В настоящее время в России, немного упростилась процедура получения частот в диапазоне 2400 – 2483,5МГц. Учитывая то, что карьеры, как правило, расположены в удалении от крупных городов, процедура получения лицензии не представляет больших трудностей. Срок получения лицензии в зависимости от Вашей настойчивости может составлять от 6 месяцев до 1 года. Из таблицы видно, что максимальная мощность передатчика не может быть более -10дБВт (100МВт). Параметр мощности передатчика является критичным и при проектировании беспроводной сети следует это учитывать.

Основные тактико-технические характеристики РЭС фиксированного беспроводного доступа в полосе 2400-2483,5 МГц

№ пп	Наименование характеристики	Значения характеристик для различной категории заявленной территории, на которой планируется развертывание сети фиксированного беспроводного доступа				Единицы измерений
		Категория I	Категория II	Категория III	Категория IV	
<b>Точка-многоточка</b>						
1.	Максимальная мощность передатчика БС и АС	-10	-10	-10	-10	дБВт
2.	Максимальная ЭИИМ БС и АС	-4	6	6	6	дБВт
3.	Максимальный радиус зоны обслуживания БС	0,5	4	10	20	км
<b>Точка-точка</b>						
1.	Максимальная ЭИИМ	30				дБВт
2.	Диаграмма направленности антенны	В соответствии с рекомендациями МСЭ-Р F.1336 или F.699				

\*) 1. Категория I – города с численностью населения более 1 млн. чел.

Категория II – города с численностью населения от 250 тыс. чел до 1 млн. чел.

Категория III – города с численностью населения от 100 тыс. чел до 250 тыс. чел.

Категория IV – территория Российской Федерации, за исключением городов с численностью населения более 100 тыс. чел.

2. Выбор категории определяется городом с наибольшей численностью населения, частично или полностью покрываемым заявленной зоной обслуживания базовой станции.

#### **Обзор производителей оборудования.**

Производителей беспроводного оборудования достаточно много и здесь главное не ошибиться в выборе. Конечно, купив оборудование от Cisco, Вы останетесь довольны её качеством, но будете разочарованы её ценой. Тоже самое Вас ждет с Motorola, но немного успокоит цена. Вполне бюджетное решение можно достичь на D-Link, Proxim, Infinet Wireless и др. Все же при выборе оборудования беспроводной сети следует обратить внимание на следующее: в каких погодных условиях оно будет эксплуатироваться; частотный ресурс региона; рельеф местности; условия электропитания и другие.

Хотелось бы остановить внимание на Российском производителе Infinet Wireless, выпускающая оборудование, рассчитанное на эксплуатацию в условиях Крайнего Севера и Сибири.

### ***Особенности внедрения беспроводных сетей на карьерах***

Как правило, карьер имеет сложный рельеф, и его география постоянно меняется, перемещаясь за рудным телом. Как говорилось ранее для качественной работы беспроводных сетей передачи данных желательно иметь «прямую видимость» между Базовой станцией (БС) и Абонентом (АС). Для достижения этого условия необходимо, чтобы БС была мобильной, легко перемещаемой на местности. Из опыта внедрения беспроводной сети на ОАО «Разрез Тугнуйский» в качестве радиомачт нами были использованы деревянные опоры высотой 11 метров, которые монтировались на передвижное основание, те, что используют обычно электрики (рис.1). Для удобства монтажа радиооборудования, мачты следует оснастить «корзиной-гнездом»

Учитывая то, что электропитание на карьерах очень нестабильное и может колебаться от 150В до 300В, иметь все мыслимые и не мыслимые помехи, отключаться на продолжительное время, следует максимально защититься от всех этих проблем. Рекомендуется всю радиоаппаратуру запитывать через источники бесперебойного питания, на вводах питания устанавливать фильтры и стабилизаторы.

И последнее, для защиты от молний необходимо установить громоотводы на мачтах. На ОАО «Разрез Тугнуйский» в виде проводника нами была использована катанка диаметром 6 мм.



Рис.1. Радиомачта, выполненная на базе деревянной опоры.

## РАСЧЕТ СЕЙСМИЧЕСКИ ОПАСНЫХ ЗОН МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА КАРЬЕРАХ МЕТОДОМ ЧИСЛЕННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

*Коваленко В.А. ([kovalenko@istc.kg](mailto:kovalenko@istc.kg)), Райымкулов М.А. ([rmarat@istc.kg](mailto:rmarat@istc.kg)),  
Воробьев Д.А. ([vorobev@istc.kg](mailto:vorobev@istc.kg))*

Институт коммуникаций и информационных технологий  
Кыргызско-Российского Славянского Университета

В связи с развитием горнодобывающих предприятий, расширением границ ведения горных работ, увеличением объемов добычи пород и руд, увеличением мощности массовых взрывов повышается интенсивность сейсмического действия взрывов и риски аварийных ситуаций на территориях примыкающих к горным работам. Поэтому возникает необходимость в оценке интенсивности сейсмического воздействия на охраняемые объекты, в том числе, в определении сейсмоопасных зон.

На данный момент имеются несколько методов оценки сейсмического воздействия буровзрывных работ на близлежащие сооружения:

- Аналитический метод основанный на расчете по формуле Садовского. Основное преимущество метода - простота и надежность оценки. Выражение определяет максимальную скорость колебаний в сейсмозрывной волне в зависимости от приведенного (по корню кубическому из массы заряда) эпицентрального расстояния. Физико-механические параметры горного массива в формуле учитываются интегрально через коэффициент сейсмичности. Однако формула не учитывает текущее геомеханическое состояние горного массива, детальные характеристики взрывчатых веществ и не позволяет учесть сложную реальную технологию проведения массового взрыва.

- Инженерная сейсмометрия - методика основывается на анализе параметров сейсмозрывных волн, регистрируемых сейсмометрической аппаратурой. Несмотря на высокую надежность, методика трудоемка, так как требует размещения на сооружениях большого количества аппаратуры.

- Численное моделирование сейсмического воздействия массовых взрывов на горный массив, сооружения и конструкции с различными физико-механическими свойствами материалов.

Метод численного моделирования с привлечением данных сейсмометрии для калибровки и тестирования расчетных моделей позволяет получить инструмент для прогнозирования сейсмического воздействия при взрывных работах, учитывающий особенности горного массива, проекта на взрыв, и проводить работу по подбору соответствующих параметров взрывных работ для уменьшения динамических нагрузок на охраняемые объекты. Такими параметрами могут быть тип взрывчатых веществ, схемы взрывания, массы взрывчатых веществ, размеры скважин, время замедления и т.д.

Рассмотрим методы определения сейсмоопасных зон.

**Допустимая и критическая скорость колебаний грунта.** Основным показателем сейсмического воздействия взрыва на сооружения является скорость колебаний грунта. Скорость колебаний в меньшей степени зависит от свойств грунта и прямо пропорциональна разрушениям, возникающим при взрывах, определяет энергию сейсмических волн, позволяет полнее учитывать технологию применения взрыва в производственных условиях [1-5].

Деформации и разрушения сооружений происходят в том случае, если скорость превышает некоторое критическое допустимое значение  $v_{кр}$ . При возбуждении в массиве скорости колебаний выше критического значения  $v_{кр}$ , сохранность сооружения носит вероятностный характер и зависит от конструктивных особенностей сооружений и

накопленных повреждений. Вероятность сохранности сооружений выражается следующей формулой [4]:

$$P = \exp\left(-0,01e^{\left(\frac{v}{v_0}\right)^2}\right), \quad (1)$$

из которой следует, что при скорости близкой к допустимому значению  $v_0$  вероятность сохранности сооружения близка к 1. Если скорость колебаний превысит допустимое значение в 2 раза, то вероятность сохранности сооружения будет близка к значению 1/2, что является предельно допустимым. Таким образом, следует различать допустимые  $v_0$  и предельные скорости колебаний  $v_{кр}$ , где предельно допустимая скорость в 2 раза больше допустимой скорости, т.е.

$$v_{кр} = 2v_0. \quad (2)$$

При выборе значения допустимого и предельно допустимого значения важно учитывать повторяемость взрывов и повреждаемость. В Таблице 1 приведена шкала оценки сейсмических колебаний на различные сооружения.

Предельно допустимая скорость зависит от физико-механических свойств среды и срока эксплуатации охраняемого сооружения определяется соотношением:

$$v_{кр} = 18,5 * 10^{-7} c e^{\frac{2,3}{1,16^T}}, \quad (3)$$

где  $c$  - скорость продольной сейсмической волны, м/с,  $T$  – срок эксплуатации, для стволов шахт принимается не менее 10 лет. Однако применение обобщенного значения допустимой скорости недостаточно для оценки сейсмического воздействия, поскольку необходимо учитывать особенности конструкции по формуле:

$$v_0 = 10e\sqrt{e^{k-p}}, \quad (4)$$

где  $k$  - класс сооружения,  $p$  - суммарный ранг объекта, учитывающий качественные и строительные особенности [5].

**Формула Садовского.** Для оценки распределения максимальной скорости колебания в горном массиве при взрыве часто применяется формула Садовского [4]:

$$v = K_u \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^n = K_u \left[ \frac{R}{\sqrt[3]{Q}} \right]^{-n}, \quad (5)$$

где  $v$  – максимальная скорость смещения грунта, см/с,  $K_u$  – коэффициент пропорциональности, зависящий от условий выполнения взрыва и распространения колебаний,  $Q$  – масса заряда взрывчатого вещества,  $R$  – расстояние до охраняемого объекта,  $n$  – постоянная величина показателя эффективного затухания скорости смещения.

Показатель степени  $n$  зависит от свойств грунта, а также от характера преобладающих сейсмических волн и расположения объектов относительно очага возбуждения колебаний. Коэффициент  $K_u$  изменяется в широких пределах и зависит от:

- свойств взрываемых пород,
- геологического условия на пути распространения волн,
- технологии выполнения взрыва,
- повторяемости взрыва,
- существующих повреждений в охраняемых сооружениях,
- конструкции заряда и т.д.

Коэффициенты определяются методом инженерной сейсмометрии на основе фиксируемых при наблюдении максимальных скоростей колебания в конкретных координатах.

**Расчет сейсмоопасных зон.** Расчет производится на основе принципа охраны сооружений:

$$v < v_{кр} . \quad (6)$$

где  $v$  и  $v_{кр}$  – возможная и предельно-допустимая скорости колебания грунтов при взрывах. Выражение позволяет определить безопасную массу заряда по определенному значению допустимой скорости колебаний и известному расстоянию, или, наоборот, вычислить область опасных зон на основании известной массы заряда и предельно-допустимого значения скорости [4].

Для приведенных расстояний  $R_3 = \frac{R}{\sqrt[3]{Q}} = 0,06 - 500 м / кг^{1/3}$  максимальная

скорость может быть рассчитана по следующей формуле [4]:

$$v_{кр} = K_V R_3^{-2,21R_3^{-0,05}} , \quad (7)$$

где  $K_V$  - поправочный коэффициент, учитывающий различия акустических жесткостей взрывааемых пород и грунтов в основании сооружений. Для расчета опасных зон необходимо вычислить приведенное расстояние  $R_3$ , с учетом относительного изменения интенсивности колебания с глубиной, интерференции при короткозамедленном взрывании (КЗВ), а также требуемого уровня надежности прогноза скоростей смещений.

Для КЗВ с интервалом замедления между группами не менее 20 мс рекомендуется применять следующие формулы для расчета радиуса опасных зон [6]:

- при однократном взрыве

$$R_{co} = 10 \sqrt[3]{Q / N} , \quad (8a)$$

- при многократных взрывов

$$R_{co} = 29 \sqrt[3]{Q / N} , \quad (8б)$$

где  $R_{co}$  - радиус сейсмоопасной зоны,  $N$  – число групп, на которые разделен суммарный заряд  $Q$ .

**Численное моделирование.** Рассмотрим применение метода конечных элементов (МКЭ) для оценки сейсмоопасных зон. Основная идея МКЭ - разделение сложных областей на конечное количество простых подобластей - конечных элементов (рисунок 1). В пределах каждой подобласти выбирается вид аппроксимирующей функции так, что коэффициенты полиномов выражаются через значения искомым функций в конечном числе узловых точек подобласти. Силы действующие на элемент рассматривают как силы, источником которых являются напряжения в узловых точках [9,10].

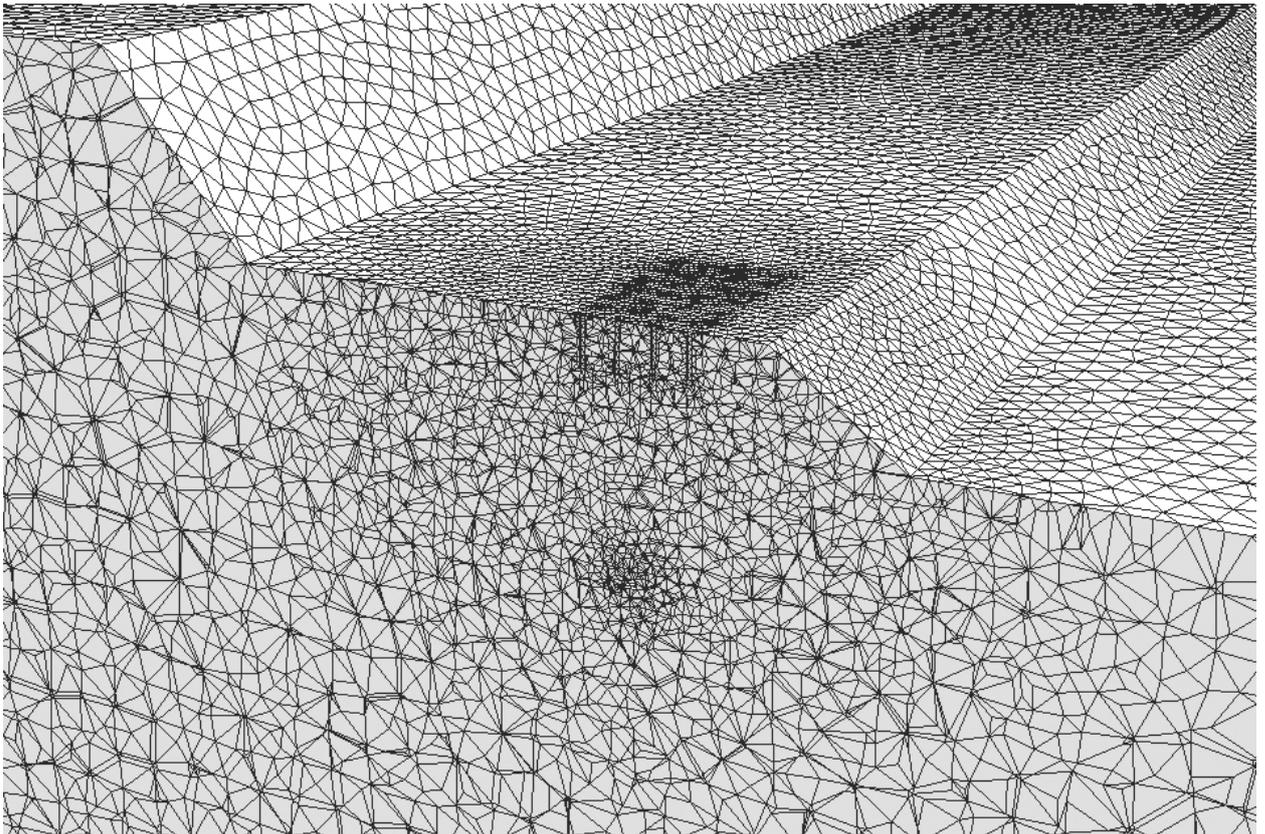


Рисунок 1 - Тетраэдральная пространственная модель взрываемого блока и охраняемого сооружения (подземной выработки)

Распространение динамических полей в ближней и дальней зоне при взрыве в горном массиве можно описать в рамках упруговязкопластичной модели Бигмана. Данная модель является упругой для области напряжений  $\sigma < \sigma_B$ , пластичной при  $\sigma \geq \sigma_B$  и записывается в следующем виде [5]:

$$\begin{cases} \varepsilon = \frac{\sigma}{E}, & \text{если } \sigma < \sigma_B; \\ \varepsilon = \frac{\sigma}{E} + \frac{\sigma - \sigma_B}{\eta}, & \text{если } \sigma \geq \sigma_B. \end{cases} \quad (9)$$

Здесь  $\sigma$  - напряжение,  $\sigma_B$  - предельное напряжение,  $\eta$  - динамическая вязкость,  $\varepsilon$  - деформация,  $E$  - модуль Юнга. Упругая область описывается уравнением Ляме [7]:

$$(\gamma + \mu)\text{grad}(\text{div}\vec{U}) + \mu\Delta\vec{U} = f, \quad (10)$$

где  $\vec{U}(x, y, z, t)$  - смещение частиц среды,  $\gamma, \mu, \rho$  - параметры среды,  $f$  - массовые силы. Для тела состоящего из конечного числа элементов записывается уравнение виртуальной работы. Положив, что массы сосредоточены в узлах элемента, получаем задачу в виде явной схемы [10,11]:

$$[M] \{\ddot{U}(t + \Delta t)\} = \{F\} - [K] \{U(t)\}, \quad (11)$$

где  $[K]$  - матрица жесткости,  $[M]$  - матрица масс,  $[C]$  - матрица демпфирования,  $\{F\}$  - вектор сил,  $\{U\}$  - вектор смещения,  $\Delta t$  - временной шаг. Матрица жесткости n-ого элемента определяется в виде:

$$[K^n] = [B^n]^T [E^n] [B^n] V^n, \quad (12)$$

где  $[B^n]$  - градиентная матрица,  $[E^n]$  - матрица напряжений,  $V^n$  - объем  $n$ -ого элемента.

Вычисление текущего вектора деформации  $\{\varepsilon^n(t)\}$  и вектора напряжения  $\{\sigma^n(t)\}$  каждого элемента для упругой зоны осуществляется по формулам:

$$\begin{cases} \{\varepsilon^n(t)\} = [B^n]\{U(t)\}, \\ \{\sigma^n(t)\} = [E^n]\{\varepsilon^n(t)\}. \end{cases} \quad (13)$$

Аппроксимируя значение ускорений и скоростей на временном шаге  $t$ , используя метод центральных разностей:

$$\{\ddot{U}(t + \Delta t)\} = \frac{\{U(t + \Delta t)\} - 2\{U(t)\} + \{U(t - \Delta t)\}}{(\Delta t)^2}, \quad (14a)$$

$$\{\dot{U}(t)\} = \frac{\{U(t + \Delta t)\} - \{U(t - \Delta t)\}}{2\Delta t}, \quad (14б)$$

получаем дискретизацию по времени:

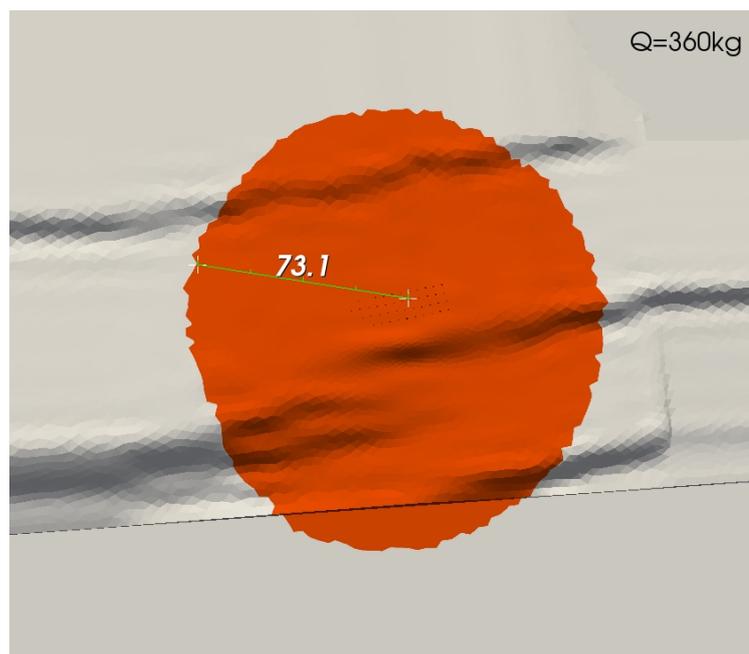
$$\frac{1}{(\Delta t)^2} [M]\{U(t + \Delta t)\} = \{f\}_n - \left( [K] - \frac{2}{(\Delta t)^2} [M] \right) \{U(t)\} - \frac{1}{(\Delta t)^2} [M]\{U(t - \Delta t)\}. \quad (15)$$

Временной шаг расчета определяется из условия Куранта, согласно которому за промежутки времени  $\Delta t$  распространяющаяся волна не должна пройти расстояния большего, чем половина минимального размера элемента  $\Delta L$ , т.е.

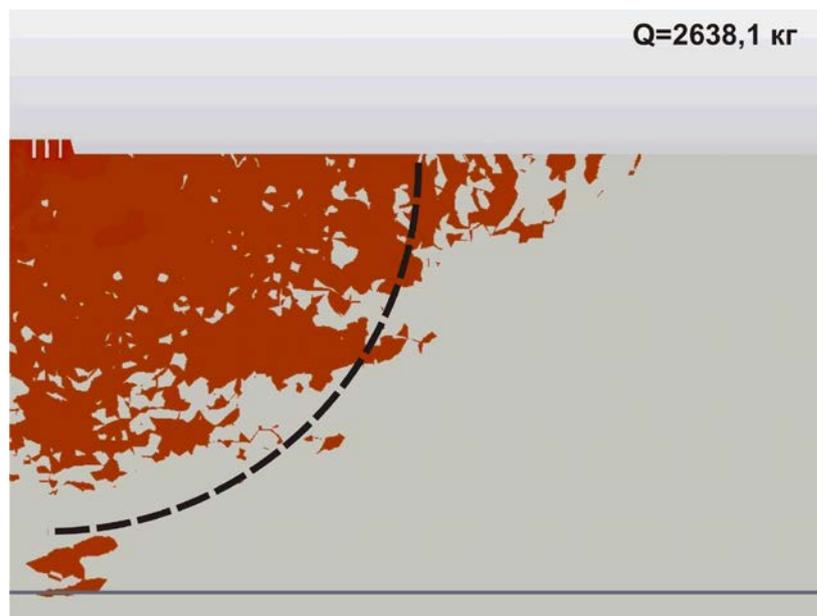
$$\Delta t \leq \frac{\Delta L}{c}, \quad (16)$$

где  $c$  - максимальная скорость звука в породах.

Выходными данными программы являются величины смещений, скоростей и ускорений в узлах конечно-элементной модели, вектор напряжений и деформаций для различных моментов времени. Обработка данных позволяет выделять те пространственные точки горного массива, в которых максимальные значения скоростей превысили определенные предельно допустимые значения  $v_{кр}$  (рисунок 2а). Как показывают расчеты, сейсмически опасные зоны представляют собой довольно сложную пространственную фигуру, на формировании которой влияют интерференционные процессы при КЗВ, геологическая структура и ориентация взрыва (рисунок 2б).



а)



б)

Рисунок 2. Сейсмоопасная зона при взрыве при различных массах единовременно взрывающего ВВ

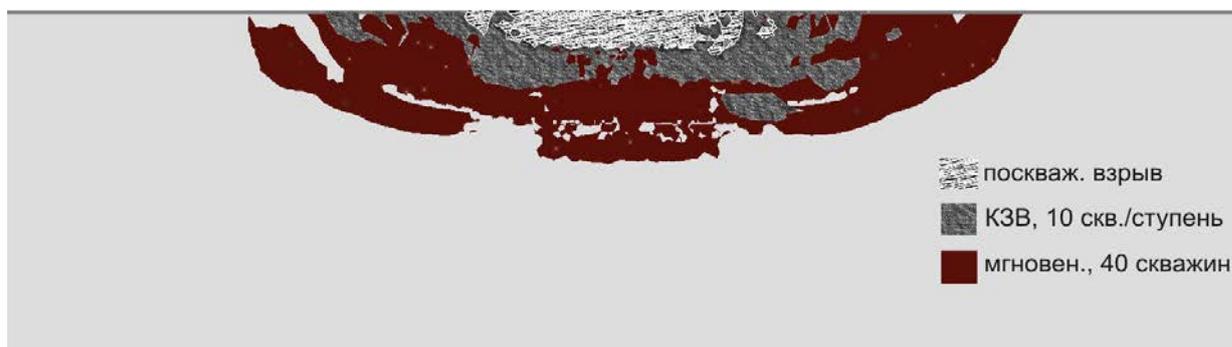


Рисунок 3. Сейсмоопасные зоны при различных схемах взрывания для зданий первого класса ответственности

Сравнение вычисленных сейсмоопасных зон позволяют подобрать оптимальные параметры взрывания для уменьшения сейсмического воздействия. На рисунке 3 представлены три расчетные зоны при различных схемах взрывания для блока 40 скважин:

- одновременный взрыв 40 скважин,
- КЗВ, взрыв 4 скважин на одну ступень замедления, время замедления 25 мс.,
- поскважинный взрыв время замедления 25 мс.

Сравнительный анализ этих зон показывает, что наиболее щадящим является поскважинное взрывание, поскольку значения опасная область при поскважинном взрывании меньше чем при мгновенном взрывании и КЗВ порядком, что соответствует ранее полученным выводам [11].

Список использованных источников:

1. Кутузов Б. Н. Разрушение горных пород взрывом : Учебник для вузов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: издательство МГИ, 1992. – 516 с.
2. Богацкий В. Ф., Пергамент В. Х. Сейсмическая безопасность при взрывных работах. М., «Недра», 1978. 128 с.

3. Богацкий В. Ф., Фридман А. Г. Охрана инженерных сооружений и окружающей среды от вредного действия промышленных взрывов. М., «Недра», 1982. – 162 с.
4. Мосинец В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М., «Недра», 1976. – 271 с.
5. Комир В.М. Повышение эффективности действия взрыва в твердой среде/ В.М. Комир, В.В. Воробьев, В.Н. Чебенко. Москва «Недра», 1988, 209 с.
6. Справочник. Открытые горные работы / Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Виницкий К.Е., Мельников Н.Н. и др. – М.: Горное бюро, 1994. 590 с.
7. Седов Л.И. Механика сплошной среды / Л.И. Седов. – М: Наука, 1970. – 492 с.
8. Гриб Н.Н., Пазынич А.Ю. Анализ сейсмических сейсмических эффектов от массовых взрывов разреза «Нерюнгринский» // Современные проблемы науки и образования. – 2010. – № 1 – С. 71-76
9. Додис Я.М., Нифадьев В.И. Разрушение горных пород при бурении и взрывании// Бишкек, КРСУ, 2006. – 374 С.
10. Усманов С.Ф., Коваленко В.А., Долгушев В.Г. Численное моделирование сейсмического воздействия на борт карьера //Вестник Кыргызско-Российского Славянского университета – 2009. – т.9. – №11 – С. 189 – 193.
11. Коваленко В.А., Райымкулов М.А., Воробьев Д.А. Сравнительный анализ сейсмического воздействия взрывных работ на карьере на подземные горные выработки методом численного моделирования// Вестник Кыргызско-Российского Славянского Университета. – 2015. – т.15. – № 3. – С. 116 – 119.

## ОЦЕНКА СЕЙСМИЧЕСКИХ КОЛЕБАНИЙ ПРИ МАССОВЫХ ВЗРЫВАХ

Коваленко В.А. ([kovalenko@istc.kg](mailto:kovalenko@istc.kg)), Райымкулов М.А. ([rmarat@istc.kg](mailto:rmarat@istc.kg)),

Воробьев Д.А. ([vorobev@istc.kg](mailto:vorobev@istc.kg))

Институт коммуникаций и информационных технологий  
Кыргызско-Российского Славянского Университета

Метод конечных элементов (МКЭ) предлагается применять для оценки сейсмического воздействия массового взрыва на охраняемые сооружения с учетом неоднородности геологической структуры, схемы взрывания, состава взрывчатых веществ, размера скважин и т.д., что способствует разработки технологии наиболее безопасного, оптимального способа ведения взрывных работ на карьере [1,2].

Как известно, основная идея МКЭ - разделение сложных областей на конечное количество простых подобластей - конечных элементов (рисунок 1). В пределах каждой подобласти выбирается вид аппроксимирующей функции так, что коэффициенты полиномов выражаются через значения искомых функций в конечном числе узловых точек подобласти [3-5].

Рассмотрим подробно этапы вычисления для тетраэдральных элементов для упругой модели среды. Силы действующие на элемент рассматривают как силы  $F_{x,y,z}^{i,j,k,l}(t + \Delta t)$ , источником которых являются напряжения в узловых точках:  $i, j, k, l$  - для тетраэдральных элементов. Координаты каждого узла обозначим вектором-координат:

$$\mathbf{r}^{i,j,k,l}(t) = \begin{pmatrix} x_n^{i,j,k,l}(t) \\ y_n^{i,j,k,l}(t) \\ z_n^{i,j,k,l}(t) \end{pmatrix}, \quad (1)$$

где  $x_n^{i,j,k,l}(t), y_n^{i,j,k,l}(t), z_n^{i,j,k,l}(t)$  - компоненты вектора в момент времени  $t$ .

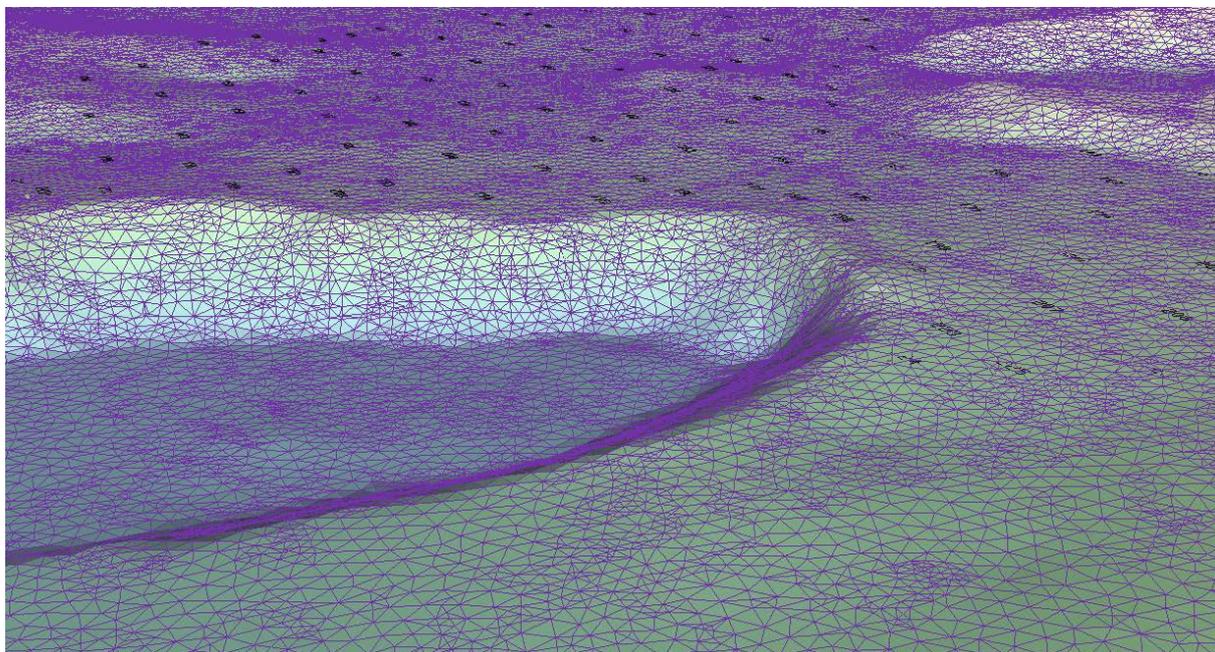


Рисунок 1 – Тетраэдральная пространственная модель взрываемого блока

При воздействии нагрузок на элемент в узлах элемента генерируются смещения, а в элементе – деформации и напряжения. Все перемещения узлов  $n$ -ого элемента записываются в виде глобальной матрицы перемещения:

$$\mathbf{u}^n(\mathbf{t}) = \begin{pmatrix} u_x^i(t) \\ u_y^i(t) \\ u_z^i(t) \\ u_x^j(t) \\ u_y^j(t) \\ u_z^j(t) \\ u_x^k(t) \\ u_y^k(t) \\ u_z^k(t) \\ u_x^l(t) \\ u_y^l(t) \\ u_z^l(t) \end{pmatrix}. \quad (2)$$

Вектор деформации  $n$ -ого тетраэдрального элемента записывается в виде:

$$\boldsymbol{\varepsilon}^n(\mathbf{t}) = \begin{pmatrix} \varepsilon_x^n(t) \\ \varepsilon_y^n(t) \\ \varepsilon_z^n(t) \\ \varepsilon_{xy}^n(t) \\ \varepsilon_{xz}^n(t) \\ \varepsilon_{yz}^n(t) \end{pmatrix}, \quad (3)$$

а вектор напряжения для упругой среды в виде:

$$\boldsymbol{\sigma}^n(\mathbf{t}) = \begin{pmatrix} \sigma_x^n(t) \\ \sigma_y^n(t) \\ \sigma_z^n(t) \\ \sigma_{xy}^n(t) \\ \sigma_{xz}^n(t) \\ \sigma_{yz}^n(t) \end{pmatrix} = \mathbf{E}^n \boldsymbol{\varepsilon}^n(\mathbf{t}), \quad (4)$$

где

$$\mathbf{E}^n = \frac{E^n}{(1+\nu^n)(1-2\nu^n)} \begin{pmatrix} 1-\nu^n & \nu^n & \nu^n & & & \\ \nu^n & 1-\nu^n & \nu^n & & & \\ \nu^n & \nu^n & 1-\nu^n & & & \\ & & & \frac{1-2\nu^n}{2} & 0 & 0 \\ & & & 0 & \frac{1-2\nu^n}{2} & 0 \\ & & & 0 & 0 & \frac{1-2\nu^n}{2} \end{pmatrix}, \quad (5)$$

матрица упругости [3-7], характеризующая физико-механические свойства элемента,  $\nu^n$  - коэффициент Пуассона,  $E^n$  - модуль Юнга  $n$ -ого элемента.

Для каждого элемента рассчитываются коэффициенты:

$i$ -ый узел

$$a_i^n = \begin{vmatrix} x_j^n & y_j^n & z_j^n \\ x_k^n & y_k^n & z_k^n \\ x_l^n & y_l^n & z_l^n \end{vmatrix}, \quad b_i^n = - \begin{vmatrix} 1 & y_j^n & z_j^n \\ 1 & y_k^n & z_k^n \\ 1 & y_l^n & z_l^n \end{vmatrix}, \quad c_i^n = \begin{vmatrix} 1 & x_j^n & z_j^n \\ 1 & x_k^n & z_k^n \\ 1 & x_l^n & z_l^n \end{vmatrix},$$

$$d_i^n = - \begin{vmatrix} 1 & x_j^n & y_j^n \\ 1 & x_k^n & y_k^n \\ 1 & x_l^n & y_l^n \end{vmatrix}$$

и т.д., из которых строится градиентная матрица  $\mathbf{B}^n$   $n$ -ого тетраэдра [6,7]:

$$\mathbf{B}^n = \frac{1}{6V^n} \begin{pmatrix} b_i^n & 0 & 0 & b_j^n & 0 & 0 & b_k^n & 0 & 0 & b_l^n & 0 & 0 \\ 0 & c_i^n & 0 & 0 & c_j^n & 0 & 0 & c_k^n & 0 & 0 & c_l^n & 0 \\ 0 & 0 & d_i^n & 0 & 0 & d_j^n & 0 & 0 & d_k^n & 0 & 0 & d_l^n \\ c_i^n & b_i^n & 0 & c_j^n & b_j^n & 0 & c_k^n & b_k^n & 0 & c_l^n & b_l^n & 0 \\ d_i^n & 0 & b_i^n & d_j^n & 0 & b_j^n & d_k^n & 0 & b_k^n & d_l^n & 0 & b_l^n \\ 0 & d_i^n & c_i^n & 0 & d_j^n & c_j^n & 0 & d_k^n & c_k^n & 0 & d_l^n & c_l^n \end{pmatrix}, \quad (6)$$

где

$$V^n = \mathbf{abs} \begin{pmatrix} 1 & x_i^n & y_i^n & z_i^n \\ \frac{1}{6} & 1 & x_j^n & y_j^n & z_j^n \\ 1 & x_k^n & y_k^n & z_k^n \\ 1 & x_l^n & y_l^n & z_l^n \end{pmatrix} \quad (7)$$

- объем элемента в недеформированном состоянии.

На основе соотношений (5) и (6) строится матрица жесткости:

$$\mathbf{K}^n = (\mathbf{B}^n)^T \mathbf{E}^n \mathbf{B}^n V^n \quad (8)$$

и рассчитываются текущие напряжения и деформации:

$$\begin{aligned} \boldsymbol{\varepsilon}^n(\mathbf{t}) &= \mathbf{B}^n(\mathbf{t}) \mathbf{u}^n(\mathbf{t}), \\ \boldsymbol{\sigma}^n(\mathbf{t}) &= \mathbf{E}^n \mathbf{B}^n(\mathbf{t}) \mathbf{u}^n(\mathbf{t}). \end{aligned} \quad (9)$$

Если применяется явная схема для решения уравнений движения, в правой части которой вычислены эквивалентные внутренние силы, то ускорение узла в текущий момент легко определяется, поскольку уравнения являются динамически не связанными [2,3]:

$$\ddot{\mathbf{u}}^{i,j,k,l}_{x,y,z}(t + \Delta t) = \frac{1}{M^{i,j,k,l}} [F^{i,j,k,l}_{x,y,z}(t + \Delta t) + R^{i,j,k,l}_{x,y,z}(t + \Delta t)], \quad (10)$$

где  $dt \leq \frac{1}{2} \sqrt{\frac{M_{\min}}{K_{\max}}}$  - временной шаг,  $M^{i,j,k,l}$  - масса  $i,j,k,l$ -го узла соответственно,

$F^{i,j,k,l}_{x,y,z}(t + \Delta t)$  - внешние заданные силы,  $R^{i,j,k,l}_{x,y,z}(t + \Delta t) = \sum_{\text{смежных элементов}} (\mathbf{K}^m(\mathbf{t}) \mathbf{u}^m(\mathbf{t}))^{i,j,k,l}_{x,y,z}$  - внутренние эквивалентные силы, которые вычисляются как сумма соответствующих компонент вектора  $\mathbf{K}^m(\mathbf{t}) \mathbf{u}^m(\mathbf{t})$  смежных узлов. После вычисления ускорений (10) определяются скорости:

$$\dot{\mathbf{u}}^i(\mathbf{t} + \Delta t) = \dot{\mathbf{u}}^i(\mathbf{t}) + \ddot{\mathbf{u}}^i(\mathbf{t} + \Delta t) \Delta t, \quad (11)$$

перемещения:

$$\mathbf{u}^i(\mathbf{t} + \Delta t) = \mathbf{u}^i(\mathbf{t}) + \dot{\mathbf{u}}^i(\mathbf{t} + \Delta t) \Delta t, \quad (12)$$

новые координаты узлов:

$$\mathbf{r}^i(\mathbf{t} + \Delta t) = \mathbf{r}^i(\mathbf{t}) + \mathbf{u}^i(\mathbf{t} + \Delta t) \quad (13)$$

деформации и напряжения в элементах по формулам (3) и (4). По напряжениям вычисляются эквивалентные внутренние силы [3]:

$$\mathbf{F} = (\mathbf{B}^n)^T \boldsymbol{\sigma}^n(\mathbf{t}) V^n, \quad (14)$$

которые служат основой для расчета последующего ускорения (10). Внутренние силы вычисляются поэлементно, в отличие от неявного метода, где собираются матрицы жесткости и матрицы масс, а затем смещения определяются решением алгебраических уравнений. Таким образом, согласно [3], явная схема с применением сосредоточенных масс позволяет обходиться без больших матриц, что удобно для организации вычислений и для экономии памяти и существенно для внедрения численных методов на горные предприятия.

Выходными данными расчета являются вектор напряжений и деформаций, величины смещений, скоростей и ускорений в узлах конечно-элементной модели для различных моментов времени. По этим данным строится картина динамических

процессов в массиве взрывах. На рисунке 2 представлена визуализация распространения взрывной волны, полученной методом МКЭ. Как видно из рисунка, моделирование позволяет получить динамическую трехмерную картину сейсмического воздействия на массив.

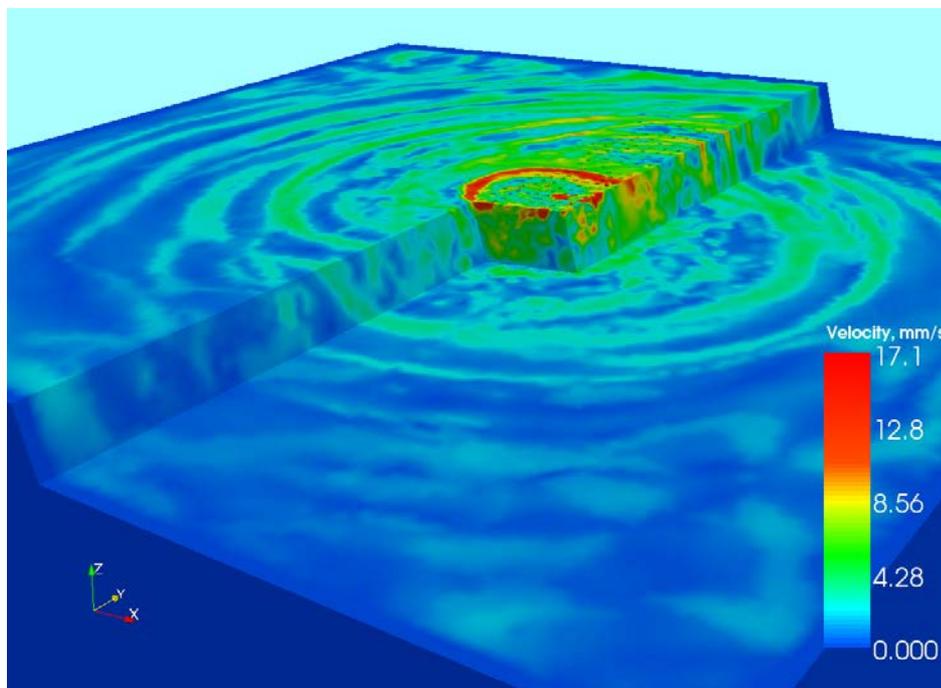


Рисунок 2 – Визуализация расчетных взрывных волн

На рисунке 3 - взрывная волна в ближней зоне. При расчете в ближней зоне необходимо учитывать хрупкие и пластические свойства среды [3]. Как видно из рисунка, моделирование позволяет учитывать поверхность массива и взаимодействия взрывных волн.

Моделирование учитывает конструктивные особенности охраняемых сооружений. На рисунке 4 - визуализация воздействия сейсмической волны на охраняемое сооружение. По максимальным значениям напряжения и скоростей колебаний определяется распределение нагрузок на сооружение в целом.

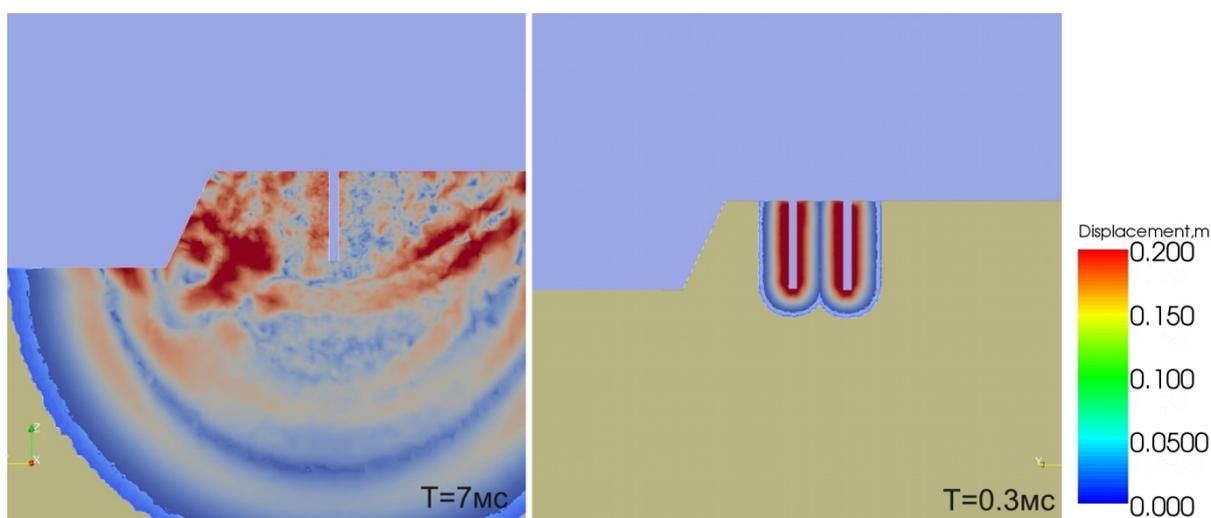


Рисунок 3 - Моделирование взрывной волны в ближней зоне

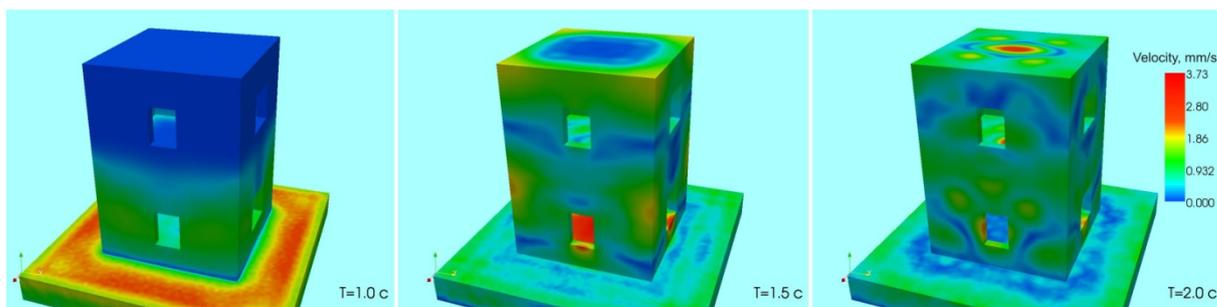


Рисунок 4. Сейсмическое воздействие на здание

Возможность моделирования сейсмического действия на стадии проектирования взрыва, т.е. до проведения самих взрывных работ, позволяет предварительно оценить нагрузки на охраняемые объекты. Постоянная детализация, калибровка и тестирования расчетных моделей обеспечивает адекватный и комплексный анализ сейсмического воздействия массовых взрывов на охраняемые сооружения. С другой стороны, возможность проведения различных численных экспериментов позволяет определять параметры взрывных работ, обеспечивающие более низкую интенсивность сейсмического воздействия. Это способствует созданию технологии наиболее безопасного, оптимального способа ведения взрывных работ на карьере.

#### Список литературы:

1. Коваленко В.А., Райымкулов М.А., Воробьев Д.А. Сравнительный анализ сейсмического воздействия взрывных работ на карьере на подземные горные выработки методом численного моделирования // Вестник Кыргызско-Российского Славянского Университета. – 2015. – т.15. – № 3. – С. 116 – 119.
2. Усманов С.Ф., Коваленко В.А., Долгушев В.Г. Численное моделирование сейсмического воздействия на борт карьера // Вестник Кыргызско-Российского Славянского университета – 2009. – т.9. – №11 – С. 189 – 193.
3. Коваленко В.А., Григорьев В.В. О численном моделировании разрушения горных пород динамическим нагружением // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, Академия наук СССР, Сибирское отделение, 1991, №5, С. 71– 77.
4. Cook Robert D. Concepts and Applications of Finite Element Analysis // John Wiley & Sons, Inc, 1974. - 402 P.
5. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов // М: Мир, 1979. - 388 С.
6. Гун Г.Я. Математическое моделирование процессов обработки металлов давлением // М: Metallurgy, 1983. - 352 С.
7. Машеков С.А., Смайлова Н.Т., Нуртазаев А.Е. Технологияковки в инструменте с изменяющейся формой // Монография. - Издательство: LAP LAMBERT Academic Publishing., 2012. - 634 С.

## СТРОИТЕЛЬСТВО УПОРНОЙ НАСЫПИ ПЕРЕД ЮЖНЫМ РУКАВОМ ЛЕДНИКА ДАВЫДОВА

*Жумалиев К. А, Кекиликов Т.К., Тогузбаев С.Б.*  
Kumtor Gold Company, Centerra Gold Inc.

Кумтор Голд Компани (КГК) ведет разработку бортов карьера в сложных гляциологических условиях. В мировой практике нет опыта ведения горных работ в подобных условиях. Отсутствует научная литература и практические рекомендации о поведении ледников при их отработке.

В последние годы работы карьера Кумтор на юго-восточном борту отмечались значительные деформации, связанные со сложным структурным строением борта, мореной и отвалами, слагающими борт и движением ледника Давыдова. Основным критерием опасных деформаций является их скорость.

Анализ величин сдвиговых деформаций юго-восточного борта карьера Кумтор, а также геомеханические расчеты на моделях, позволили установить критическую величину опасных деформаций борта.

Критическая величина принята равной 50 мм/час. При превышении ее значения руководством КГК производится оценка состояния борта, и предпринимаются дополнительные меры для уменьшения опасных деформаций борта карьера.

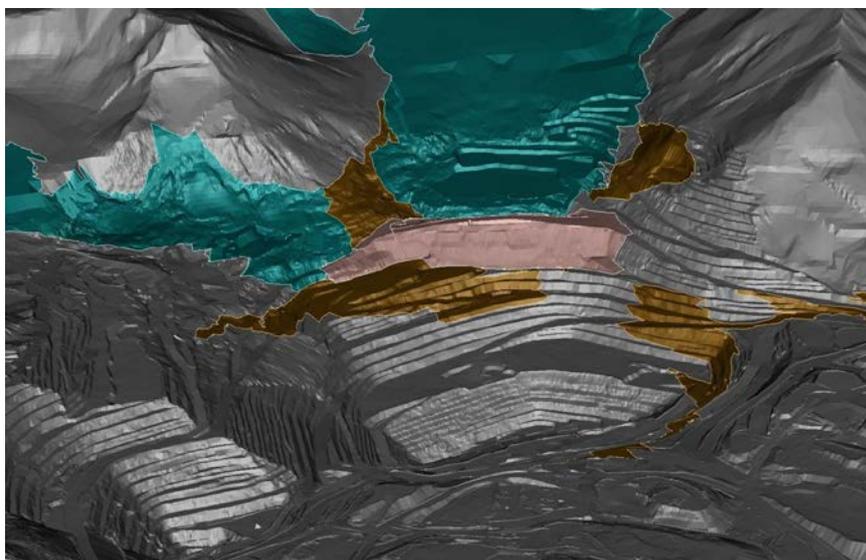
В феврале 2014 года произошло существенное увеличение скорости движения южного рукава ледника Давыдова. Производительность горных работ не могла обеспечить своевременную разгрузку смещающегося ледника.

Деформации смещения южного рукава ледника Давыдова привели к ситуации, в которой возникла необходимость пересмотреть методы ведения горных работ и параметры технологических процессов, как на период разгрузки, так и для дальнейшего применения.

Альтернативным вариантом снижения скоростей движения ледника, специалистами КГК и Центерры было предложено строительство упорной насыпи перед фронтом ледника Давыдова.

После проведенных расчетов были определены проектные параметры упорной насыпи, анализ устойчивости, и на основании этого, руководством компании было принято решение строительство упорной насыпи перед фронтом ледника Давыдова.

Необходимо отметить, что строительство упорной насыпи для сдерживания движения ледника является уникальным инженерным решением.



Для дополнительной оценки реализации строительства и устойчивости упорной насыпи, сдерживающей движение льда Южного рукава ледника Давыдова, было привлечено **Научно - проектная лаборатория «Устойчивости геотехнических объектов»**, была создана численная модель в программных кодах FLAC с применением функции перестроения сетки. Расчеты проводились с учетом времени и поэтапности предполагаемых работ, а именно:

- Отработка надвигающейся массы льда для подготовки площадки строительства;
- Строительство упорной насыпи.

## РАДИОЛОКАЦИОННАЯ СИСТЕМА РАДАР MSR 300

Тогузбаев С. Б. ([Salamat.Toguzbaev@kumtor.com](mailto:Salamat.Toguzbaev@kumtor.com)), Жумалиев К.А., Кекликов Т.К.  
Kumtor Gold Company, Centerra Gold Inc.

Автоматические системы мониторинга были установлены на карьере с целью обеспечения постоянного наблюдения за бортами карьера, чтобы повысить безопасность работы на карьере для персонала и оборудования. Автоматический мониторинг отражателей, расположенных по борту карьера, с помощью четырех автоматических маркшейдерских теодолитов (система Leica).

При разработке месторождения полезных ископаемых открытым способом, люди и оборудование постоянно находятся у подножия крутого, антропогенного откоса (уступ или борт карьера). Случаи, когда происходит обрушение такого откоса, приводящее к вывалу горной породы, могут привести к гибели людей, травмам и причинить ущерб оборудованию. Выявлено, что незначительное перемещение или изменение траектории перемещения на поверхности участка откоса, который вот-вот обрушится, почти всегда может быть обнаружено за несколько часов до обрушения. Такое изменение поведения откоса можно часто наблюдать за несколько дней, а также за несколько часов. Радиолокационная система (СРСГС) предназначена для отслеживания карьерных откосов и обнаружения подобного движения и предупреждения о надвигающемся обрушении, с тем, чтобы успеть эвакуировать персонал и оборудование перед обрушением.



Рисунок 1: Система радиолокационная для слежения и геодезической съемки (СРСГС)

Обрушение борта в крупном масштабе. Пугающая реальность. При обрушении, персонал может пострадать или даже погибнуть, а дорогостоящее оборудование может быть повреждено. Разумеется, существует много различных методов для отслеживания смещения породных откосов, и оповещения о необходимости эвакуации из опасных участков.

Эти традиционные методы имеют свои ограничения, например, необходимость в доступе к опасным участкам борта. Более того, они требуют доступа к мелким локализованным участкам. Пыль, смог, дождь и снег препятствуют нормальному функционированию подобных систем.

С гордостью представляем вам радар для отслеживания смещений и маркшейдерской съемки, более известный как MSR 300. Уникальность этого прибора заключается в том, что это единственная мониторинговая система в своем роде, которая обеспечивает полное покрытие выбранного участка борта. Максимальная дальность съемки составляет 2 500 метров. Система функционирует в дневное и ночное время, круглосуточно без перерывов.

Это единственный радар в мире, который позволяет снимать борт на расстоянии до 2 500 метров. Нет необходимости в непосредственном доступе на наблюдаемый участок. Другой уникальной чертой радара является возможность интеграции в систему цифровой модели обрабатываемого участка.

Для транспортировки радара можно использовать любой внедорожный автомобиль. Систему MSR можно развернуть и сориентировать за менее чем 30 мин.

Система может полностью контролироваться с помощью удаленного компьютера из любой точки земного шара. Система имеет продвинутое, но понятное для пользователя программное обеспечение. Инженер-геотехник может настроить пороги срабатывания сигнализации для обеспечения различных уровней оповещения о деформации откосов. Далее, оперативный центр получает звуковые и визуальные оповещения. Средний период съемки составляет 5-10 минут, при этом система способна обнаруживать смещения откоса, не превышающие одного миллиметра. Эвакуация из рабочих участков может осуществляться с минимальными потерями для производительности.

Другой уникальной чертой системы MSR является ее способность импортировать многослойную цифровую модель местности. Программное обеспечение имеет возможность интеграции с наиболее продвинутыми трехмерными системами мониторинга, таких как Geomos и Trimble 4D.

Включение слоев можно настраивать. Может быть включена такая информация, как присутствие геологических структур, систем трещин, типов горных пород. Это позволяет комбинировать данные по смещению с остальными данными из геотехнической базы данных. Еще одна фишка системы MSR – обеспечение съемки с географической привязкой к местности. Например, данные радара можно использовать для расчета объемов выбранного материала на участке, где производилась съемка. Радар способен работать в неблагоприятных условиях окружающей среды, включая экстремально низкую температуру (-50 C), сильный ветер, дождь, и высокогорье.

## ЦИФРОВАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПОДГОТОВКИ ПРОИЗВОДСТВА - ПТК «BLAST MAKER» В УСЛОВИЯХ РАЗРЕЗА «ТУГНУЙСКИЙ»

*Коваленко В. А. ([kovalenko@istc.kg](mailto:kovalenko@istc.kg)), Александров В. Г. ([vigal47@rambler.ru](mailto:vigal47@rambler.ru)),  
Татарчук С. Ю. ([steve@istc.kg](mailto:steve@istc.kg)),  
Институт коммуникаций и информационных технологий  
Кыргызско-Российского Славянского Университета  
Гаврилин М.Л. ([GavrilinML@suek.ru](mailto:GavrilinML@suek.ru)), Михайлов П.М. ([MikhailovPM@suek.ru](mailto:MikhailovPM@suek.ru)),  
ОАО «Разрез Тугнуйский»*

### **I. Введение**

Разработка большинства месторождений связана, как правило, с необходимостью предварительного рыхления горной массы. Для проведения вскрышных и добычных работ на карьерах с преобладанием скальных пород, наиболее выгодным является дробление массовым взрывом. От качества подготовки массовых взрывов зависят объемы вторичных буровзрывных работ и эффективность последующих производственных процессов, в частности, экскавации, транспортировки и дополнительного измельчения руды для ее обогащения.

Неоднородность прочностных свойств горных пород остается главным фактором, осложняющим проектирование взрывных работ и достижение требуемого качества дробления горной массы. Геологическая разведка в общем случае не может дать достаточно полной информации, так как шаг сетки разведочных скважин обычно слишком велик. Поэтому в отсутствии реальных данных о районировании карьерного поля, проектировщики при отбойке сложно-структурированных массивов намеренно завышают объемы бурения и количество взрывчатых веществ (ВВ) в скважинах.

Одним из эффективных способов получения сведений о свойствах взрываемого массива является использование информации, получаемой в процессе бурения скважин. Данный подход привлекателен тем, что не нарушает существующую технологию ведения работ на карьере и не требует дополнительных затрат на проведение геологических исследований, связанных с определением физико-прочностных характеристик слагающих пород блока. Программно-технический комплекс (ПТК) «BlastMaker» - практическая реализация такого подхода на основе передовых технологий в микропроцессорной технике и программировании. Автоматизированное проектирование буровзрывных работ с использованием этого комплекса обеспечивает расстановку скважин, учитывающую геометрию блока и свойства горных пород, и рациональное распределение скважинных зарядов для наиболее эффективного дробления горной массы. В условиях высокой интенсивности горных работ на карьерах ПТК «BlastMaker» обеспечивает оперативность и многовариантность проектных решений при выполнении БВР.

### **II. Состав и основные характеристики программных компонентов комплекса**

Программный пакет САПР БВР «BlastMaker» является комплексом программных средств, объединяющих цифровую модель месторождения, способы и средства сбора информации о среде, математическую модель взаимодействия заряда со средой, и средства, обеспечивающие подготовку необходимой проектной документации для производства массовых взрывов.

Внедрение в производство ПТК «BlastMaker» требует адаптации к реальным условиям карьера. При этом необходимо проведение целого ряда численных экспериментов, которые позволяют настроить корреляционную модель, уникальную для каждого месторождения.

Основными модулями САПР БВР являются:

- цифровая модель месторождения - для сбора, анализа и хранения геологической и технологической информации в трехмерном виде;
- цифровая модель поверхности карьера - обеспечивает построение карты поверхности карьера и выполнения операций горно-геометрического анализа;
- модуль проектирования БВ - для расчета параметров массового взрыва и расстановки скважин на взрываемом блоке;
- модуль имитационного моделирования - для оценки качества массового взрыва и прогноза параметров развала;
- модуль импорта-экспорта данных - обеспечивает взаимодействие пакета САПР БВР с программными продуктами, используемыми на предприятии;
- генератор выходных документов - предназначен для выполнения работ, связанных с подготовкой и выпуском проектной документации на массовый взрыв.

## **СУЭК**

В 2009 г. Сибирской Угольной Энергетической Компанией (СУЭК) принято решение о дальнейшем продвижении современных информационных технологий в подготовку и проведение буровзрывных работ (БВР) на угольных разрезах компании. Рассмотрено несколько вариантов реализации этого решения. В результате выбор был остановлен на предложении компании «BlastMaker»<sup>®</sup> (г. Бишкек) о внедрении одноименного программно-технического комплекса (ПТК), выгодно отличающегося комплексным подходом к автоматизации подготовки БВР на разрезе, а также уникальными компонентами этой системы: программным пакетом системы автоматизированного проектирования буровзрывных работ (САПР БВР) «BlastMaker» и автоматизированной системой сбора и передачи данных с буровых станков (АССД БС) «Кобус»<sup>®</sup>.

### **Существующая технология БВР**

В качестве пилотного предприятия для внедрения комплекса выбран разрез «Тугнуйский» (п. Саган-Нур, Республика Бурятия).

Несколько слов об условиях добычи на разрезе «Тугнуйский». Угольные пласты месторождения имеют пологое залегание, при этом по мере развития горных работ мощность пород вскрыши постепенно возрастает и в ближайшие несколько лет достигнет максимальных глубин - до 90 м. В настоящее время мощность вскрышных пород достигает 30 - 40 м. Коэффициент крепости пород по шкале проф. Протодьяконова изменяется от 3 (алевролиты на глинистом цементе) до 8,5 (песчаники на известковом цементе с прослоями окремненных пород), имеются крепкие прослойки с коэффициентом крепости до 14.

Вскрышные работы на разрезе практически полностью выполняются с применением БВР. В качестве исходной геологической информации для проектирования БВР используются данные по геологоразведочным скважинам, которые зачастую находятся даже вне взрываемого блока. При этом принимается, что представленная по этим данным геологическая структура едина для всего блока, а это далеко не всегда соответствует действительности, поскольку разрабатываемый массив горных пород имеет сложноструктурированное строение, расположение крепких и слабых слоев постоянно меняется, и предсказать размещение крепких слоев по глубине практически было невозможно. Проект на БВР, выполненный на основе таких данных, зачастую приводил к неравномерному дроблению горной массы, большому количеству негабаритов. В некоторых случаях оказывается необходимым повторное взрывание части блока.

Следует также отметить тот факт, что в отсутствие детальной геологической информации геологи предприятия при формировании предполагаемой структуры выбранного блока ориентируются, в соответствии с общепринятой в отрасли практикой

уменьшения выхода негабаритов, на максимально возможную крепость породы на блоке. Это приводит к завышению требуемой энергии взрыва для разрушения блока и как следствие - к перерасходу ВВ и к переизмельчению массива.

Потери на дополнительное бурение и взрывание при таком способе проектирования БВР в среднем по отрасли достигают 10 % от общего объема БВР.

### **Программно-технический комплекс «BlastMaker»**

Для эффективного ведения БВР необходимо иметь максимально полную информацию о геологическом строении взрываемого массива. Одним из способов получения дополнительных сведений о структуре и прочностных свойствах массива горных пород является использование данных, получаемых с буровых станков непосредственно в процессе бурения взрывных скважин [1]. Такой способ, реализованный в ПТК «BlastMaker», привлекателен тем, что не нарушает существующей технологии ведения работ на карьере и не требует дополнительных затрат на проведение геологических исследований. Одновременно становятся возможными автоматический сбор и накопление объективной производственной информации по каждому буровому станку и экипажу (пробуренные метры и скважины, производительно потраченное время и время на ожидание, и выполнение ремонта, заправки или техобслуживания, расход топлива, использование шарошек и применяемые режимы бурения, и другие сведения).

### **Результаты внедрения**

Работы по внедрению и опытно-промышленной эксплуатации комплекса на разрезе были выполнены в 2010-11 гг., с начала 2012 г. комплекс эксплуатируется в промышленном режиме.

Несмотря на небольшой срок промышленной эксплуатации комплекса, эффект от его внедрения заметен уже сейчас. Сравнение затрат на подготовку и выполнение вскрышных работ на карьере до и после внедрения ПТК показывает, что уменьшение количества скважин и расхода ВВ за счет оптимизации расстановки скважин и рационального распределения скважинных зарядов составляет по блокам от 3 до 7 %, повышение производительности экскаваторов за счет качественного дробления породы и исключения появления негабаритов - до 6 %, в значительной степени уменьшена непроработка подошвы уступа и разубоживание угля в связи с сохранением кровли пласта. *Таким образом, большинство проблем, связанных с качеством дробления массива горных пород массовым взрывом на разрезе, решены при внедрении комплекса.*

Помимо прямой экономии затрат на вскрышные работы, внедрение ПТК сопровождается:

- повышением производительности труда специалистов при проектировании БВР за счет уменьшения доли ручного труда при выполнении рутинных и трудоемких операций,
- повышением эффективности и оперативности проектирования массовых взрывов за счет осуществления картирования карьерного поля по буримости и взрываемости пород, обеспечения оперативного доступа специалистов к статистической и аналитической информации, хранящейся в базах данных ПТК, подготовки сводных отчетов для соответствующих подразделений и служб предприятия о ходе выполнения БВР,
- повышением производительности труда при бурении скважин за счет наведения станка на новые скважины в соответствии с проектом, передаваемым на буровые станки по радиосети, и исключения необходимости выноски меток сетки скважин на блок,
- повышением эффективности использования бурового оборудования и оснастки за счет внедрения средств объективного контроля за использованием парка буровых станков

предприятия и мониторинга режимов бурения.

Проектирование БВР на разрезе в настоящее время выполняется только в программной среде «BlastMaker». Инженеры-проектировщики получили мощный инструмент для подготовки массовых взрывов, значительно повысилась производительность труда специалистов за счет автоматизации процесса проектирования БВР. Сейчас в течение короткого времени специалист может спроектировать массовый взрыв блока, оценить проект, используя возможности имитационного моделирования; наглядно увидеть слабые места проекта; оперативно внести изменения и получить оптимальный проект на БВР. Генератор выходных документов позволяет легко и просто осуществлять вывод результатов проектирования БВР, данных маркшейдерской съемки, геологических изысканий, различной аналитической, статистической и оценочной информации, используемой на горном предприятии.

В качестве примера, на (рис. 1) ниже приведена карта распределения коэффициента крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова для одного из участков разреза «Тугнуйский», созданная в пакете САПР БВР «BlastMaker» по результатам обработки информации об энергетических параметрах бурения от системы сбора данных «Кобус» в процессе проходки примерно 4000 взрывных скважин.

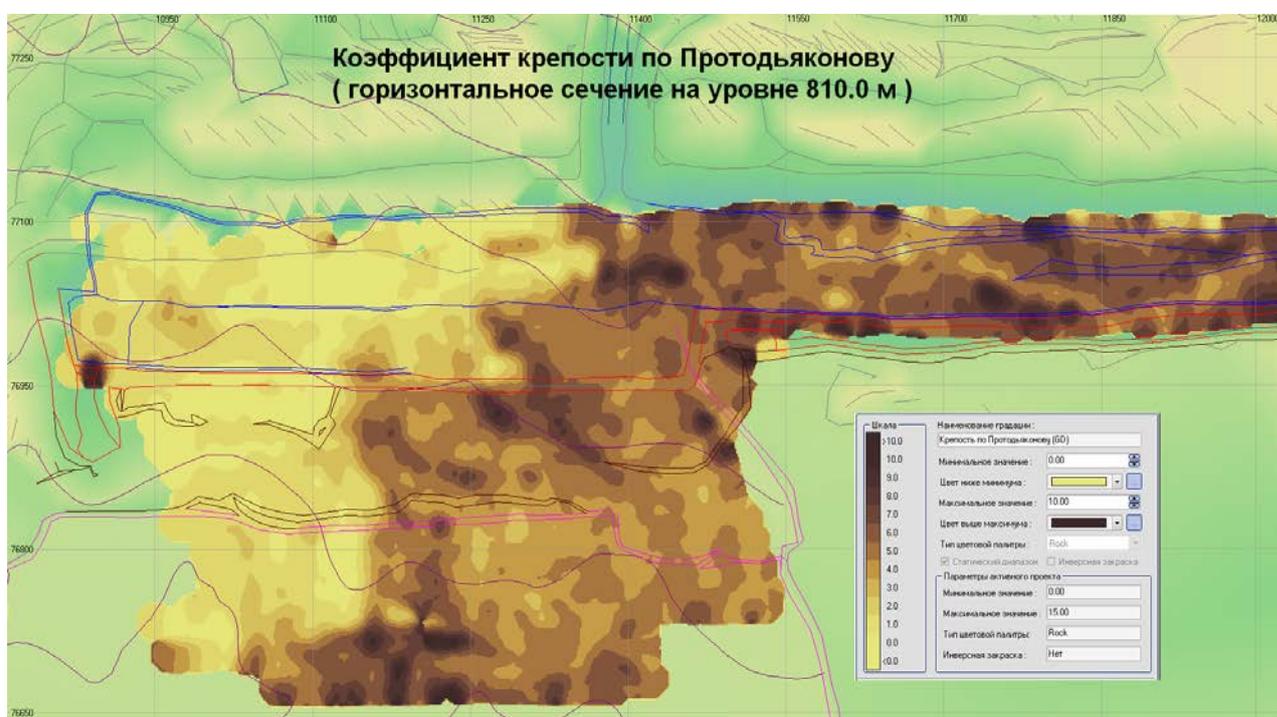


Рис 1. Карта распределения коэффициента крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова для одного из участков разреза «Тугнуйский»

Использование программного пакета САПР БВР «BlastMaker», программного обеспечения и технических средств АССД БС «КОБУС» предоставило реальную возможность комплексной автоматизации операций, выполняемых при проектировании и осуществлении БВР на разрезе.

Внедрение комплекса потребовало от предприятия также некоторой перестройки сложившейся практики ведения проектных и других работ, в том числе работы проектировщиков, буровиков, геологов, взрывников и маркшейдеров, и в итоге повысило общую организованность и оперативность работы служб.

## Оценка экономической эффективности внедрения ПТК

Анализ экономической эффективности ПТК выполнялся на основании данных производственных отчётов и полевых экспериментов, где за расчётную базу принят 2011 год. Анализ проводился для трёх последних лет 2012-2014 г.г. Анализ проводился по тем производственным процессам, на которые ПТК оказывает существенное влияние, а именно:

1. снижение удельного расхода ВВ в общей массе за счёт повышения качества проектов на бурение и взрывание;
2. повышение производительности буровых станков за счёт сокращения времени перемещения и задания точной глубины бурения;
3. увеличение выхода товарной продукции;
4. сокращение расхода горючего на перемещении станка к следующей скважине за счёт его точной навигации;
5. снижение потребления расходных материалов экскаваторов за счёт качественного дробления горной массы вскрыши.

### 1. Снижение удельного расхода ВВ

Экспериментальными исследованиями 2010-2011 г.г. [Артемов В.Б., Коваленко В.А., Каинов А.И., 2013] было установлено, что применение ПТК «BlastMaker» позволяет снизить удельный расход ВВ в общей массе (по всем типам ВВ, применяемым на разрезе) на 3-7%, что хорошо прослеживается по отчётным данным за 2010-2014 г.г. (таб.1):

Таб. 1. Расход ВВ на взорванную горную массу (форма ПТБ-4-01-П).

	2010	2011	2012	2013	2014
Расход ВВ, (т)	31180	40505	40696	46945	47671
Удельный расход, (кг/тыс.м <sup>3</sup> )	892,2	894,0	839,0	875,2	848,2

Примем в качестве базового удельного расхода ВВ значение  $q_0=894,0$  кг/тыс.м<sup>3</sup>, тогда снижение удельного расхода составит  $\Delta q = (19,0 \div 55)$  кг/тыс.м<sup>3</sup> с наибольшей вероятностью расчётная величина снижения удельного расхода ВВ, за счёт использования ПТК в 2012-2014 г.г., составляет  $\Delta q = 50$  кг/тыс.м<sup>3</sup>. Исходя из этого можно рассчитать экономию ВВ по годам промышленной эксплуатации ПТК:

Показатели	2012	2013	2014
Объём взорванной горной массы (тыс м <sup>3</sup> ) (форма ПТБ-4-01-П)	48507	53640	47671
Экономия ВВ (т)	2493,3	2757,1	2450,3

Суммарная экономия ВВ за три года составит – 7700,7 тонны, при средней цене ВВ – 30000 руб/т, экономия в денежном выражении составляет - **231021000 рублей.**

### 2. Повышение производительности буровых станков

На основании автоматически фиксируемых данных по бурению установлена фактическое количество скважин, набуренных каждым станком и определена средняя глубина скважин за 2010-2014 г.г. (таб. 2).

Таб. 2. Количество скважин по станкам и средняя их глубина

Год	Буровой станок	Кол-во скважин	Ср. глубина
2010	4205 (41)	1428	0,953488372
	4435 (42)	708	16,75792507
	4444 (43)	454	10,74074074
	4505 (44)	1247	6,595623987
	4603 (46)		
	4694 (48)		
	<b>Итого</b>	<b>3839</b>	<b>7,409555634</b>
2011	4205 (41)	7413	15,09522717
	4435 (42)	13774	15,50788237
	4444 (43)	14289	15,94589592
	4483 (45)	12482	15,96075391
	4505 (44)	14396	16,23842576
	4603 (46)	4038	15,70870337
	4694 (48)	9	9,428571429
<b>Итого</b>	<b>66401</b>	<b>14,84077999</b>	
2012	4435 (42)	18852	12,77554656
	4444 (43)	14233	16,42939997
	4483 (45)	13236	15,65227233
	4505 (44)	10972	14,42682927
	4603 (46)	19363	15,08861038
	4694 (48)	3029	10,97916667
	<b>Итого</b>	<b>79685</b>	<b>14,2253042</b>
2013	4435 (42)	10794	13,40140112
	4444 (43)	14664	14,74829506
	4483 (45)	19445	15,70185815
	4505 (44)		
	4603 (46)	20853	15,6911838
	4639 (39)	18115	10,61341675
	4694 (48)	20997	11,81960076
<b>Итого</b>	<b>104871</b>	<b>13,66262594</b>	
2014	4435 (42)	13631	17,55325179
	4444 (43)	5083	13,93414488
	4483 (45)	19602	14,1131827
	4603 (46)	13999	15,86874184
	4639 (39)	18660	11,63014219
	4694 (48)	15796	13,72218257
	<b>Итого</b>	<b>86771</b>	<b>14,47027433</b>

Экспериментально было установлено сокращение времени перемещения станка в условиях навигации и без неё.

В условиях навигации станка время переезда его и позиционирования на новую скважину сокращается в среднем на  $\tau = 20$  секунд или 0,333 мин.

Используя данные таб. 2. рассчитали затраты времени на бурение одной скважины, которое составило по годам (таб. 3.):

Таб. 3. Средние затраты времени на бурение 1-ой скважины

Годы	2011	2012	2013	2014
Среднее время проходки 1-ой скважины (мин.)	6,97x4=28	6,27x5=31	4,74x6=28	5.20x6=31

На основании данных о количестве пробуренных скважин по годам (таб. 2) рассчитано дополнительное количество скважин, которое набурено за счёт сокращения времени переезда станка на новую скважину в условиях навигации, что отражено в таб.4:

Таб. 4. Расчёт дополнительного количества скважин

Год	Расчёт	Дополнительное к-во скважин
2011	66401/365/0,88=206,7 скв/сут или 8,61 скв/час Время бурения 1-ой скважины $t_{бс}=28$ мин/скв	-
2012	79685/365/0,95=229,8 скв/сут или 9,58 скв/час Время бурения 1-ой скважины $t_{бс}=31$ мин/скв	79685x0,333/31= 856 скв
2013	104871/365/0,95=303,4 скв/сут или 12,6 скв/час Время бурения 1-ой скважины $t_{бс}=28$ мин/скв	104871x0,333/28= 1247 скв
	86771/365/0,95=276,8 скв/сут или 11,53скв/час Время бурения 1-ой скважины $t_{бс}=31$ мин/скв	86771x0,333/31= 932 скв
<b>Итого дополнительно набурено</b>		<b>3035 скважин</b>

Дополнительное увеличение набуренных скважин означает увеличение объёма вскрыши и, следовательно, объёма добычи угля. На основании фактических данных объективного учёта выполнения буровзрывных и выемочно-транспортных работ разреза «Тугнуйский» за 2010-2014 г.г. установлено, что в среднем за 2012-2014 г.г. объём выполненных вскрышных работ возрос на 1091 тыс. м<sup>3</sup> по сравнению с периодом 2010-2011 г.г., таким образом, на основании табл. 4 можно рассчитать дополнительную добычу угля и дополнительный от неё доход:

- Добыто за период 2012-2014 г.г. 36000000 тонн угля;
- Набурено 271327 скважин;
- На 1-у скважину приходится 133 т угля;
- За счёт навигации дополнительно набурено 3035 скважин;
- Дополнительная добыча угля 402688 т;
- Себестоимость угля 300 руб/т;
- Получен дополнительный доход **120806259 рублей.**

Таким образом, за период 2012-2014 г.г., разрез «Тугнуйский» сэкономил денежные средства в размере стоимости одного бурового станка – **120000000 рублей** за счёт автоматизированной навигации буровых станков. Внедрение ПТК «BlastMaker» также позволило повысить производительность маркшейдерских работ за счёт сокращения

операции выноса устьев скважин на блок, которая занимала в маркшейдерской службе порядка 50% фонда её рабочего времени.

### 3. Сокращение расхода горючего

Из таблицы 4 можно получить экономию общего времени работы станочного парка:  $(79685 \times 0,333 + 104871 \times 0,333 + 86771 \times 0,333) / 60 = 1506$  часов. Расход топлива одним станком составляет в среднем – 75 л/час, из чего следует экономия топлива – 113 т, цена 1-ой тонны топлива – 40000 рублей, откуда получаем экономию денежных средств – **4517595 рублей.**

### 4. Увеличение выхода товарной продукции

По отчётным данным разреза за 2010-2014 г.г. (таб. 5).

Таб. 5 Добыча угля(форма ПТБ-1-01-Ф)

	2010	2011	2012	2013	2014
Добыча угля, (тыс. т)	6856,3	10361,6	12521,3	12563,4	12822

Среднегодовая добыча угля за 2012-2014 г.г. составила - 12635,6 тыс. т.

Промышленное использование ПТК за 2012-2014 г.г. показало на реальных взрывах улучшение качества ведения БВР, которое выражается не только в качестве дробления горной массы на вскрыше, но и в более точном определении границ кровли угольного пласта, что учитывается в проектах бурения и взрывания. Это сразу отразилось на объёме разубоживания угля, что привело к дополнительному увеличению его добычи.

Расчёт дополнительного дохода от снижения разубоживания угля на кровле будем вести при следующих исходных данных:

- Среднегодовая добыча угля за 2012-2014 г.г. составляет  $-Q=12635,6$  тыс. т;
- Объёмный вес угля –  $q=1,47$  т/м<sup>3</sup>;
- Средняя высота угольного пласта –  $H=13,3$  м,
- Снижение глубины разубоживания –  $h=0,15$  м;
- Себестоимость 1 т угля –  $S=300$  руб/т.

Расчёт стоимости дополнительного объёма угля за 2012-2014 г.г:

А) среднегодовой объём добытого угля составляет –

$$W = Q/q = 8595,6 \text{ тыс. м}^3;$$

Б) среднегодовая масса дополнительно добытого угля -

$$\Delta W = 142506 \text{ т};$$

В) стоимость дополнительного объёма угля за 2012-2014 г.г –

$$\Delta C = 3 \times \Delta W \times S = 128255400 \text{ рублей.}$$

### 5. Снижение потребления расходных материалов экскаваторов

Под расходными материалами экскаваторов будем понимать те материально-технические ресурсы, которые в первую очередь подлежат большему или меньшему износу в зависимости от качества дробления горной массы на вскрыше – это канаты для всех типов экскаваторов, коронки для экскаваторов типа ЭШ 20/90, ЭШ 40/86, зубья для экскаваторов типа ЭКГ.

В таблице 6. приведены данные общих затрат расходных материалов экскаваторов и затраты, отнесённые на вскрышные работы, за период 2010-2014 г.г.

Таб. 6. Затраты на расходные материалы экскаваторов общие и на вскрышные работы, экономия затрат по годам

	2010	2011	2012	2013	2014	
Затраты на МТР общие, (тыс. руб.)	23432,3	30281,6	25052,5	17026,8	11232,1	
Объём эксковаторных работ (тыс. м <sup>3</sup> )	55311	78515	83575	84668	86903	
Объём вскрыш. работ (тыс. м <sup>3</sup> )	40377	57316	60658	59522	55740	
Доля вскрышных работ	0,73	0,73	0,726	0,703	0,641	
Затраты на МТР, вскрыша, (тыс. руб.)	17105,4	22105,6	18188,1	11969,8	7199,8	
Экономия затрат на МТР на вскрыше, (тыс. руб.)	Не учитывалось	техническое перевооружение	0	3917,5	10135,8	14905,8

В виду того, что в 2010 году шло техническое перевооружение парка экскаваторов, экономия затрат МТР этого года не учитывалась, а за базовый принят 2011 год. Из таб. 6 следует, что суммарная экономия средств на МТР по экскаваторам, занятых на вскрышных работах, составила за 2012-2014 г.г. **28959100 рублей**, которая сложилась в основном за счёт влияния ПТК «BlastMaker» на качество дробления горной массы. Это подтверждается расчётом удельного времени черпания экскаваторов (таб. 7.), которое точно отражает качество дробления взорванной горной массы [Додис, 2007].

Таб. 7. Расчёт среднего удельного времени черпания экскаватора на вскрышных работах

	2010	2011	2012	2013	2014
Объём эксковатор. работ (тыс. м <sup>3</sup> )	55311	78515	83575	84668	86903
Объём вскрыш. работ (тыс. м <sup>3</sup> )	40377	57316	60658	59522	55740
Доля вскр. работ	0,73	0,73	0,726	0,703	0,641
Количество эксков. На вскрыше, (шт)	11	12	11	10	5
Объём вскрыши на 1-н экскав. (тыс. м <sup>3</sup> )	3670	4776	5514	5952	11148
K <sub>т</sub>	0,79	0,88	0,95	0,95	0,95
Ресурс рабочего времени (дни)	288,35	321,2	346,75	346,75	346,75
Удельные затраты времени черпания (сек/ м <sup>3</sup> )	6,78	5,82	5,7	5,04	2,7

Необходимо отметить, что коэффициент технической готовности - это в основном показатель качества технического обслуживания парка экскаваторов, которое за период 2012-2014 г.г. повысилось, по отношению к базовому 2011 году, в 1.08 раза. Учитывая это замечание затраты на МТР экскаваторов занятых на вскрышных работах 2012-2014 г.г. за счёт использования ПТК «BlastMaker» составит – **26813981 рубль**.

## **ЗАКЛЮЧЕНИЕ**

Внедрение ПТК «BlastMaker» и его эксплуатация за период с 2012-2014 годы позволило получить ОАО «Разрез Тугнуйский» значительный экономический эффект, а окупаемость затрат, связанных с этой инновацией, составила шесть месяцев.

### **Список литературы:**

1. В.Б. Артемьев, И.А. Коваленко, А.И. Каинов и др. «Современные информационные технологии в подготовке и проведении БВР на угольных разрезах СУЭК». Горный журнал Казахстана, №11. Алматы – 2013, с. 33-41.
2. Я.М. Додис «Критерии оценки качества взрывной подготовки горной массы к выемке», Вестник КРСУ, Т. 7, №1. Бишкек - 2007, с. 57-68.

ПЕРЕДОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ НА КАРЬЕРАХ  
Сборник докладов

Сборник подготовлен к публикации  
в Кыргызско-Российском Славянском университете,  
под редакцией *В.А. Коваленко*,  
к.т.н., директора Института коммуникаций  
и информационных технологий  
Кыргызско-Российского Славянского университета

Подписано в печать 29.08.17  
Формат 60 x 84 <sup>1</sup>/<sub>8</sub>. Печать офсетная.  
Объем 16,75 п.л. Тираж 50 экз.  
Заказ 480

Отпечатано в отделе оперативной полиграфии  
720048, г. Бишкек, ул. Горького, 2а