

АВТОМАТИЗИРОВАННАЯ ПОДГОТОВКА ПРОИЗВОДСТВА НА КАРЬЕРАХ: ПРОБЛЕМЫ И РЕШЕНИЯ

В.А. Коваленко (kovalenko@istc.kg),
Кыргызско-Российского Славянского университета

По данным ООН с 2006 по 2050 гг. население Земли возрастет с 6,5 до 9 млрд. человек. Из прогнозов промышленного развития мира следует, что к названному времени достигнутые сегодня объемы добычи минерального сырья также будут увеличены в 1,4-1,5 раза.

Путь экстенсивного развития горных предприятий мало перспективен ввиду чрезмерных масштабов расширения действующих заводов-изготовителей горно-транспортного оборудования и огромных капиталовложений, необходимых на поддержание и развитие достигнутых уровня и показателей горного производства. Таким образом, *возникает объективная необходимость увеличить темпы, объемы и улучшить технико-экономические и экологические показатели горного производства с наименьшими затратами времени, средств и труда.*

Исходя из тенденций развития постиндустриального мира, можно утверждать, что *одним из наиболее перспективных методов решения проблемы является интенсивный путь развития на основе глобальной компьютеризации основных процессов производства на карьерах, а именно – автоматизированная подготовка, управляемое разрушение массива горных пород для достижения максимального качества взрывов при минимальных затратах и наибольшей производительности погрузочных и транспортных средств в забоях, включая оценку изменений устойчивости уступов и бортов карьеров в результате буро-взрывных работ (БВР). Такой подход к достижению цели включает адаптивное управление указанными процессами.*

Известно, что существующие модели управления разрушением скальных пород массовыми взрывами, разработкой забоев и доставкой горной массы рассматривают эти процессы как раз-розненные объекты информационных технологий. Независимость в управлении процессами может привести, например, к удовлетворительному дроблению горных пород взрывами, но к аварийному разрушению части борта карьера в результате многократных сейсмических воздействий. Следовательно, необходимо в комплексе с БВР создать систему моделирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород и непрерывного мониторинга смещения уступов и отвалов.

Не менее важное значение в практике открытой разработки месторождений приобретает оптимизация объема взрывааемых блоков, качества дробления пород и связанные с ними производительность экскаваторов и транспорта, что напрямую определяет производительность труда и затраты на разработку месторождений. Все это требует нового подхода к оперативной подготовке производства, проектированию и управлению основными технологическими процессами. Единственным способом резко ускорить проектирование горных работ на карьерах, а также обеспечить высокое качество и значительное улучшение технико-экономических показателей является автоматизация подготовки производства на основе полной компьютеризации.

Указанный подход к созданию Системы Автоматизированного Проектирования Буро-Взрывных Работ на карьерах – САПР БВР предложен в 1976 г. В.А. Коваленко. Первые положительные решения были получены во Фрунзенском политехническом институте на кафедре АСУ и ВТ и в Отраслевой научно-исследовательской лаборатории Союзгосхимпрома СССР совместно с Е.Г. Барановым, И.А. Тангаевым, В.В. Григорьевым, С.Ф. Усмановым, Д. Керимбаевой, С.Гришенковым. Большую практическую поддержку в проведении опытной проверки результатов исследований и разработок исполнителям темы оказали руководители НПО «Апатит», ПО «Кара-Тау», р/у «Жанатас».

В новое время работа продолжена в Кыргызско-Российском Славянском университете в форме Проектов Международного Научно-технического Центра (www.istc.ru). Именно в Славянском университете при постоянной поддержке ректора Университета докт. техн. наук, проф. В.И. Нифадьева была создана Система Автоматизированной Подготовки Производства на карьерах – BLAST MAKER.

Комплекс BLAST MAKER включает:

- Цифровую модель месторождения.
 - Модель расчета оптимальных параметров буро-взрывных работ.
 - Численное моделирование динамического действия скважинного заряда.
 - Инструментальные средства непрерывного сбора, обработки и передачи информации о массиве горных пород непосредственно с буровых станков в процессе проходки взрывных скважин.
 - Мониторинг режимов бурения и картирование массива горных пород по физико-механическим свойствам на основании данных, непрерывно получаемых в процессе бурения взрывных скважин.
 - Пакет программ автоматизированного проектирования параметров буро-взрывных работ.
- В Дополнительное Программное Обеспечение входят:
- Система оценки гранулометрического состава взорванной породы.
 - Система оценки устойчивости бортов карьеров.

Одно из главных достоинств Системы – осуществленная на практике идея синтеза исходных данных о массиве горных пород в границах взрывааемых блоков и технологических требований при минимальных затратах на основные процессы открытой разработки месторождений. В частности, разработана цифровая модель массового взрыва, позволяющая оптимизировать параметры БВР: расстановку скважин в границах взрывааемых блоков с учетом неоднородности массива горных пород, величины и конструкции скважинных зарядов ВВ, которыми располагает карьер ко времени производства работ; созданы условия для позиционирования буровых станков с помощью GPS по координатам, определяемым Системой.

В результате такого решения значительно улучшились сохранение структуры взорванного массива и состояние экскаваторного забоя, повысилась производительность погрузочных и транспортных работ; отмечено снижение отрицательного воздействия сейсмического эффекта и экологических последствий взрывных работ в границах карьеров.

Пакет BLAST MAKER может успешно применяться автономно и совместно с другими системами.

Положительные результаты первого этапа опытной проверки прибора – контроллера бурового станка КОБУС, предназначенного для сбора данных о взрывааемом массиве пород совместно с пакетом BLAST MAKER, позволяют наметить новые задачи, рассчитанные на более глубокое исследование призабойного массива пород в процессе подготовки к взрыву и после взрыва. Продолжение работ с одновременным изучением состояния и реакции на взрывы свободных поверхностей карьера и прогнозирование устойчивости бортов с разработкой трехмерных моделей для решения пространственных задач – станут главными в намечаемых исследованиях и разработках.

Таким образом, выдвигается новая амбициозная задача: создать методы и средства непрерывного мониторинга всех процессов горного производства из единого центра при участии геологической, маркшейдерской, геотехнической и гидрогеологической служб карьера для интегральной оценки состояния карьера, как единого объекта оптимизации элементов системы «затраты – прибыль» с максимальным учетом состояния техники безопасности, правил технической эксплуатации и требований охраны окружающей среды.

СИСТЕМА АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ.

Долгушев В.Г. (dolgushev@istc.kg), Нагавицин В.А. (nagavitsin@istc.kg),
Кыргызско-Российский Славянский Университет

Современные возможности компьютерных технологий моделировать и проектировать различные процессы, доступно и наглядно представлять графические данные позволяют пользователям эффективно применять компьютеры для процессов визуализации информации. Важнейшей областью применения вычислительной техники являются системы автоматизированного проектирования (САПР), которые в широком смысле являются основным инструментом во многих сферах человеческой деятельности. Это и научные исследования, и разработка новых программных систем, и, наконец, разнообразие проблемно-ориентированных направлений.

Особая и важная роль отводится применению САПР на производстве, где с повышением уровня автоматизации улучшается качество выполняемых работ наряду с уменьшением энергетических, временных и материальных затрат.

Основным способом отбойки горных пород при добыче минеральных ресурсов на карьерах являются буровзрывные работы (БВР). Проектирование БВР трудоемкий процесс, требующий высокой точности, оперативности в расчетах и подготовке необходимой документации. Неоднородность прочностных свойств горных пород остается главным фактором, осложняющим проектирование взрывных работ и достижение равномерного дробления горной массы. Геологическая разведка в общем случае не может дать достаточно полной информации, так как шаг сетки разведочных скважин слишком велик. Поэтому в отсутствии реальных данных о районировании карьерного поля проектировщики при отбойке сложно структурных массивов завышают расход бурения и взрывчатых веществ (ВВ) в среднем на 20-25%.

Одним из эффективных способов получения необходимых сведений о прочностных свойствах массива является использование информации, полученной в процессе бурения взрывных скважин блока. Данный подход привлекателен прежде всего тем, что не нарушает существующего на карьере режима работ и не требует затрат на проведение дополнительных геофизических работ по детализации свойств горных пород взрываемого блока.

Разработанный пакет САПР буровзрывных работ (САПР БВР) «Blast Maker» - практическая реализация данного подхода, выполненная на высоком уровне и с применением передовых технологий в микропроцессорной технике и программировании. В основу программного модуля заложены сложные физико-математические модели. Вместе с тем, программная оболочка комплекса адаптирована к среде Windows и имеет дружелюбный, интуитивно понятный, интерфейс. Система позволяет: учитывать геологические, физико-механические, технико-экономические характеристики карьера; формировать базы данных по разведочным, эксплуатационным, взрывным скважинам; получать оптимальное проектное решение о ведении БВР на блоке с учетом геологической среды, ресурсного обеспечения, технических требований взрывания, технико-экономических требований к качеству взрыва.

Основой разработанной САПР БВР является автоматизация информационного обеспечения, т.е. сбор, хранение и обработка исходных данных о геологической среде, о качестве взрыва, о ресурсном обеспечении, о контрольных директивных технико-экономических параметрах.

Автоматизация проектирования обеспечивает целый ряд преимуществ и выгод, но лишь некоторые из них поддаются количественной оценке. Частично эффективность САПР достигается за счет неявных факторов улучшения работы, получения более содержательной и более полезной информации, совершенствования процесса управления - и все эти факторы трудно выразить в количественной форме. Некоторые другие выводы сами по себе поддаются количественному выражению, однако, их результат проявляется на более поздних стадиях производственного процесса, и потому трудно бывает оценить соответствующие выгоды при проектировании.

В основу САПР БВР положены следующие системы:

1. Цифровая модель месторождения (ЦММ).

ЦММ описывает геологическую, физико-механическую, технологическую информацию о месторождении в дискретном трехмерном виде. В отличие от существующих, модель представляет собой динамическую базу данных, например, физико-механических свойств, которая постоянно пополняется данными от бурового станка. При этом программно заложены алгоритмы интер- и экстраполяции, позволяющие автоматически прогнозировать параметры соседних элементов цифровой модели. Непрерывное сопровождение цифровой модели обеспечивает повышение достоверности информации. Кроме данных о содержании полезного ископаемого, цифровая модель аккумулирует основные технологические и физико-механические свойства горного массива пород, что позволяет более качественно проектировать технологические процессы, в том числе и буровзрывные работы.

Цифровая модель месторождения тесно связана с системой геометрической визуализации карьерного поля и горно-геометрического анализа. Эта система позволяет планировать горные работы с учетом расположения рудного тела, проектировать транспортные коммуникации, определять объемы вскрышных работ, наглядно представлять поверхности карьера в различных масштабах и ракурсах, редактировать трехмерные изображения.

Управление базами данных объемной модели месторождения осуществляется графическим редактором пользователя:

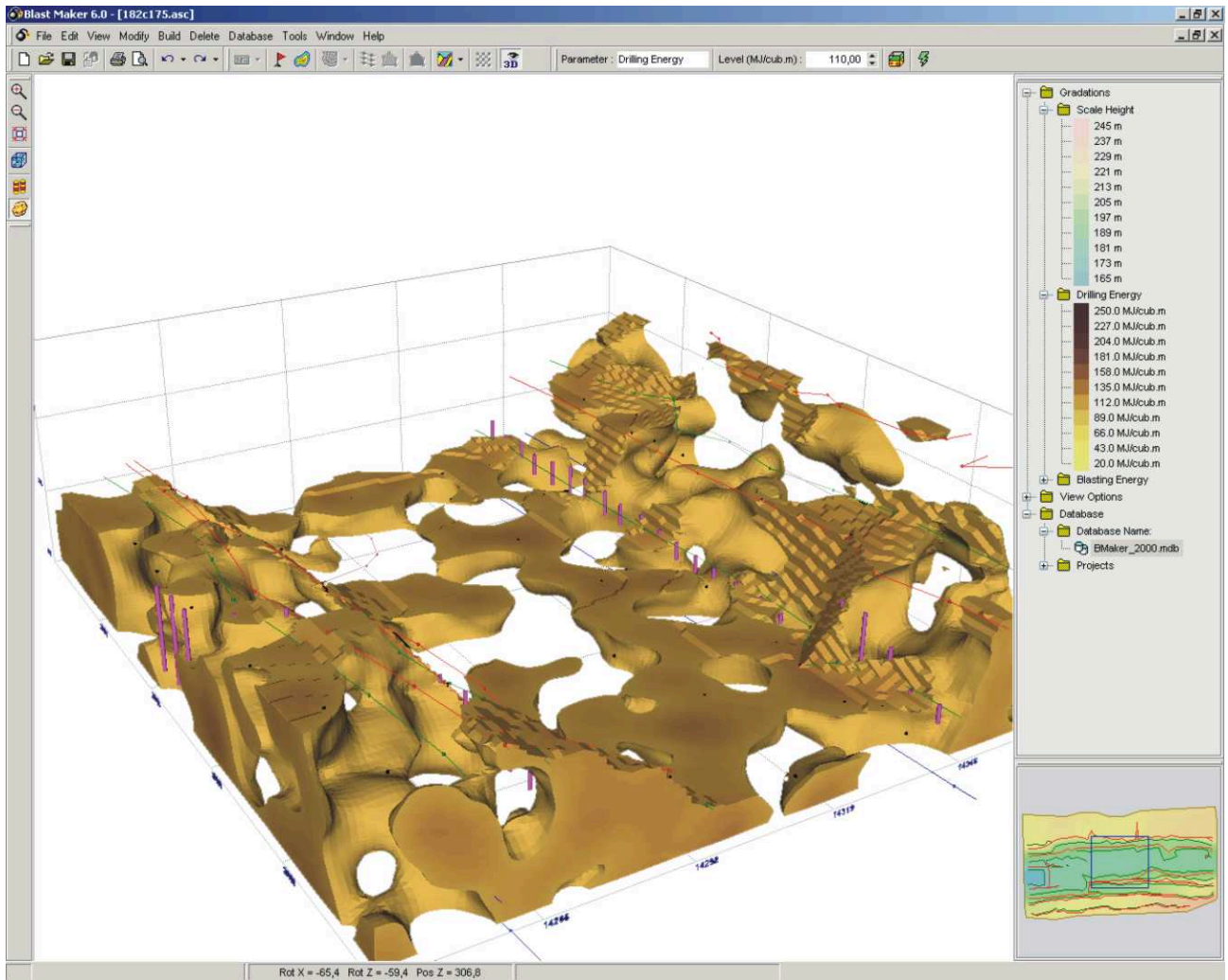


Рис. 1. Цифровая модель месторождения

2. Автоматизированная Система сбора данных с буровых станков.

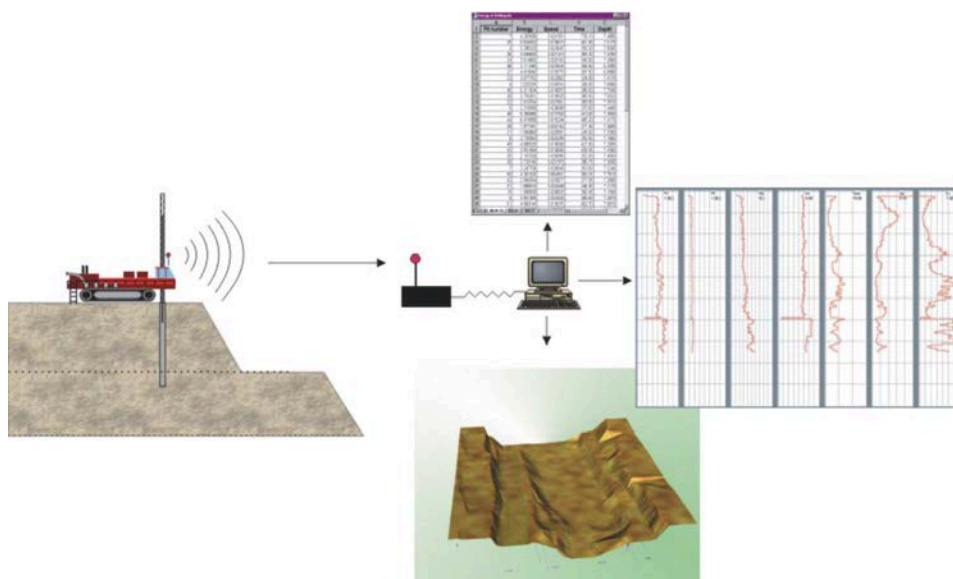


Рис. 2. Система сбора данных с буровых станков «КОБУС»

В основу системы сбора данных с буровых станков положена методика определения прочностных характеристик массива по данным энергоемкости бурения. Одним из удачных энергетических показателей является удельная энергия бурения, которая зависит от нагрузки на долото, сечения скважины, скорости вращения долота, вращающего момента долота, скорости проходки, вибрации бурового станка. По этим параметрам можно отслеживать технологические свойства породы, а также идентифицировать породы и крупные трещины. В системе разработана аппаратура регистрации параметров бурения с последующим определением прочностных характеристик породы. Аппаратура предназначена для работы в климатических и эксплуатационных условиях с широким диапазоном – температурные ограничения от -40 °С до +50 °С, выдерживает высокий уровень вибрации, имеет пыле- и влагонепроницаемый корпус. Все данные с буровых станков в режиме реального времени поступают по радиоканалам на компьютер, установленный в диспетчерском пункте или административном центре. В центральной станции все параметры рассматриваются в комплексе и фильтруются через соответствующие алгоритмы. Вместе с тем, измеряемые в процессе бурения параметры отражают не только свойства горных пород, но также и состояние бурового инструмента.

3. Подсистема проектирования БВР.

Модуль предназначен для выполнения аналитических и графических работ, связанных с выпуском проектно-технической документации по производству буровзрывных работ на заданном блоке. Данная подсистема является центральной и тесно связана с другими подсистемами, при этом она включает:

- удобный и наглядный пользовательский интерфейс, позволяющий программно вызывать вычислительные модули;
- визуальное 3-х мерное отображение выбранного блока или участка карьера с возможностью его вращения, перемещения и масштабирования;
- редактор скважин в блоке (перемещение, удаление, добавление скважин, изменение длины скважины, угла наклона, величины скважинного заряда и т. д.);
- автоматическая расстановка скважин и их координатная привязка к системе ориентации блока. Подсистема оптимизации передает модулю «авторасстановки» основной параметр – количество скважин в блоке, необходимое и достаточное для качественного его разрушения заданным типом ВВ, после чего происходит процесс оптимального расположения скважин;
- автоматизированная нумерация скважин;
- расстановка скважин по регулярной сетке;
- коммутация скважин (ручная и автоматическая) и установка интервалов замедления для выбранных скважин;
- отображение паспорта на бурение со всеми необходимыми данными, представленными в графическом, табличном и текстовом виде, с выводом его на печать;
- отображение проекта на взрыв со всеми необходимыми для выполнения взрывных работ данными, представленными в графическом, табличном и текстовом виде согласно требованиям типового проекта на взрыв и выводом его на печать.

При этом в выходной документации учитывается весь перечень требований на ведение горных добычных работ в конкретных топографических, климатических, геологических, эргономических условиях расположения карьера. Отчеты разработаны в соответствии с принятыми нормами, правилами и ГОСТами и согласованы со всеми производственными службами, для которых они предназначены.

Инженер-проектировщик легко и достаточно быстро может спрогнозировать результаты взрыва в соответствии с выбранными параметрами проекта. Прогноз наглядно представляется в виде трехмерного изображения. Можно удалить или добавить любое количество скважин, в том и числе и наклонных, изменить параметры выбранных. В систему

введены экономические расчеты, которые позволяют выбрать взрывчатое вещество и рациональную конструкцию заряда. В течение короткого времени проектировщик может рассмотреть различные варианты проекта на взрыв и выбрать наиболее оптимальный.

Все подсистемы информационно объединяются в единый программный пакет, который дает возможность пользователю производить многовариантные расчеты для получения наиболее выгодных – экономически и технологически обоснованных решений.

Кроме того, хорошо отлажен механизм информационного взаимодействия модулей между собой. Обмен данными осуществляется через единую базу данных, обладающую исчерпывающей информацией для САПР БВР. Однако для повышения скорости обработки данных существует механизм массивного межмодульного обмена. Следовательно, при проведении вычислений нет необходимости постоянно обращаться к базе для хранения заведомо неокончательных результатов. Система создает массивы данных для их временного хранения. Любой из составляющих САПР БВР модулей, может использовать эти массивы для своих внутренних целей, делая запросы не к базе данных пакета, а к оперативной памяти компьютера - хранилищу временных данных. После проведения последней операции над каким-либо параметром, когда можно утверждать, что на данном этапе проектирования результат по параметру окончательный, данные по нему заносятся в базу.

По мере разработки карьера осуществляется процесс накопления базы информацией, поэтому БД будет выступать уже не только как средство для поддержки функционирования пакета, но и как архив для данных, и, возможно, исполнять роль некоторой информационно-справочной базы. В этом случае, появляется возможность хранить информацию по карьере, по типам ВВ, по имеющемуся инструменту и т. д., а также использовать данные из базы для статистического анализа и для планирования горных работ с учетом накопленного опыта.

Таким образом, САПР БВР «Blast Maker» представляет собой наиболее полное решение задачи оптимального проектирования буровзрывных работ на карьерах горнодобывающих предприятий без изменения принятой технологии ведения БВР. Полномасштабное внедрение системы позволит не только значительно уменьшить затраты на БВР, но повысить качество взрывных работ, а также оперативность управления оборудованием и процессами на карьере.

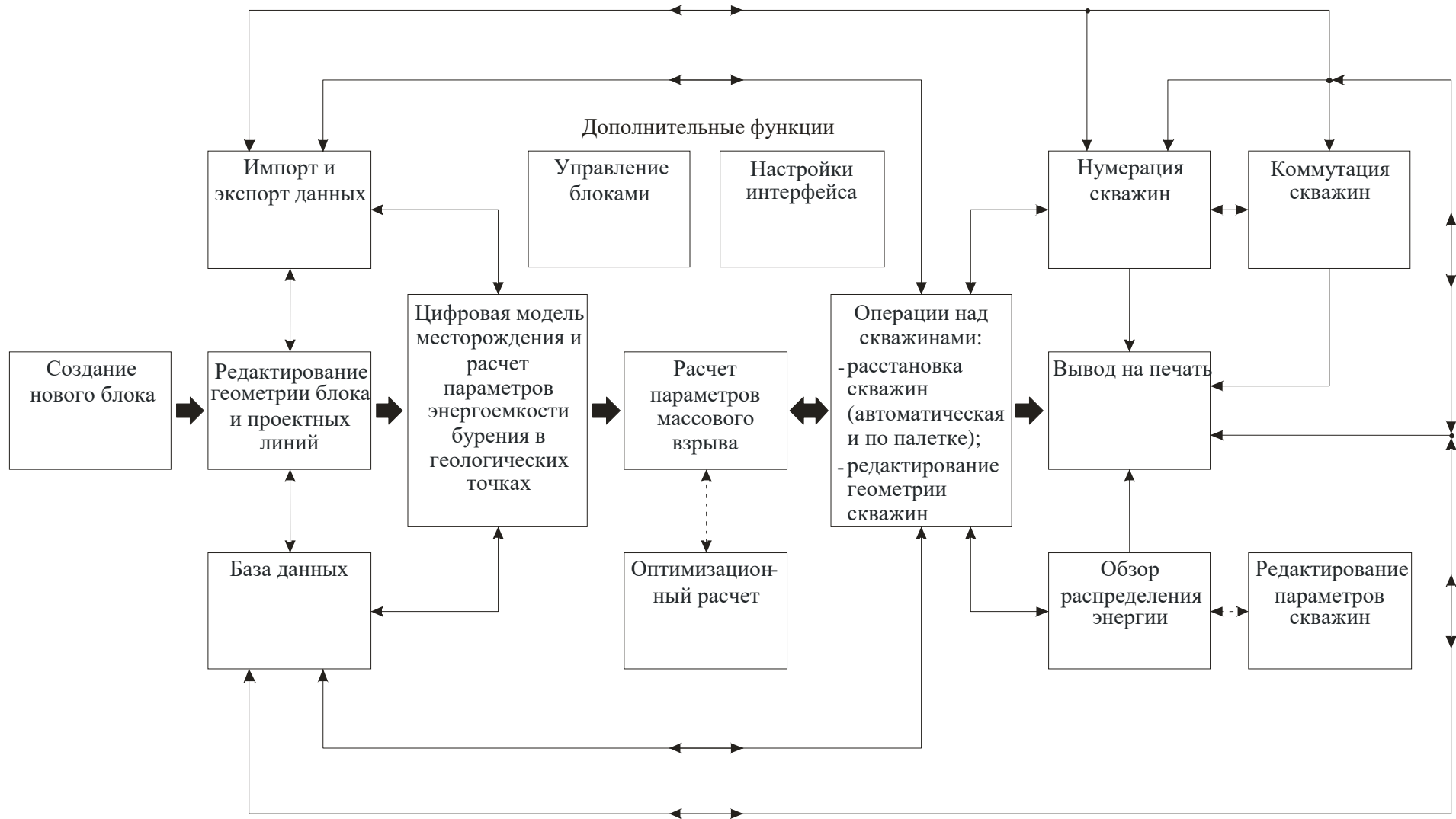


Рис. 3. Функциональная схема системы Автоматизированного Проектирования массовых взрывов на карьерах Blast Maker

СОВРЕМЕННЫЕ СПОСОБЫ И СРЕДСТВА ОПРЕДЕЛЕНИЯ БУРИМОСТИ И ВЗРЫВАЕМОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД

Киселев А.О. (kiselev@istc.kg),
Кыргызско-Российский Славянский Университет

Высокорентабельная работа горного предприятия в рыночных условиях невозможна без эффективного использования максимально достоверных данных о горном массиве. Эти данные определяются в процессе геологоразведочных работ и уточняются в период разработки месторождения. Технологичность добычных работ в первую очередь определяется механическими и прочностными свойствами горного массива. На горных предприятиях, ведущих буровзрывные работы, оперируют такими показателями как буримость и взрываемость породы. При этом предлагается определять эти показатели в процессе технологического бурения, не привлекая дополнительные исследования.

Наиболее общим показателем механических свойств горных пород является их крепость, т.е. сопротивление пород разрушению. В конечном счете, крепость определяется отношением затраченной на разрушение работы к показателю полученного при этом эффекта разрушения.

Для количественной оценки крепости горных пород как характеристики сопротивляемости пород их добычанию — технологическому разрушению, проф. М. М. Протодяконовым [2] был предложен коэффициент крепости f , в первом приближении пропорциональный пределу прочности породы при сжатии. Была разработана шкала горных пород по крепости, в соответствии с которой все горные породы подразделены на 10 категорий. Многие специалисты на постсоветском пространстве используют именно этот коэффициент. Так как коэффициент крепости в наибольшей степени отражает только разрушение породы от сжимающих нагрузок, а в реальных условиях часто используются растягивающие и скалывающие усилия, возникает необходимость введения иных показателей для оценки свойств горных пород. Все они могут быть сведены в следующие основные группы [4]:

1. Прочность горных пород или сопротивление их разрушению элементарными напряжениями (сжатия, растяжения, среза).
2. Деформируемость горных пород или сопротивление изменению их формы или объема.
3. Твердость горных пород или сопротивление их местному разрушению (при вдавливании или царапании).
4. Дробимость горных пород или сопротивление их измельчению.
5. Добываемость горных пород или сопротивление их разрушению при различных производственных процессах (зарубаемость, отбойность, буримость, взрываемость и т.п.).
6. Сопротивляемость горных пород разрушению при различных технологических процессах (строгание, сверление), осуществляемых одиночными инструментами специальных приборов, воспроизводящих реальные процессы добычания при некоторых идеализированных стандартных условиях.
7. Абразивность горных пород или способность их изнашивать рабочие инструменты горных машин.

Если определять все перечисленные показатели, то можно получить достаточно объективную картину механических свойств горных пород, однако, чаще всего, на производстве не возникает реальной необходимости в такой точности. Как показали

многочисленные исследования, для характеристики механических свойств горных пород при разрушении их бурением, вполне достаточно использовать три основных показателя механических свойств пород: пластичность (деформируемость), твердость, и абразивность.

Однако использовать сразу три этих показателя далеко не просто, поэтому для приближенной оценки механических свойств пород при бурении можно применять только два из них. При ударном бурении основную роль играет твердость и пластичность пород, а при вращательном бурении – резании, их твердость и абразивность. При этом, конечно, снизится точность описания свойств породы.

На практике чаще всего применяют приближенные, простые методы замеров, пригодные для проведения массовых опытов.

Так в основу различных классификаций пород по буримости положена скорость бурения горных пород. Буримость принято оценивать по длине шпура или скважины, пробуренной в исследуемой породе за 1 мин чистого времени бурения в стандартных условиях или, наоборот, по количеству чистого времени бурения 1 м шпура или скважины при тех же условиях. Кроме свойств пород, буримость зависит также от конструктивных особенностей бурового оборудования и режима его работы.

Взрывание — наиболее распространенный в настоящее время способ разрыхления скального массива пород. Разрушение пород при взрыве происходит в результате совокупного воздействия расширяющихся продуктов взрыва (газов), детонации, ударных волн и волн разгрузки. В расчетах взрывания основной используемой физико-технической характеристикой горных пород является удельный расход ВВ - q . Поэтому большое значение имеет правильный расчет q для пород с учетом всего комплекса физических параметров, определяющих его величину. Для определения удельного расхода ВВ применительно к конкретным породам используют различные шкалы и классификации пород по взрываемости. Эталонный удельный расход ВВ q_0 для большинства взрывааемых горных пород изменяется от 50 до 500 г/м³, достигая для внекатегорийных пород 700÷1000 г/м³.

Породы одного и того же наименования в зависимости от их зернистости, неоднородности, выветрелости, трещиноватости и т. п. могут иметь резко различные механические свойства. Поэтому отнесение той или иной породы к определенному классу по механическим свойствам на основании только ее названия будет чрезвычайно грубым и субъективным. Горные породы чаще всего неоднородны и по своему составу, и по строению. Их механические показатели в одном и том же забое могут сильно колебаться. Поэтому нет смысла применять для определения показателей механических свойств пород излишне точные и потому сложные методы измерений, так как их точность все равно не может быть использована.

Зачастую на практике значения коэффициентов крепости по Протодяконову f устанавливаются не на основании объективных измерений, которые являются весьма трудоемкими, а на глаз, только по названию горной породы, что естественно значительно снижает точность вычислений.

В связи с этим, предлагается получать информацию о физико-механических свойствах горных пород непосредственно со станков в ходе бурения скважин, основываясь на энергетических характеристиках данного процесса, где главной характеристикой является удельная энергоемкость бурения – энергия, необходимая для разрушения единицы объема горной породы в процессе бурения.

Наиболее простой и в то же время достаточно эффективный способ интерпретации результатов бурения это вычисление энергетических показателей процесса бурения. Одним из удачных энергетических показателей является, предложенная R.Teale [16] удельная энергия бурения. Удельная энергия определяется, как работа, затраченная на выемку единицы объема породы. Количество энергии, необходимой для выемки данного объема породы, должно зависеть полностью от свойств породы. Разность между этим теоретическим количеством энергии и реально затраченной энергией можно объяснить потерями на

доизмельчение, трение и механические потери не связанные непосредственно с бурением. Для вращательного бурения, удельная энергия может быть описана формулой:

$$e = \frac{F}{S} + \frac{2NT}{SV}$$

где e – удельная энергия бурения, кДж/м³; F – нагрузка на долото, кН; S – сечение скважины, м²; N – скорость вращения долота, об/сек; T – вращающий момент долота, кН·м; V – скорость проходки, м/сек.

Для буровых станков с гидравлическим приводом выражение трансформируется в

$$e = \frac{F}{S} + \frac{2kPN}{SV}$$

где k – конструкционный параметр вращателя бурового станка, м³; P – давление на входе вращателя, кН/м².

Для буровых станков с электрическим приводом вращателя выражение для удельной энергии бурения будет выглядеть следующим образом:

$$e = \frac{F}{S} + \frac{UI}{SV}$$

где U – рабочее напряжение двигателя вращателя долота, кВ; I – рабочий ток двигателя вращателя долота, а.

От энергоёмкости бурения можно перейти к крепости пород. В настоящее время на большинстве горных предприятий в качестве характеристики прочности используется коэффициент крепости f . В зависимости от этой величины классифицируют прочности пород по различным категориям. В табл. 1 представлены опытные данные по соответствию коэффициента крепости по М. М. Протодяконову энергоёмкости бурения (И. А. Тангаев) и удельной энергоёмкости взрывания (В. Н. Мосинец) [14, 15].

Таблица 1.

№	Крепость породы по Протодяконову	Энергоёмкость бурения минимальная, МДж/м ³	Энергоёмкость бурения максимальная, МДж/м ³	Удельная энергоёмкость взрывания, МДж/м ³
1	6	30,48	42,68	2,62
2	7	42,68	54,87	2,89
3	8	54,87	67,06	3,16
4	9	67,06	79,26	3,38
5	10	79,26	91,45	3,59
6	11	91,45	109,74	3,8
7	12	109,74	128,03	3,98
8	13	128,03	152,42	4,11
9	14	152,42	176,8	4,23
10	15	176,8	213,38	4,36
11	16	213,38	256,06	4,52
12	17	256,06	304,83	4,67
13	18	304,83	359,7	4,8
14	19	359,7	420,67	5
15	20	420,67	493,83	5,09

На рис. А-1 представлен график зависимости между минимальной энергоемкостью бурения и коэффициентом крепости по Протодяконову. Из графика видна однозначная зависимость между этими величинами.

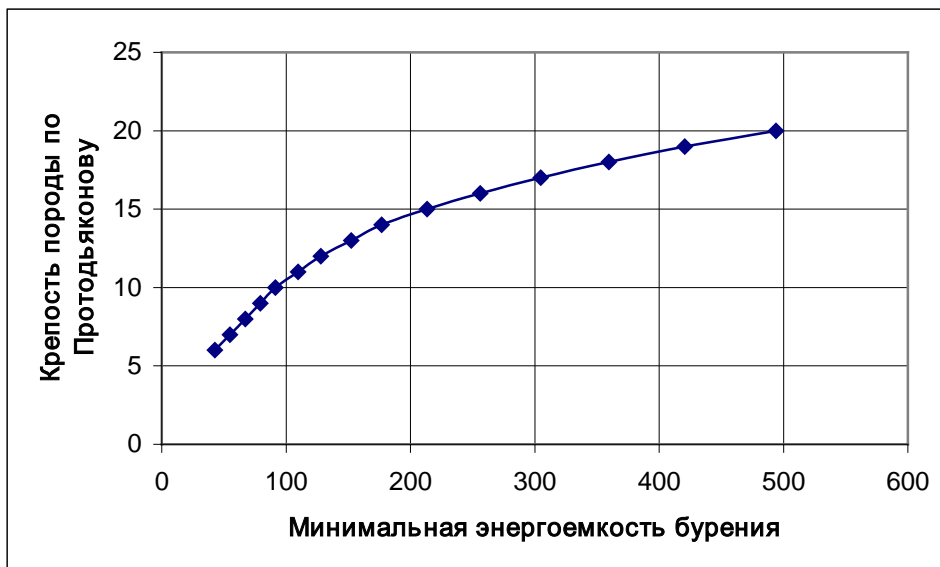


Рис. А-1 Зависимость между минимальной энергоемкостью бурения и коэффициентом крепости

Представленную зависимость можно интерполировать следующей степенной функцией:

$$K_{Pr} = 1,0665 \mathcal{E}_b^{0,4854}$$

где K_{Pr} – коэффициент крепости по М. М. Протодяконову, \mathcal{E}_b – минимальная энергоемкость бурения.

Существует однозначная зависимость между энергоемкостью бурения и удельной энергоемкостью взрывания. График зависимости представлен на рис. А-2.

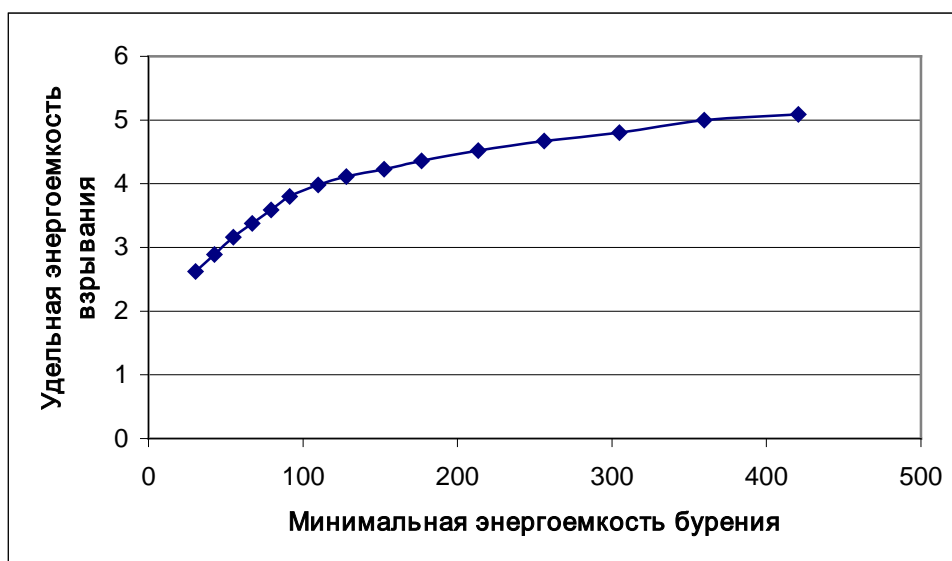


Рис. А-2 Зависимость между минимальной энергоемкостью бурения и удельной энергоемкостью взрывания

Представленную зависимость приближенно можно представить следующей степенной функцией:

$$\mathcal{E}_{вз} = 1,1736 \mathcal{E}_б^{0,2503}$$

где $\mathcal{E}_{вз}$ удельная энергоёмкость взрывания, МДж/м³; $\mathcal{E}_б$ – минимальная энергоёмкость бурения, МДж/м³.

Таким образом, при автоматизированном проектировании буровзрывных работ вполне обоснован переход от коэффициента крепости по Протоdjьяконову к энергоёмкости бурения и в дальнейшем к удельной энергоёмкости взрывания. Преимущество такого подхода заключается в возможности измерения энергоёмкости бурения непосредственно в процессе бурения взрывных скважин и определения на этой основе коэффициента крепости и удельной энергоёмкости взрывания.

1. Материалы второй всероссийской научно-практической конференции ГИС-Ассоциации, ОАО «Нижневартовскнефтегаз», ОДАО «Приобьнефть», Союза маркшейдеров России «Геоинформатика в нефтегазовой и горной отраслях» (Нижневартовск 6–8 апреля 1999 г.)
2. Протоdjьяконов М.М. Материалы для урочного приложения горных работ. М.: 1957
3. Суханов А.Ф. Разрушение горных пород взрывом. – Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва. М.: 1958.
4. Кутузов Б.Н., Рубцов В.К. Физика взрывного разрушения горных пород. М.: 1970.
5. Cumerlato Calvin L., Stachura Virgil J., Tweeton Daryl R. Application of refraction tomography to map extent of blast-induced fracturing. Vol. 1 59th Annu. Int. SEG Meet., Dallas, Oct. 29-Nov. 2, 1989.
6. Баранов Е.Г., Подойницын Е.М. Исследование трениноватости массива и влияние ее на степень дробления горных пород взрывом. Ф., 1970.
7. Aler J., Du Mouza J., Arnould M. Measurement of the fragmentation efficiency of rock mass blasting and its mining application. Int. J. Rock Mech. and Mining Sci. and Geomech. Abstr. 1996. 33, N 2.
8. Venziano D. Probabilistic model of joints in rock, MIT working paper. 1978.
9. Warburton P.M. A stereological interpretation of joint trace data. Int. J. Rock Mech. and Mining Sci. and Geomech. Abstr. 1980. 17, N 5.
10. Baecher G.B., Lanney N.A. Trace length biases in joint surveys. 19th Symposium on Rock Mechanics, Vol.1, 1978.
11. Казаков Н. Н. Густота трещин и образование кусков. Совершенствование буровзрывных работ в народном хозяйстве. М.: 1988.
12. Roy P. P. Breakage assessment through cluster analysis of joint set orientations of exposed benches of opencast mines. Int. J. Rock Mech. and Mining Sci. and Geomech. Abstr. 1996. 33, N 3.
13. Wei Yiming, Tong Guangxu. Influence of the rock structures on rock fragmentation by blasting. Tankuang gongcheng (Zuantan yu kengtān). 1995, N 3.
14. Тангаев И.А. Буримость и взрываемость горных пород. – М.: Недра, 1978.
15. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976.
16. R. Teale. "The Concept Of Specific Energy In Rock Drilling" [Int'l J. Rock Mech. Mining Sci. (1965) 2, 57-73

АВТОМАТИЗИРОВАННАЯ РАССТАНОВКА СКВАЖИН ДЛЯ НЕОДНОРОДНЫХ БЛОКОВ С ПРОИЗВОЛЬНОЙ КОНФИГУРАЦИЕЙ

С. Татарчук, (tatarchuk@istc.kg),
Кыргызско-Российский Славянский университет

1 Расстановка скважин

Одной из важных задач, которые возникают при проектировании буровзрывных работ, является задача расстановки скважин.

Под расстановкой скважин понимается размещение скважин на взрываемом массиве породы. Целью расстановки является такое размещение скважин, при котором обеспечивается приемлемое разрушение массива.

В настоящее время применяется метод расстановки скважин по палетке, которая представляет собой регулярную треугольную или прямоугольную сетку. Шаг палетки определяется расчетным путем, исходя из параметров горной породы и параметров скважин. Однако такой метод не позволяет учитывать неоднородность пород блока, а также возникают проблемы в случае блоков сложной геометрической конфигурации, когда на границах блока палетка не обеспечивает приемлемого расположения скважин.

Предлагаемый итерационный метод автоматической расстановки скважин позволяет разместить на блоке заданное количество скважин оптимальным образом с учетом зон неоднородностей и конфигурации блока.

Исходными данными является количество скважин, которые необходимо расставить, для каждой зоны неоднородности.

1.1 Традиционная расстановка

Обычным методом расстановки скважин является расстановка по палетке. Палетка - регулярная треугольная или прямоугольная сетка, которая характеризуется расстоянием между узлами сетки d . Так как после расстановки скважин их объединяют (коммутируют) в ряды для последующего совместного взрывания, то вводятся понятие расстояния между рядами скважин b и расстояние между скважинами в ряду a . Если коммутировать скважины в ряды по горизонтальным пунктирным линиям (см рис. 1), то можно сказать, что a и b для прямоугольной сетки равны d , а для треугольной $a = d, b = \frac{\sqrt{3}}{2} d$.

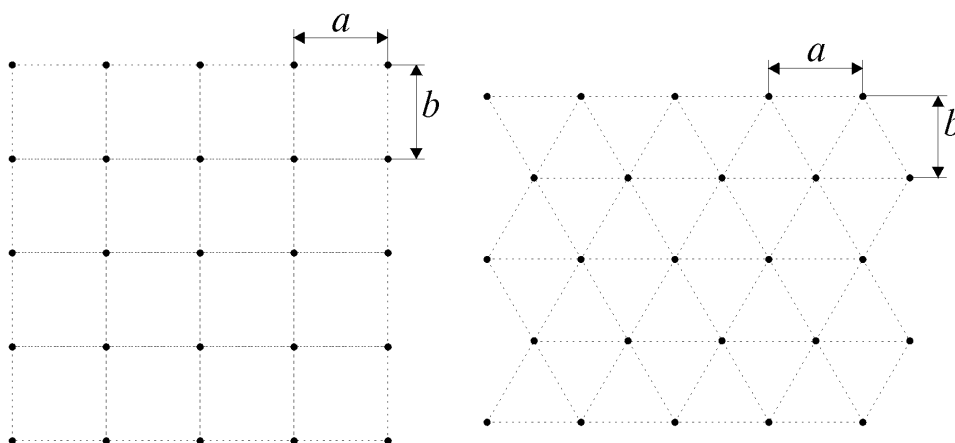


Рис 1. Прямоугольная и треугольная палетки.

При расстановке с помощью палетки последняя накладывается на блок и выбираются те узлы сетки, которые попадают в блок и удовлетворяют некоторым дополнительным условиям, таким как расстояние скважин до верхней бровки, например. Палетку можно двигать и поворачивать, добиваясь наилучшего расположения скважин на блоке. Однако, если верхняя бровка представляет из себя ломаную с острыми углами, то расположение скважин вблизи бровки зачастую нельзя назвать удовлетворительным, так как обычно шаг палетки сравним с длинами отрезков ломаной, которая представляет верхнюю бровку, и регулярная дискретная структура сетки не вписывается в геометрию блока, то есть расстояния от бровки до ближайших к ней скважин не равны. Для иллюстрации рассмотрим два примера. Для улучшения наглядности скважины будем изображать окружностями с радиусом, равным половине шага сетки

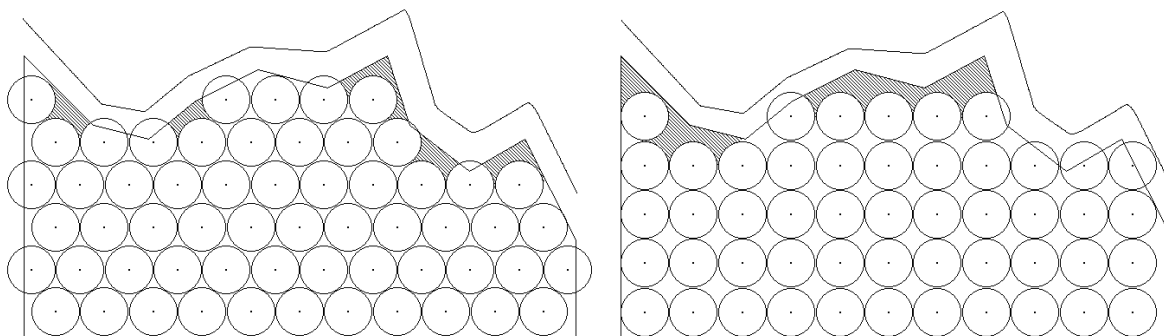


Рис 2 Пример расстановки скважин с помощью треугольной (слева) и прямоугольной (справа) палетки. Заштрихованные области показывают, что палетка не в состоянии покрыть равномерно блок рядом с верхней бровкой.

Также можно сказать, что при расстановке по палетке невозможно учесть неоднородности блока. Обычно шаг палетки рассчитывается для наиболее крепкой породы блока, затем эту палетку используют для всего блока. Таким образом, на участках блока, состоящих из менее крепких пород, возможен перерасход ВВ, если не производится соответствующего перерасчета. Если же заряжать скважины меньшими зарядами ВВ, то получаем излишек проходки скважин.

Исходя из сказанного выше можно сделать заключение, что расстановка скважин по палетке не всегда позволяет разместить скважины лучшим образом.

1.2 Задача автоматизированной расстановки скважин для однородного блока.

Предположим, что с помощью некоторых методов для однородного блока с известными характеристиками составляющей его породы было рассчитано то количество скважин, которое необходимо для его разрушения. Обозначим это количество N . Предполагается, что скважины имеют равный диаметр, глубину и заряд ВВ. Требуется так разместить эти скважины на блоке, чтобы обеспечить его равномерное разрушение. Исходя из однородности блока и одинаковых параметров скважин можно сделать предположение, что для всех скважин радиус разрушения будет одинаков. Следовательно, скважины необходимо размещать на одинаковом расстоянии друг от друга. Таким образом, задачу можно сформулировать следующим образом: дан невыпуклый многоугольник, разместить на нем N точек так, чтобы расстояние между всеми соседними точками d_{ij} ($i, j \in \{1..N\}$) было одинаково, а расстояние от точек до сторон многоугольника было равно половине этого расстояния.

Определим понятия соседних точек. Пусть задано некоторое число r , соседними являются точки, расстояние между которыми меньше либо равно $2r$. Если провести окружности радиуса r с центрами в рассматриваемых точках, то можно перефразировать это

определение: точки являются соседними, если окружности пересекаются или касаются, и не являются соседними в противном случае. (См. Рис. 1)

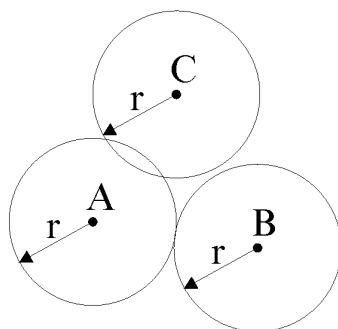


Рис. 3 Точки А и С А и В являются соседними, В и А – не являются.

Очевидно, что если мы имеем множество соприкасающихся окружностей равного радиуса r , то можно сказать, что центры соседних окружностей находятся на одинаковом расстоянии друг от друга, которое равно $2r$. Введенное понятие “соседних точек” базируется на параметре r , и из рис. 3 видно, что если мы увеличим этот параметр таким образом, чтобы окружности с центрами в точках В и С касались или пересекались, то точки В и С станут соседними. Таким образом, чтобы добиться равномерного размещения точек внутри некоторого многоугольника, необходимо, чтобы окружности одинакового радиуса с центрами в этих точках касались или пересекались в малой степени друг с другом и с многоугольником.

Решение задачи.

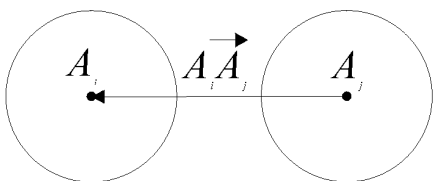
Будем называть заданный многоугольник блоком, а точки – скважинами.

1. Расположим заданное количество скважин N внутри блока произвольным образом.

2. Зададимся значением $r = \sqrt{\frac{S_b}{\pi N}}$, где S_b площадь блока, N – количество скважин (r

выбирается таким образом, чтобы площадь N окружностей радиуса r равнялась площади блока, что обеспечивает покрытие блока этими окружностями с перекрытием)

3. Введем обозначения: положение i -й скважины будем обозначать A_i , вектор, начало которого совпадает с j -ой скважиной, а конец – с i -й – \vec{A}_{ji}



4. Для каждой скважины с индексом i найдем векторную величину

$$\vec{S}_i = \sum_{j=1}^N \frac{\vec{A}_{ji}}{|\vec{A}_{ji}|} f(|\vec{A}_{ji}|), j \neq i.$$

Физически эта величина отражает результирующую сил, действующих на i -ю скважину со стороны всех остальных скважин, функция $f(|\vec{A}_{ji}|)$ отражает зависимость величины силы от расстояния между скважинами. Функция $f(d)$ описывается следующим образом: $f(d) = 0$ при $d \geq 2r$, $f(d) = k(d - 2r)$ при $d < 2r$. Коэффициент k ($k < 0$) задает жесткость взаимодействия между скважинами – чем больше по модулю значения принимает k , тем сильнее отталкиваются скважины, если расстояние между ними меньше $2r$.

В противном случае скважины не взаимодействуют. Таким образом, взаимодействие скважин подобно взаимодействию упругих шаров, но для 2-х мерного случая. График функции $f(d)$ приведен на рис 4.

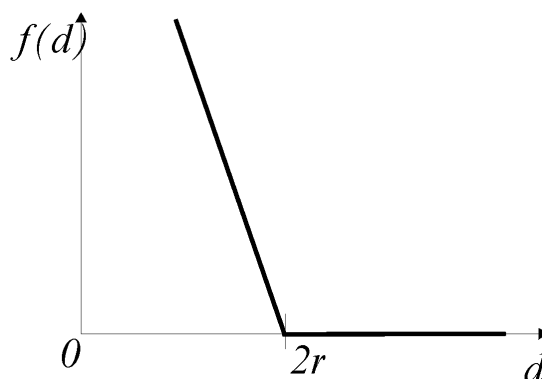


Рис.4 График функции $f(d)$

5. Перенесем каждую скважину с индексом i по соответствующему вектору \vec{S}_i . При этом каждая скважина переместится в таком направлении, чтобы увеличить расстояние с соседними скважинами, если расстояние между ними было больше $2r$.

6. Для каждой скважины найдем значение $p_i = \sum_{j=1}^n \frac{(2r - d_j)}{r}$, которое характеризует степень сближения i -й скважины с соседними ей скважинами. Здесь n – количество соседних скважин для i -ой скважины, d_j – расстояние до j -ой соседней скважины. Эта величина принимает нулевое значение в случае, когда все соседние i -й скважине скважины находятся от нее на расстоянии $2r$.

Далее найдем среднее значение всех p_i : $P = \frac{1}{i} \sum_{i=1}^N p_i$

7. Если значение P больше некоторого наперед заданного P^* , уменьшим значение r , если значение $P < P^*$, увеличим r и перейдем к пункту 4.

Значение P характеризует среднюю степень сближения скважин с соседними им скважинами. Заранее определяемое значение P^* – это то значение сближения скважин, которого необходимо добиться в итерационном процессе расстановки скважин. Если P принимает нулевое значение, это значит, что для всех скважин расстояние до соседних больше либо равно $2r$.

Итерационный процесс идет таким образом, что с каждым шагом скважины распределяются все более равномерно по блоку, и система стремится к такому состоянию, когда P стремится к P^* . Процесс можно закончить, когда средний модуль перемещения всех скважин становится меньше некоторого выбираемого значения, или же после совершения определенного числа итераций.

Ограничивая передвижения скважин таким образом, чтобы они не выходили за границы блока, получим алгоритм, выполняющий поставленную задачу

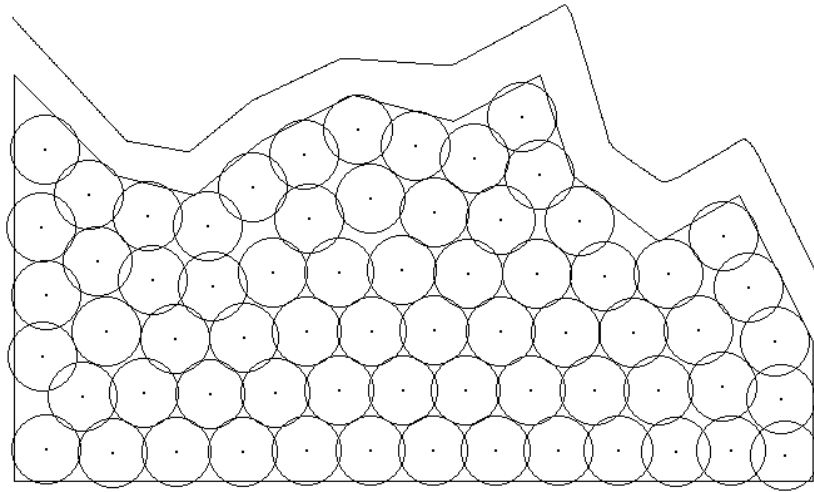


Рис. 5 Результаты автоматической расстановки скважин для однородного блока

На рис. 5 приведен результат расстановки 67 скважин на однородном блоке с помощью описанного алгоритма. Хорошо видно практически равномерное распределение скважин по блоку. Также можно отметить, что на участках блока, достаточно удаленных от его границ, скважины располагаются так, как если бы они были расставлены по треугольной палетке.

1.3 Задача автоматизированной расстановки скважин для неоднородного блока.

Под неоднородным блоком будем понимать блок, состоящий из пород разной крепости. Также будем считать, что размеры неоднородностей сравнимы с размером блока и превышают размер зоны разрушения скважин в несколько раз.

На рис.6 приведен пример блока, состоящего из трех участков пород разной крепости.

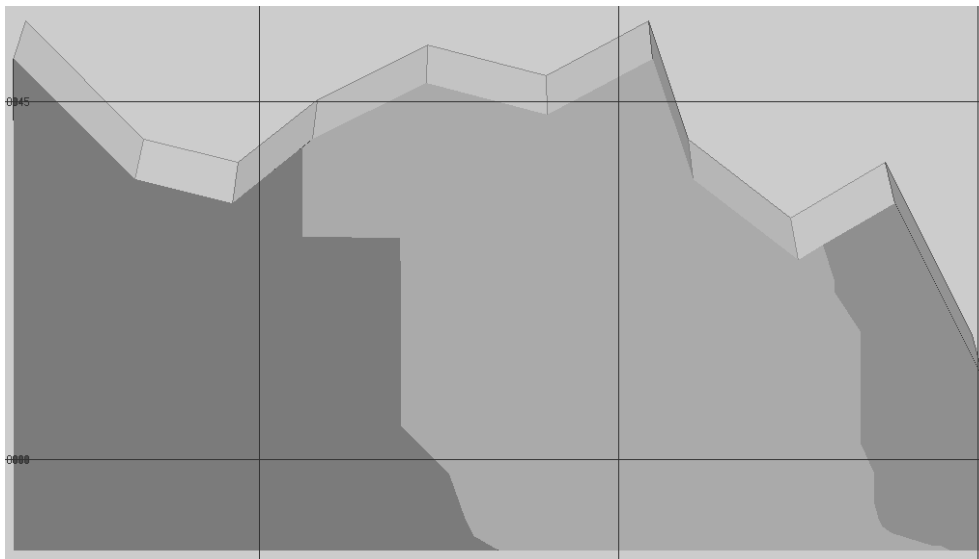


Рис. 6 Блок, имеющий три неоднородности.

Для учета неоднородностей блока алгоритм модифицируется следующим образом:

Для всех скважин, находящихся в одной зоне неоднородности, вводится свой радиус близости r , пропорциональный радиусу разрушения скважины для данной неоднородности. Если скважина в процессе расстановки переходит в другую зону, ей присваивается значение r , соответствующее этой зоне.

Таким образом, в каждой зоне неоднородности среднее расстояние между соседними скважинами после расстановки примет свое значение, характерное для этой зоны и

обеспечивающее ее разрушение. Вместе с тем, скважины в целом будут распределены по блоку равномерно.

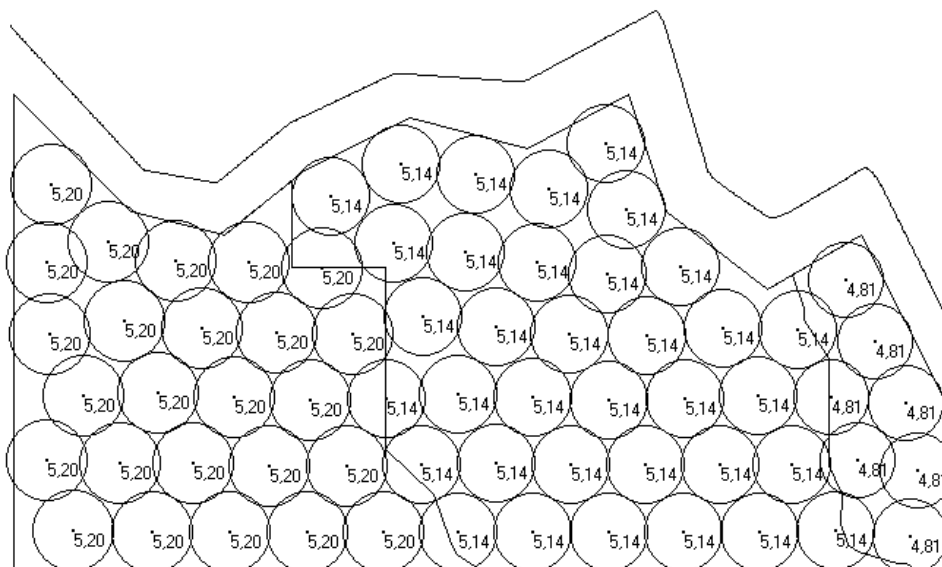


Рис. 7 Результат расстановки на неоднородном блоке. Около скважин указан радиус близости r , разный для различных зон неоднородностей.

На рис. 7 приведен результат работы алгоритма расстановки скважин для блока, имеющего 3 неоднородности. В каждой зоне скважины имеют свое значение радиуса близости – чем более крепка порода, тем меньше этот радиус. В силу приведенного алгоритма, среднее расстояние между скважинами близко по значению к удвоенному радиусу близости. Из рисунка б видно, что среднее расстояние между скважинами в левой зоне неоднородности близко к 10,4м, в центральной – к 10,28м, в правой – к 9,62м.

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ВЗРЫВА ОДИНОЧНОГО СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА В ХРУПКОРАЗРУШАЕМОЙ СРЕДЕ

Григорьев В.В. (grigoriev@istc.kg), Никуличев В.Б. (nikulichev@istc.kg),
Кыргызско-Российский Славянский университет

Взрыв в хрупкоразрушаемой среде имеет существенные особенности, связанные с переходом среды из одного состояния в другое при ее разрушении. В этом отношении анализ взрыва в хрупких породах значительно сложнее описания взрыва в пластических средах, где среда фактически не изменяет своего состояния. Особенно важным является динамика процесса разрушения, так как взрыв является быстропротекающим существенно динамическим явлением.

Для расчета процесса взрыва одиночного скважинного заряда и анализа динамики процесса разрушения скального массива создана программа FEMBlast, основанная на использовании метода конечных элементов. На основе этого метода строится дискретная модель тел, состоящая из набора конечных элементов, соответствующим образом связанных между собой в узловых точках. Уравнение движения для каждого конечного элемента сплошной среды выводится исходя из принципа возможных скоростей.

Программа FEMBlast может использоваться в тех случаях, когда более простые методы, основанные на расчете энергонасыщенности, дают неудовлетворительные результаты. Такая ситуация возможна, в том случае, если массив имеет большое количество трещин, содержит разнородные включений и прослойки, либо когда важным представляется увеличить или уменьшить степень фрагментации породы. Использование программы позволяет также учесть эффект использования рациональных конструкций заряда – с воздушными и водно-воздушными промежутками или активной забойкой.

Алгоритм расчета заключается в следующем [1]:

- ◆ В начальный момент времени задаются начальные условия.
- ◆ Строится конечноэлементная модель дискретизации тел, включая задание начальных координат и масс узловых точек элементов и определение функции форм.
- ◆ Задаваясь начальным, достаточно малым шагом по времени, рассчитываются скорости деформаций, девиаторные составляющие напряжений и полные напряжения.
- ◆ Определяются эквивалентные узловые силы, обусловленные внутренними напряжениями.
- ◆ Выбор величины следующего шага по времени из условий обеспечения устойчивости счета завершает расчетный цикл, который может быть повторен до достижения какого-либо из заданных критериев окончания счета.
- ◆ Скорости и перемещения узлов в дальнейшем определяются интегрированием уравнений движения с учетом соответствующих граничных условий.

Основная система уравнений.

В программе FEMBlast используется математическая модель, описывающая нестационарные адиабатические движения сжимаемой среды с учетом развития и накопления повреждений. Модель включает уравнения неразрывности, движения, энергии, изменения удельного объема трещин [2]:

$$\partial\rho/\partial t + \operatorname{div}(\rho v) = 0 ;$$

$$\rho \operatorname{div} v_i / dt = \sigma_{ij,j} ;$$

$$dE/dt = (1/\rho)\sigma_{ij}\varepsilon_{ij};$$

$$\frac{dV_f}{dt} = \begin{cases} 0 & \text{при } |P_c| \leq P^* \text{ или } (P_c > P^* \text{ и } V_f = 0), \\ -\text{sign}(P_c)K_4(|P_c| - P^*)(V_2 + V_f) & \\ \text{при } P_c < -P^* \text{ или } (P_c > P^* \text{ и } V_f > 0), & \end{cases}$$

где ρ — плотность, v_i — компоненты вектора скорости, E — удельная внутренняя энергия, ε_{ij} — компоненты тензора скоростей деформаций, $\sigma_{ij} = -(P+Q)\delta_{ij} + S_{ij}$ — компоненты тензора напряжений, S_{ij} — компоненты девиатора напряжений, P_c — давление в сплошной компоненте вещества, $P = P_c(\rho/\rho_c)$ — среднее давление, Q — искусственная вязкость, $P^* = P_k V_1 / (V_f + V_1)$, V_1 , V_2 , P_k , K_4 — экспериментально определяемые константы материала. В формулах для произведения тензоров, записанных в индексной форме, предполагается суммирование по повторяющимся индексам.

Система уравнений замыкается уравнениями состояния как еще непрореагировавшего ВВ, так и продуктов детонации во взрывной полости и уравнением состояния породы вне ее.

Уравнение состояния продуктов детонации в форме двухзвенной адиабаты

$$P = \begin{cases} A\rho^n \\ B\rho^m \end{cases}, \text{ где } n \text{ и } m \text{ — показатели изоэнтропы ВВ и продуктов детонации соответственно,}$$

применимо для широкого класса конденсированных ВВ и достаточно точно описывает поведение продуктов детонации во всем диапазоне изменения их параметров.

Особенности разрушения геологических материалов.

Поведение минералов при высокоскоростном нагружении характеризуются рядом существенных особенностей. В отличие от металлов, в соединениях, составляющих геологические материалы, высока энергия образования носителей пластической деформации — дислокаций. По этой причине подобные материалы под действием девиаторных напряжений растрескиваются практически без пластической деформации. Деформации хрупких материалов сопровождаются дилатансионными эффектами — увеличением объема в результате растрескивания.

В нормальных условиях растрескивание начинается при напряжениях сжатия порядка $1/3 - 2/3$ предела упругости. Образуются отдельные трещины, которые на начальном этапе не объединены и не вызывают разрушения тела в целом. Растрескивание сопровождается небольшим увеличением объема. При дальнейшем увеличении сдвиговых напряжений происходит рост и слияние трещин, материал разрушается.

В области разрушенных состояний материал ведет себя подобно песку. При этом сопротивление сдвигу контролируется трением и возрастает пропорционально действующему давлению. Под действием высоких давлений несплошности закрываются. Рост удельного объема материала в процессе дилатансии соответствует увеличению эффективного коэффициента Пуассона [3]. Породы очень часто имеют небольшую остаточную пористость. Под действием давления происходит компактирование, уплотнение материала.

Реализация откольного разрушения.

В качестве основного закона откольного разрушения принимается неравенство: $\sigma_i \leq \sigma_p$, где $i=1,2,3$; $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ — главные напряжения, σ_p — критическое напряжение. Если это условие не выполняется, в элементе среды образуется трещина, перпендикулярная направлению

этого напряжения. Для двумерной задачи величины главных напряжений и их ориентация определяются по выражениям :

$$\sigma_{1,2} = \frac{1}{2}(\sigma_{11} + \sigma_{22}) \pm \sqrt{(\sigma_{11} - \sigma_{22})^2 + 4\sigma_{12}^2},$$

$$\alpha = \arctg\left(\frac{\sigma_{12}}{\sigma_{11} - \sigma_{22}}\right),$$

где σ_{ij} – компоненты тензора напряжений, α - угол между главным напряжением σ_1 и осью X. При этом $\sigma_{12} \neq 0$. Если возникла трещина, то угол α фиксируется для данного элемента среды и в дальнейшем компоненты тензора напряжений преобразуются к этому направлению. Поведение разрушенного материала имитируется путем приведения напряжений в элементе к такому состоянию, чтобы отсутствовали растягивающие напряжения поперек трещины. Кроме того, вычисляется изменение напряжения поперек трещины. Таким образом, можно следить за краями трещины и приводить нормальную составляющую тензора напряжений к нулю пока трещина не сомкнется.

Главные напряжения связаны с системой главных деформаций с помощью постоянных Ляме, т. е. предполагается, что связь между напряжениями и деформациями линейна в области, граничащей с разрушенным материалом [4]. Например, если главное напряжение σ_1 превысило σ_p , движение среды происходит нормально к поверхности трещины, и главная деформация должна быть приведена к виду $\varepsilon_1 + \Delta\varepsilon_1$, а другие оставлены неизменными.

Приведенные главные напряжения будут:

$$\sigma'_1 = 0,$$

$$\sigma'_2 = \sigma_2 + \lambda\Delta\varepsilon_1, \quad \Delta\varepsilon = -\frac{\sigma_1}{\lambda + 2\mu},$$

$$\sigma'_3 = \sigma_3 + \lambda\Delta\varepsilon_1.$$

Величина $\Delta\varepsilon_1$ – мера изменения ширины трещины за один шаг по времени Δt . Накопленная сумма поправок $\Delta\varepsilon$ характеризует состояние трещины. Если $\varepsilon_i^S = \varepsilon_i^{S-1} + \Delta\varepsilon_i$ меньше нуля, то соответствующее главное напряжение приводится к нулю. Если $\varepsilon_i^S > 0$ это значит, что трещина захлопнулась, и материал работает на сжатие. Если второе главное напряжение оказывается растягивающим, то возможна трещина, перпендикулярная первой. Тогда, если ε_1 и ε_2 отрицательны, то

$$\sigma'_1 = 0, \quad \sigma'_2 = 0,$$

$$\sigma'_3 = \sigma_3 + \lambda(\Delta\varepsilon_1 + \Delta\varepsilon_2).$$

Если образуется третья трещина, то материал среды переопределяется и работает подобно песку.

Пример расчета динамики взрыва скважинного заряда.

Рассмотрим вариант расчета динамики взрыва в плоской постановке. Этот вариант позволяет исследовать:

- ◆ влияние на зону разрушения угла наклона уступа;
- ◆ асимметричность зоны разрушения вблизи свободной поверхности;
- ◆ влияние наклона скважины на параметры разрушения уступа.

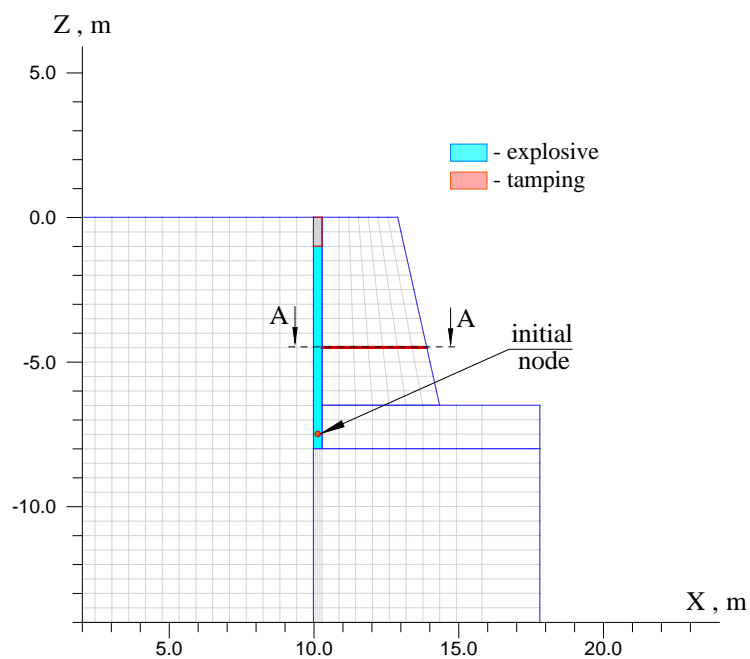
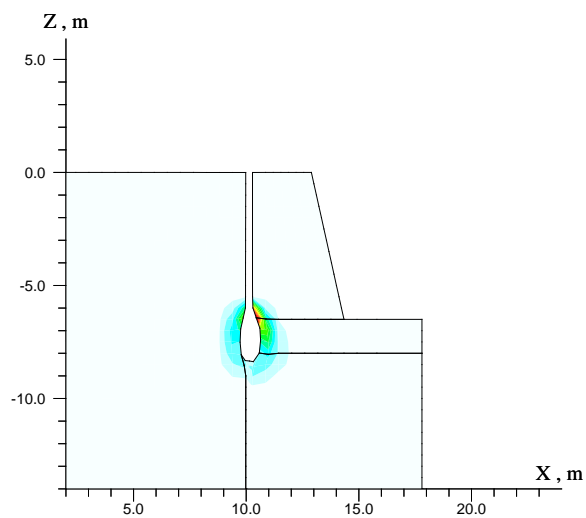


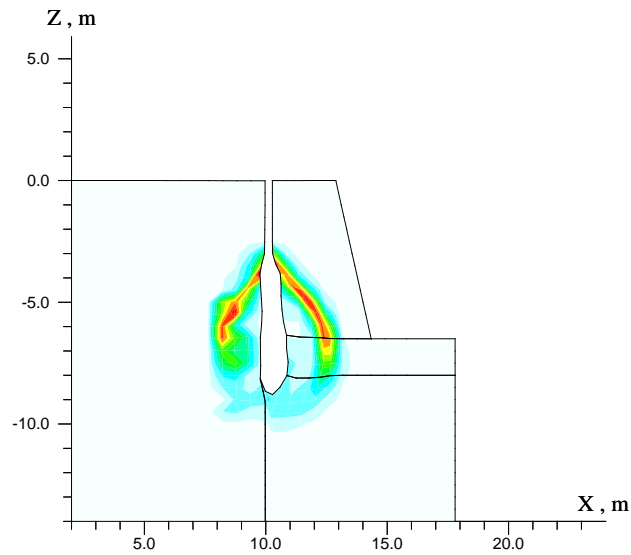
Рис. 1. Начальная постановка задачи.

Для расчета приняты следующие параметры: глубина заряда – 8 м, диаметр заряда – 0.3 м, длина забойки – 1 м, глубина перебура – 1.5 м, расстояние от оси заряда до свободной поверхности – 3.5 м, угол наклона свободной поверхности – 70° .

Параметры ВВ: плотность – 1600 кг/м^3 , скорость детонации – 3200 м/с .

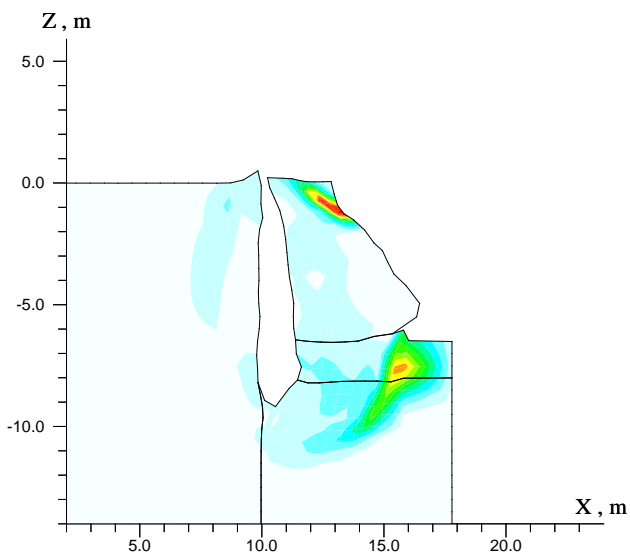
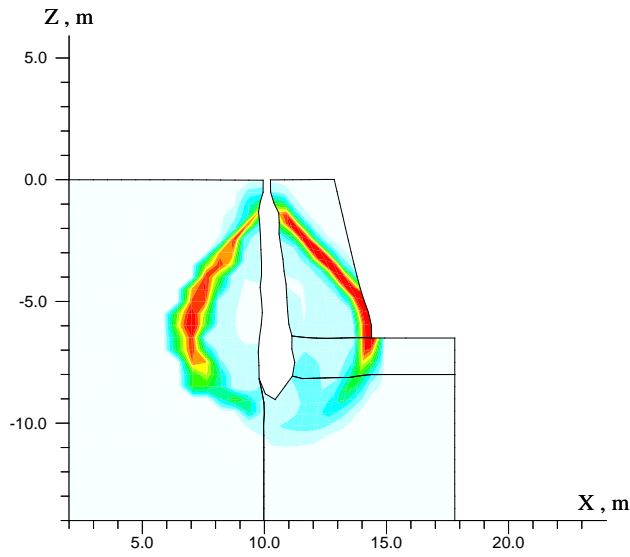
Параметры скального массива: плотность – 2800 кг/м^3 , скорость звука – 2200 м/с , модуль Юнга – 10^{10} Па , коэффициент Пуассона – 0.3 , предел прочности на разрыв – $2 \cdot 10^7 \text{ Па}$, предел текучести при сдвиге – $1.8 \cdot 10^7 \text{ Па}$.





$t = 400 \mu\text{s}$

$t = 1000 \mu\text{s}$



$t = 1500 \mu\text{s}$

$t = 2000 \mu\text{s}$

Рис. 2. Распределение изолиний давления в массиве в различные моменты времени.

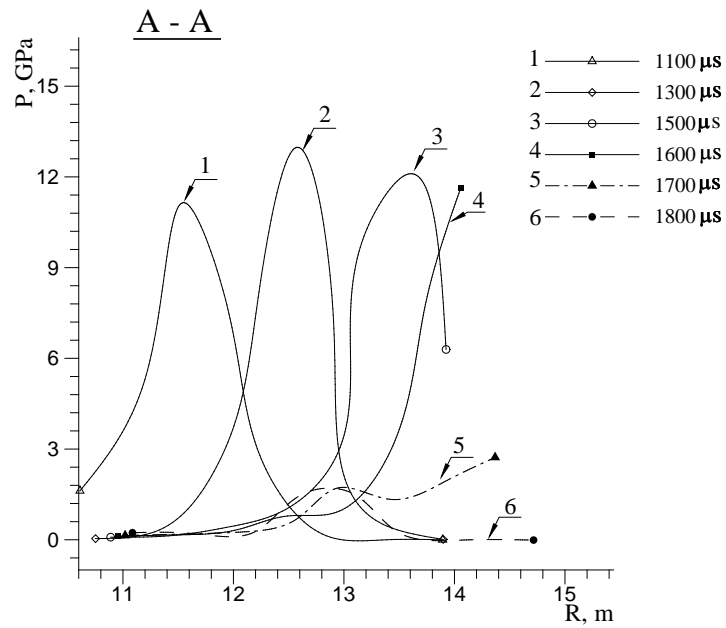


Рис. 3. Профили давления вдоль сечения А-А в различные моменты времени.

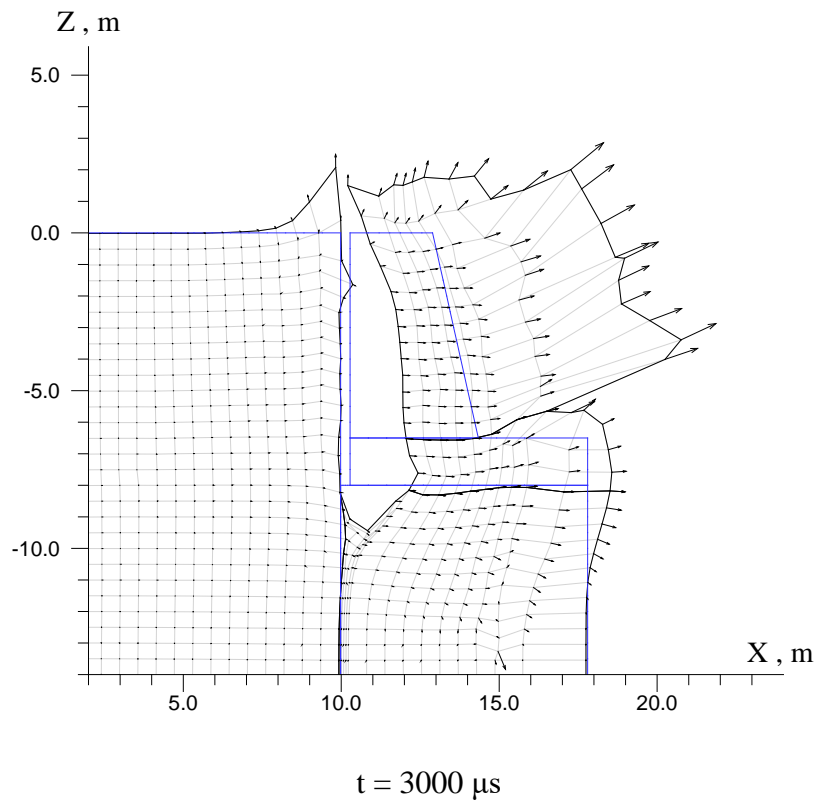


Рис. 4. Поля скоростей при начальном этапе разлета взорванной массы.

Учет эффекта применения зарядов с воздушными и водно-воздушными промежутками.

Несмотря на то, что сплошные скважинные заряды являются традиционными, они наименее эффективны с точки зрения механики дробления. Движение среды, окружающей сплошной скважинный заряд, при инициировании в одной точке характеризуется большими

градиентами давления, и, как следствие, значительным переизмельчением породы в ближней зоне.

При взрыве заряда ВВ с воздушной полостью характер распространения волн напряжений существенно меняется. После завершения детонации перед расширяющимися продуктами взрыва образуется область из вытесненного и сжатого ими воздуха. При этом процесс торможения продуктов взрыва сопровождается передачей части энергии в воздушную ударную волну. Ударная волна, дойдя до стенок полости, отразится и изменит как направление распространения, так и величины характерных параметров продуктов взрыва. Последовательное воздействие на стенки зарядной камеры воздушной ударной волны, продуктов взрыва и, в дальнейшем, системы отраженных волн, позволяют снизить потери энергии и увеличить эффективность взрыва.

Применение конструкций зарядов с воздушной полостью возможно лишь при сухих или слабо обводненных скважинах. Для эффективного взрывания массива горных пород в условиях обводнения предлагаются заряды с водными и водно-воздушными промежутками. Это позволяет не только снизить удельный расход ВВ, но и сократить расходы на осушение скважин.

Водный промежуток, создаваемый в заряде аналогично воздушному, позволяет рассредоточить заряд на две части или более и, следовательно, использовать интерференцию волн напряжений, генерируемых различными частями заряда. Причем в отличие от инертного материала, вода способна эффективно передавать давление стенкам скважины при движении в ней ударной волны. Это приводит к гидродинамическому удару, способному производить сильное разрушающее действие.

Если сильно обводненный взрываемый блок допускает понижение уровня воды в скважинах, то для условий средней обводненности более рациональной конструкцией заряда являются заряды с водно-воздушными промежутками. При взрыве заряда, у которого процесс детонации передается через воду в воздушный промежуток, изменяется процесс нагружения среды. Основное отличие состоит в увеличении длительности волны сжатия за счет многократного отражения ударной волны внутри скважины, а также в снижении диссипативных потерь при распространении волны сжатия за счет возможного расширения продуктов взрыва на начальной стадии развития взрывного процесса. Наличие дополнительных волн сжатия, распространяющихся за основной волной, позволяет увеличить время активного воздействия продуктов взрыва на разрушаемый массив горных пород, повышая степень фрагментации породы [5].

Так как при моделировании процесса взрыва строится дискретная модель не только взрываемого массива, но и заряда ВВ, становится возможным исследование целесообразности применения воздушных и водно-воздушных промежутков в каждом конкретном случае, без каких-либо доработок в программе FEMBlast.

Литература

1. Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике. - М. «Мир» 1975
2. Никуличев В.Б., Зелепугин С.А. Применение метода конечных элементов к проблемам ударно-волновых технологий // IV Сибирский конгресс по прикладной и индустриальной математике (ИНПРИМ-2000), Новосибирск, 2000.
3. Теория динамических явлений в твердых телах и горных породах. Сб. трудов. – М. Изд. МИФИ 1981
4. Коваленко В.А., Григорьев В.В. О численном моделировании разрушения горных пород динамическим нагружением. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 1995, № 5, с 71-77.
5. Жариков И.Ф. Рациональные конструкции зарядов ВВ при дроблении горных пород. // Научное сообщение ИГД им. А.А.Скочинского, М., 1983, вып 221, с 30-35.

СИСТЕМА КОМПЬЮТЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ РАЗВАЛА ГОРНОГО МАССИВА ПОСЛЕ ВЗРЫВА

Додис Я.М. (dodis@istc.kg), Бабенко С.В. (babenko@istc.kg)
Кыргызско-Российский Славянский университет

В настоящее время разработка массива горных пород скального и полускального типов, его последующая выемка с помощью различного погрузочного оборудования осуществляется дроблением с использованием энергии ВВ и преимущественно скважинными зарядами рыхления. В условиях открытых горных работ заряды располагаются на уступах различной высоты по определенной сети и, как правило, многорядно, зависящей от взрываемости массивов.

Сведения о параметрах развала необходимы на стадиях проектирования горного предприятия и непосредственной эксплуатации месторождения для установления ширины рабочих площадок, а также для обеспечения функционирования транспортных, энергетических и других коммуникаций.

Имеется еще одна область, где требуется знание параметров развала – это для целей организации селективной выемки кондиционной и некондиционной горной массы в условиях ее валовой отбойки. В этом случае требуется знание пространственного расположения в развале границ (контуров) выемки, поскольку при выемке именно здесь формируются качественные и количественные потери полезного ископаемого.

К основным параметрам развала относят ширину, высоту и степень связности, выраженную через коэффициент разрыхления массива при взрыве. Величина указанных параметров зависит от взрываемости пород, показателем которой является удельный расход ВВ, а также от высоты уступа, условий и схемы взрывания, количества рядов скважин и периода замедления. Используя метод экспертных оценок для установления степени значимости того или иного фактора в формировании параметров развала, нами выявлено, что их следует расположить в следующем порядке:

- удельный расход ВВ;
- высота уступа;
- число рядов скважин в блоке;
- коэффициент разрыхления массива при взрыве.

Для определения параметров развала, как правило, используются эмпирические формулы, в которые входят отмеченные выше факторы в сочетании с целым рядом коэффициентов, отражающих различные дополнительные условия производства взрывных работ. Такие формулы были в свое время разработаны М.Ф.Кимом, Б.П.Боголюбовым, Б.Р.Ракишевым, В.В.Ржевским, М.Ф.Друкованым, Я.М. Додисом и другими авторами [1,2,3,4,5 6].

Перечень основных факторов, влияющих на параметры развала, свидетельствуют, что имеются физико-технические основы процесса формирования развала взорванного массива. Эти основы связаны с физико-механическими свойствами породного массива, определяющие необходимые энергетические затраты на дробление и рыхление с элементарными законами внешней баллистики и технологией буровзрывных работ.

Известно, что дробление горных пород и рыхление массивов с помощью взрыва является довольно сложным процессом, для описания которого используются различные математические приемы и модели среды. Известно также, что энергия заряда ВВ, идущая соответственно на разрушение не превышает 3-8% от общей потенциальной энергии. Большая часть энергии преобразуется в кинетическую энергию движущейся горной массы и

на сейсмическое воздействие на массив. Имея ввиду замечание Г.И.Покровского, что собственно разрушение (нарушение связей между элементами породы) является результатом изменения скорости по величине и направлению в различных точках массива, становится ясно, почему решающим моментом в исследовании процесса формирования развала будет изучение поля скоростей элементов массива.

Для исследования поля скоростей на внешнем контуре уступа возможно применение скоростной киносъемки процесса взрыва скважинных зарядов, что довольно полно представлено в многочисленных работах. Результаты этих наблюдений позволили найти эмпирические связи между средними величинами скоростей, шириной и высотой развала. С другим параметром, например, геомеханическим состоянием развала в виде его характеристики – коэффициентом разрыхления, скоростная картина увязана не была, точно также, осталось неизвестным поле скоростей элементов внутри массива.

Более полную информацию о процессе можно получить при его моделировании, в том числе и на эквивалентных материалах при соблюдении известных законов и критериев подобия. В этом случае возможна разработка конструкции моделей, позволяющие фиксировать скоростную картину не только внешнего контура уступа, но и внутри массива, а также и другие искомые параметры развала.

Весь комплекс экспериментов состоял из двух этапов. Первый был посвящен моделированию процесса взрыва на эквивалентных материалах, а второй – непосредственно на карьерах, вследствие высокой трудоемкости, и служил в основном для сравнения и оценки результатов первого этапа.

Модель состояла из одного и того же материала по физико-механическим свойствам, но отдельные ее элементы были окрашены в контрастные тона, позволяющие эффективно вести скоростную киносъемку с фиксированием до и после взрыва расстояний смещения центров тяжести выделенных элементов на фоне координатной сетки (рис.1) при точно измеренном времени смещения. В результате были вычислены как начальные, так и средние скорости смещения. Выявлено общее поле скоростей элементов массива (рис.2), а также установлены закономерности изменения величин скоростей смещений этих элементов как по высоте уступа, так и по рядам скважин для разных условий взрывания – на обнаженный откос и на буфер.

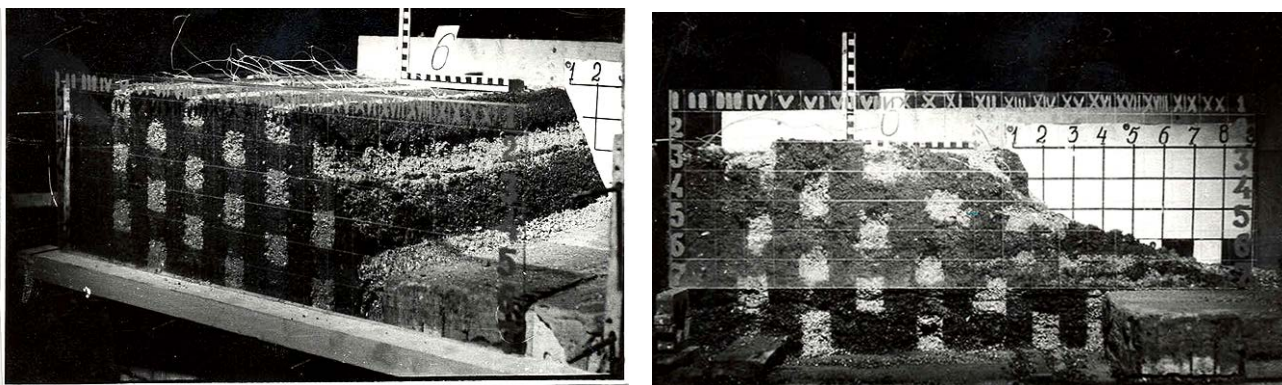


Рис.1. Вид модели до и после взрыва

Для установления закономерностей изменения коэффициента разрыхления потребовалось существенно изменить конструкцию модели путем формирования из вертикальных и горизонтальных разно окрашенных слоев (рис.3). Для последующей разработки компьютерной модели развала необходимы сведения о векторной картине скоростей, т.е. о направлениях смещения элементов уступа, что также установлено в ходе исследований на физических моделях (рис.4).

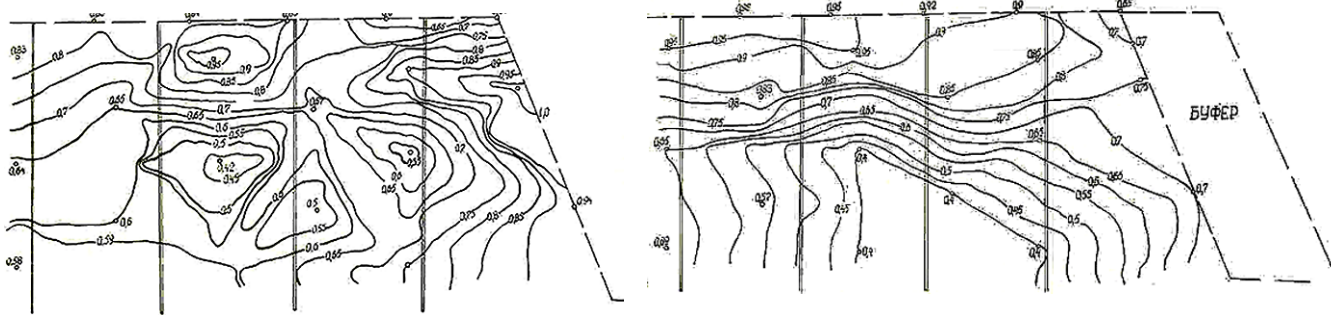


Рис.2. Поле скоростей элементов массива

Второй этап исследований в натуре преследовал основную цель, состоящую в подтверждении результатов моделирования. Однако здесь не возможно создание видимых границ. Поэтому в качестве сравниваемых параметров выбраны два: величина смещений и коэффициент разрыхления. Причем последний показатель был определен как в среднем по взрываемому блоку, так и экспериментально на одном из промышленных блоков по высоте уступа. Для этого бурили дополнительные скважины в рядах и между рядами между взрываемыми скважинами, в которые опускали двухметровые бревна. Их положение до взрыва известно по результатам маркшейдерской съемки, а координаты после взрыва в процессе выемки горной массы также фиксировала с помощью теодолитной съемки. Вычислялись выделенные площади до и после взрыва, и их отношение составляло величину коэффициента разрыхления соответствующего слоя. Для определения величин смещений на поверхности взрываемого уступа по всем рядам скважин и между ними выставлялись маяки с пятном отработанного дизмазла, координаты которых также фиксировались тахеометрической съемкой до и после взрыва.

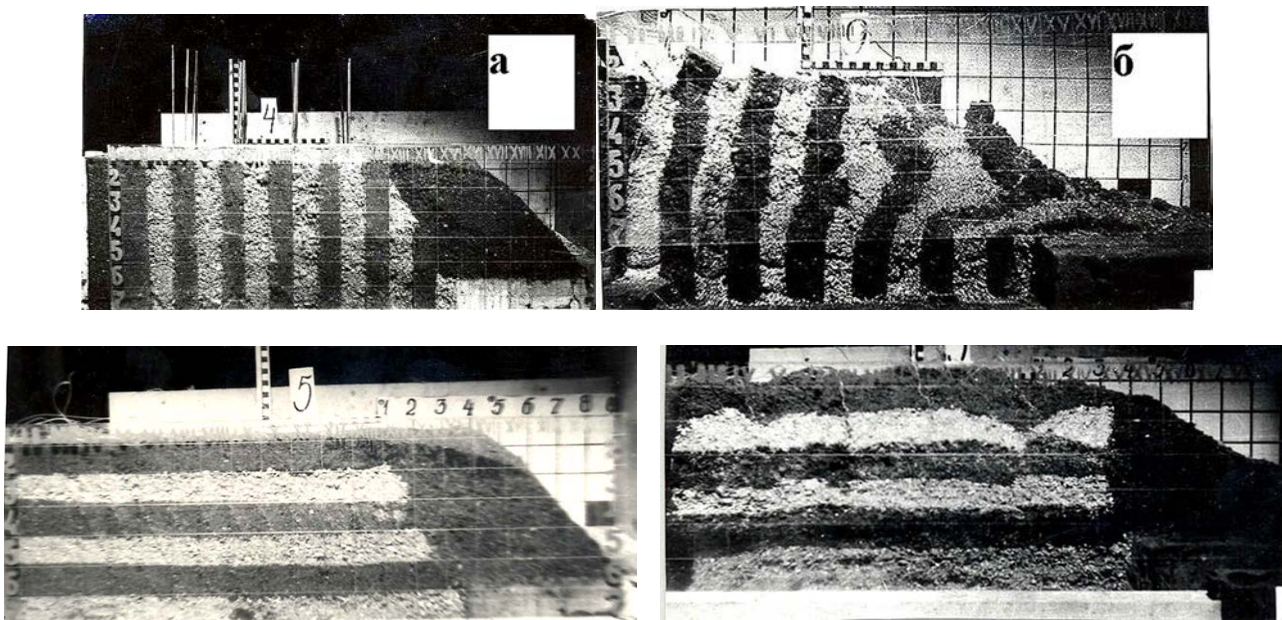


Рис.3. Вид моделей с горизонтальными и вертикальными слоями.

По выверенной методике промышленные эксперименты были проведены на карьерах Кыргызстана, Казахстана, Западной и Восточной Сибири в различных условиях, с разными удельными расходами ВВ, схемами коммутации взрывных сетей и интервалами замедлений.

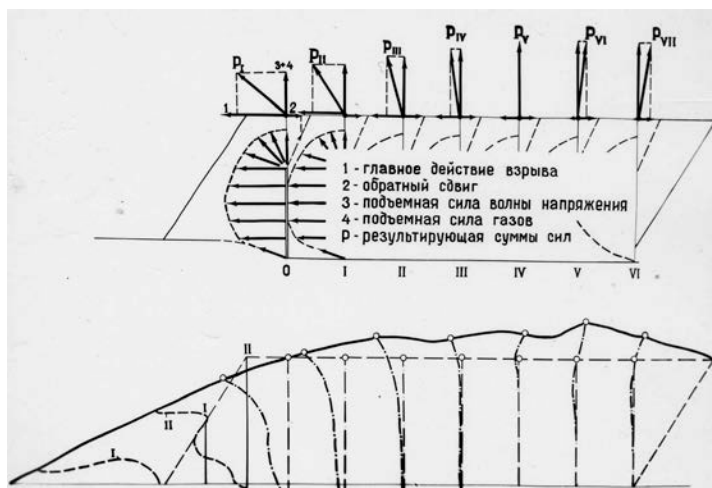


Рис.4. Векторная картина скоростей.

Весь экспериментальный материал был обобщен и позволил установить важнейшие эмпирические зависимости между параметрами развала и теми факторами, которые в наибольшей мере влияют на его формирование. При этом в основу всех зависимостей и параметров положен, по нашему мнению, главный, являющийся источником всех изменений, - удельный расход ВВ. При определении вида зависимостей, величин, входящих в них и коэффициентов, мы исходили из принципа не противоречия физическому смыслу и реальным процессам при взрыве удлиненных зарядов в массиве горных пород со структурой. Зависимости сведены в таблицу.

Для разработки компьютерной модели использовали макет физической модели, но массив до и после взрыва был представлен мелкоблочной структурой, элемент которого равен объему 1 м^3 . Каждый выделенный элемент фиксированного объема, находясь в поле волн напряжений, обуславливающей поле скоростей, приобретает свое направление и величину скорости и, следовательно, параметры смещения и расположения в развале.

Входными данными модели были геометрические размеры взрывающего массива: высота уступа, угол откоса, длина и ширина блока, составленные из элементарных объемов. Исходными данными, касающимися самого буровзрывного процесса являлись: удельный расход эталонного ВВ типа аммонит бжв, который характеризует взрываемость пород массива с удельной энергией взрыва $4,2\text{ МДж/кг}$, расстояние между скважинами в ряду и между рядами, величина сопротивления по подошве и мощность буфера (при его наличии) (рис 5).

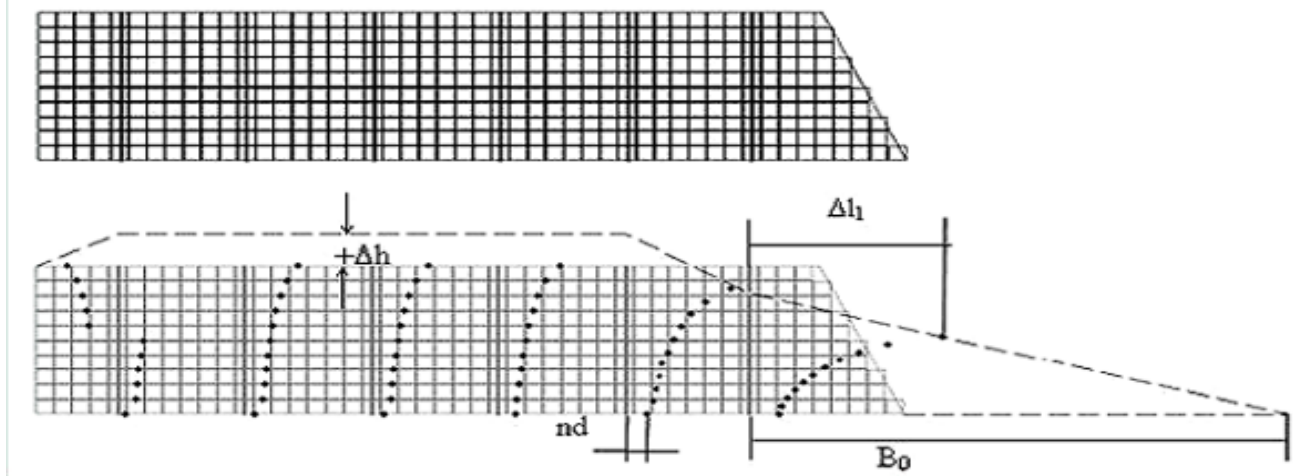


Рис.5. Компьютерная модель массива до и после взрыва.

Программа для расчета параметров и пространственного расположения элементов массива до и после взрыва позволяет изменять исходные данные, которые входят в эмпирические зависимости. В программе выделены определяющие исходные данные: удельный расход ВВ, угол откоса и высота уступа, число рядов скважин и их диаметр. Все остальные параметры развала, являясь функцией исходных данных, образуют двузвенный алгоритм.

$$\begin{aligned} \bar{K}_p = f(q) \rightarrow \bar{K}_p = f(N) \rightarrow K_{ph} \rightarrow \eta = f(N) \rightarrow B_o = f(q, k_{1,2,3}) \\ \Delta l_1 = f(H, \alpha, \bar{K}_{p1}) \\ B_o \frac{\Delta l_2 = f(H, \alpha, \bar{K}_{p2})}{\Delta l_{3,N} = f(H, \bar{K}_{pi})}, \Delta \pm h = f(H, \bar{K}_p, N). \\ \Delta l_{низ} = f(d, N) \end{aligned}$$

Первое и второе звено алгоритма устанавливают основные параметры развала, определяющие второстепенные, которые, собственно, формируют размеры и пространственное положение элементов развала. Вид соотношений между основными исходными данными, определяющие показатели первого и второго звеньев алгоритма приведены в таблице, где отражены условия взрыва.

Поскольку в качестве главного показателя, от которого зависят все остальные, принят удельный расход ВВ типа аммонита бжв (эталон) с удельной потенциальной энергией в 4,2 МДж/кг, то при использовании иного ВВ, необходимо приведение его энергетических возможностей к эталону путем пересчета.

Параметры, включенные в таблицу:

B_o – ширина развала, считая от первого ряда скважин м;

$K_{вз}$ – коэффициент взрываемости пород, равный 2-4;

K_β – коэффициент на угол наклона скважин;

\bar{K}_p – средний коэффициент разрыхления массива после взрыва;

K_{pi} – коэффициент разрыхления по рядам скважин;

K_{ph} – коэффициент разрыхления по высоте уступа;

η – показатель степени, величина которого изменяется по рядам;

Δl_1 – смещение элементов уступа в 1-м ряду скважин м;

Δl_2 – смещение элементов уступа в 2-м ряду скважин м;

Δl_3 – смещение элементов уступа, начиная с 3-го ряда скважин м;

$\Delta l_{низ}$ – смещение элементов уступа по рядам ряду скважин в подошве уступа м;

$-\Delta h$ – высота развала по 1-му ряду скважин м;

$+\Delta h$ – высота развала в районе 3-4 рядов скважин м;

M_6 – мощность буфера, м

Таблица

Основные зависимости для определения параметров развала взорванной горной массы

Параметр	Условия производства взрывных работ				С высоким уд. расх. ВВ при порядной схеме взрывания
	Взрыв на свободную поверхность откоса уступа		Взрыв на буфер		
	Продольная схема	Поперечная схема	Продольная схема	Поперечная схема	
В ₀ , м	$B_0 = K_{B3} \cdot K_{\beta} \cdot H_Y \cdot \sqrt{q_{II}}$	$B_0 = K_{B3} \cdot K_{\beta} \cdot H_Y \cdot \sqrt{q_{II}}$	-	--	$B_0 = K_{B3} \cdot K_{\beta} \cdot H_Y \cdot \sqrt{q_{II}}$
К _{ВЗ}	2,0 -3,5	2,5	-	-	3,0
К _β	$K_{\beta} = 1 + \sin 2(0,5\pi + \beta)$	$K_{\beta} = 1 + \sin 2(0,5\pi + \beta)$	-	-	1,0
К _р	$\bar{K}_p = 1,57q^{0,19}$	$\bar{K}_p = 1,50q^{0,16}$	$\bar{K}_p = 1,45q^{0,15}$	$\bar{K}_p = 1,45q^{0,15}$	$\bar{K}_p = 1,62q^{0,20}$
К _{pi}	$K_{pi} = \frac{\bar{K}_p}{0,96N^{0,07}}$	$K_{pi} = \frac{\bar{K}_p}{0,96N^{0,07}}$	$K_{pi} = \frac{\bar{K}_p}{0,96N^{0,1}}$	$K_{pi} = \frac{\bar{K}_p}{0,96N^{0,1}}$	$K_{pi} = \frac{\bar{K}_p}{0,96N^{0,11}}$
К _{ph}	$K_{ph} = K_{pi} \cdot h^{-\eta}$	$K_{ph} = K_{pi} \cdot h^{-\eta}$	$K_{ph} = K_{pi} \cdot h^{-\eta}$	$K_{ph} = K_{pi} \cdot h^{-\eta}$	$K_{ph} = K_{pi} \cdot h^{-\eta}$
η	$\eta = 0,13N^{-0,14}$	$\eta = 0,13N^{-0,50}$	$\eta = 0,14N^{-0,75}$	$\eta = 0,13N^{-0,50}$	$\eta = 0,14N^{-0,4}$
Δ _{l1}	$\Delta l_1 = \frac{H}{\cos \alpha} (\bar{K}_{p1} - 1)$	$\Delta l_1 = \frac{0,8H}{\cos \alpha} (\bar{K}_{pi} - 1)$	$\Delta l_1 = \frac{H}{1,5 \cos \alpha} (\bar{K}_{pi} - 1)$	$\Delta l_1 = \frac{0,75H}{\cos \alpha} (\bar{K}_p - 1)$	$\Delta l_1 = \frac{H}{\cos \alpha} (\bar{K}_{pi} - 1)$
Δ _{l2}	$\Delta l_1 = \frac{H}{1,5 \cos \alpha} (\bar{K}_{p2} - 1)$	$\Delta l_{2...N} = 0,6H (\bar{K}_{pi} - 1)$	$\Delta l_2 = H (\bar{K}_{phi} - 1)$	$\Delta l_{2...N} = 0,55H (\bar{K}_{pi} - 1)$	$\Delta l_1 = \frac{H}{1,5 \cos \alpha} (\bar{K}_{p2} - 1)$
Δ _{l3}	$\Delta l_{3...N} = 0,6H (\bar{K}_{pi} - 1)$	$\Delta l_{2...N} = 0,6H (\bar{K}_{pi} - 1)$	$\Delta l_N = H (\bar{K}_{pi} - 1)$	$\Delta l_N = H (\bar{K}_{pi} - 1)$	$\Delta l_N = H (\bar{K}_{pi} - 1)$
Δ _{лннз}	$\Delta l_{ннз} = 8,6e^{-0,27N}$	$\Delta l_{ннз} = 4,0e^{-0,16N}$	$\Delta l_{ннз} = 2,7e^{-0,16N}$	$\Delta l_{ннз} = 2,7e^{-0,16N}$	$\Delta l_{ннз} = 10,0e^{-0,172N}$
-Δh	$-\Delta h_1 = H - \left[\frac{H(\bar{K}_{pi} - 1)}{\lg(H \cdot \bar{K}_{pi})} \right]$	$-\Delta h_1 = H - \left[\frac{H(\bar{K}_{pi} - 1)}{\lg(H \cdot \bar{K}_{pi})} \right]$	$+\Delta h_1 = H(\bar{K}_p - 1) \cos \alpha$	$+\Delta h_1 = H(\bar{K}_p - 1) \cos \alpha$	$-\Delta h_1 = 2,3q^{1,05}$
+Δh	$+\Delta h_{3-4} = H + \left[\frac{H(\bar{K}_p - 1)}{\bar{K}_p} \right] \lg N$	$+\Delta h_{2...N} = \frac{H(\bar{K}_p - 1)}{\bar{K}_p}$	$+\Delta h_{2...N} = \frac{H(\bar{K}_p - 1)}{\lg(H\bar{K}_p)}$	$+\Delta h_{2...N} = \frac{H(\bar{K}_p - 1)}{\bar{K}_p}$	$+\Delta h_{3-4} = 2,22q^{-1,25}$
М _б	-	-	М _б =Н _у	М _б =Н _у	-

Основой пересчета от одного типа ВВ к другому являются коэффициенты, полученные как отношение работоспособностей ВВ, выраженные в КДж/кг, или как отношения объемов расширения в свинцовой бомбе. Имеются и другие способы, изложенные в [5]. Следует отметить, что все известные способы пересчета все же дают приближенные оценки, однако достаточные по точности для производственных условий. Например, если использована смесь АС-8 с удельным расходом $0,5 \text{ кг/м}^3$, то при коэффициенте пересчета равном $0,89$, удельный расход по аммониту бжв составит $0,56 \text{ кг/м}^3$. Если же применен игданит с удельным расходом $0,80 \text{ кг/м}^3$, то в пересчете на аммонит бэв удельный расход составит $0,69 \text{ кг/м}^3$.

В заключение следует отметить, что в процессе выполнения экспериментальных работ на моделях и непосредственно на карьерах полученные результаты, послужившие основой для установления всех корреляционных зависимостей, соответствовали III классу точности применительно к горному делу по классификации профессора Л.И.Барона, т.е. возможны погрешности в пределах 12-23%.

Разработанная компьютерная модель развала, разработанная на основе данной методики, обладает высокой точностью и, поэтому она была использована, в дальнейшем, для адаптационной настройки компьютерной модели развала, использованной в аппаратно-программном комплексе Blast Maker.

Литература.

1. Ким М.Ф., Мохов И.В. Опыт применения скважинных зарядов с воздушными промежутками на карьерах Казахстана. В кн.: Сб. Взрывное дело 51/8, М., 1963.
2. Додис Я.М. Некоторые результаты моделирования процесса перемещения горной массы при короткозамедленном взрывании. В кн.: Сейсмика и взрывное разрушение горных пород. – Фрунзе, Илим, -1974.
3. Ракишев Б.Р. О моделировании процесса образования навала взорванной породы. Сб. Взрывное дело. Совершенствование буровзрывных работ в горном деле. М., Недра. 1976.
4. Боголюбов Б.П., Грачев Ф.Г. Раздельная разработка месторождений сложного состава. –М.: Недра, 1965.
5. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. М., Недра, 1978
6. Друкованый М.Ф., Ефремов Э.И., Комир В.М., и др. Теоретические исследования влияния величины подпорной стенки на ширину развала горной массы. Сб. Взрывное дело, 62/19, М.: Недра. 1967.

ОПЫТ ДИСПЕТЧЕРИЗАЦИИ БУРЕНИЯ РАЗЛИЧНЫМИ СИСТЕМАМИ

Малышев В.В. (mavlad48@rambler.ru),
горный инженер ООО «Blast Maker»

Разработка месторождений открытым способом с применением буровзрывных работ обуславливает проходку десятков тысяч погонных метров взрывных скважин в пределах карьерного поля с интервалом 5 – 6 метров. Зачастую этот весьма дорогостоящий вид горных работ используется только для размещения взрывчатых веществ в массиве горных пород с целью его разрушения. Для изучения же массива горных пород только в отдельных случаях производится опробование бурового шлама взрывных скважин на содержание полезного компонента рудного тела.

В настоящее время диспетчеризация горных работ находит всё большее и большее применение на горнодобывающих предприятиях. На рудниках в настоящее время задействованы различные диспетчерские системы: IntelliMine компании Modular Mining (США), система диспетчеризации компании Wenco (Канада), PitRam (Австралия). Заложенные функции у большинства из них идентичны – позиционирование транспортно-погрузочной техники при помощи спутниковых навигационных систем с целью оптимизации её использования. Однако в сфере бурения взрывных скважин диспетчеризация зачастую ограничивается сбором данных, вводимых вручную операторами бурения. Такие данные не отличаются высокой степенью достоверности и требуют предварительного фильтрования в компьютерных программах, что приводит к отсеву явно ошибочных данных и, как следствие, сужению накопительной базы.

Установка на буровые станки контроллеров «КОБУС» ПТК ВМ позволяет создать обширную и объективную компьютерную базу данных о процессе бурения. Основным преимуществом контроллера бурового станка «КОБУС» является независимость съема информации 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. 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 ВМ, о чём подробно изложено в других докладах. Однако изучение накопленной базы данных открывает широкий простор для всевозможных анализов по различным направлениям: мониторинг и анализ эффективности 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.

Немаловажным является и то, что руководитель буровых работ получает возможность в режиме реального времени, не выходя из кабинета проконтролировать и проанализировать работу любого бурового станка: фамилию оператора, номер блока и номер скважины, глубину забоя, параметры режима бурения и, при необходимости, откорректировать действия буровиков. Такая прозрачность процесса бурения в значительной степени дисциплинирует коллектив и способствует повышению эффективности бурения.

Опыт применения диспетчерской системы Wenco на буровых работах карьера рудника Кумтор – достоинства и недостатки.

На руднике Кумтор до установки на буровые станки контроллеров Кобус использовалась диспетчерская система Wenco. В этой системе оператором фиксировался номер бурового станка, фамилия оператора, номер блока и скважины. В начале процесса бурения каждой скважины нажималась кнопка «старт», в конце – «финиш». Так в базе данных фиксировалось время бурения по электронным часам. Затем оператор вводил фактическую глубину скважины. Поскольку датчики глубины на большинстве станков не работали, такой важный показатель бурения как глубина вводился не всегда корректно.

Тем не менее, после отсева в компьютерной программе Excel явно ошибочных данных, на основе анализа скорости бурения и ресурса бурового инструмента были определены фирмы производители, выпускающие наиболее эффективные пневмоударники и долота. Разница по скорости проходки между лучшим буровым инструментом и самым неэффективным достигала 22%.

Поскольку горно-геологические условия рудника Кумтор в пределах технической границы карьера отличаются сильной изменчивостью, районирование карьерного поля по крепости пород было скорректировано по данным скорости бурения из диспетчерской системы Wenco. Несмотря на значительную зависимость скорости бурения от многих факторов, таких как эффективность конкретного бурового инструмента (разброс до 22%), техническое состояние конкретного бурового станка, мастерство конкретного оператора бурения, состояние изношенности бурового инструмента для каждой конкретной скважины, местоположение скважины (вдоль взорванной кромки в трещиноватой зоне разрушения скорость бурения значительно ниже), - границы изменения крепости пород были в значительной степени уточнены. Это позволило более осмысленно задавать расстояния между скважинами в проектируемом блоке, что позволило снизить удельный расход ВВ.

Также проводился анализ эффективности бурения среди операторов по среднему метражу бурения за смену, по скорости бурения, по износу бурового инструмента. Результаты передавались руководителям бурового цеха для объективной оценки уровня мастерства буровиков.

После обвала борта карьера в июле 2002 года был произведён анализ физико-механических свойств горных пород по буримости в зоне обрушения. Выявилось, что пачка наиболее крепких пород вскрышных горизонтов мощностью 50-70 метров имела под собой ослабленную толщину примерно такой же мощности из более рыхлых и трещиноватых пород. Во время летнего интенсивного таяния вышележащего ледника ослабленная трещиноватая зона подвергалась водой эрозии, что способствовало сходу части борта. Учет накопленной базы по физико-механическим параметрам горных пород в непосредственной близости от рабочего борта способствовал бы более точному определению углов формирования как рабочего, так и окончательного борта карьера.

Это перечень основных направлений использования диспетчеризации бурения, однако для дальнейшей оптимизации БВР и изучения физико-механических свойств горных пород возможности диспетчерской системы Wenco на том этапе были исчерпаны, поскольку полнота и точность данных этой системы не позволяли более детально конкретизировать физико-механические свойства горных пород.

Опыт применения ПТК ВМ на руднике Кумтор в ходе промышленных испытаний в 2000 году.

Разработанный лабораторией геоинформатики Киргизско-Российского (Славянского) Университета ПТК Blast Maker заинтересовал руководство рудника, и начиная с 2000 года на карьере проводились опытно-промышленные испытания комплекса.

Эксперименты проводились непосредственно на карьере и имели положительные результаты. В качестве примера приводятся результаты экспериментальных взрывов блоков 4010-15, 4010-17, 4010-21.

При обурировании блока 4010-15, буровой станок-информатор собрал все необходимые данные по свойству горной породы данного блока. Но при этом, проект массового взрыва

был подготовлен стандартным способом, а именно в используемом на Кумторе пакете Gemcom. Это было связано с тем, что для полного перехода к проектированию буровзрывных работ на основе Blast Maker необходимо предварительно накопить в базе данных информацию с бурового станка-информатора с вышележащего горизонта. На данном блоке применялась регулярная треугольная сетка 5.5x5.5x5.5 согласно карте разделения месторождения по прочностным свойствам горной породы. По выбранной сетке, на блоке было расставлено 55 скважин. После анализа данных, полученных с бурового станка-информатора, средняя энергоемкость бурения по рассматриваемому блоку составила 73.16 МДж/куб.м. Это означает, что коэффициент крепости породы по шкале Протоdjeяконова равен 8. Геологическая служба предприятия Кумтор, проведя соответствующий анализ, сделала вывод, что на блоке 4010-15 этот коэффициент не должен превышать 7. Наши выводы основывались на фактических данных, полученных с датчиков бурового станка. Например, было выявлено, что в северо-западной части блока порода более крепкая, чем в целом по блоку. При пересчете проекта буровзрывных работ в системе Blast Maker 4.0 с учетом большего шага сетки (6x6x6) оказалось, что такой сетки вполне достаточно, чтобы проработать блок без появления негабаритов. При этом процент выхода отбитой горной массы со средним размером куска 0.3 м должен составить 65%. Остальные параметры, такие как забойка 3 м, перебур 1.2 м, остаются неизменными. При выбранной сетке 6x6x6, общее количество скважин по блоку оказалось равным 50 против 55, посчитанных традиционным методом.

Второй экспериментальный блок 4010-17 был спроектирован с учетом данных по крепости породы, взятых с бурового станка-информатора при обурировании смежного блока 4010-15. То есть, не имея достаточно данных по прочностным свойствам пород с вышележащего горизонта на основе бурового станка-информатора, экстраполировали эти данные с соседнего блока. В качестве эксперимента предлагалось спроектировать этот блок традиционным способом - по палетке. Проведенный расчет показал, что оптимальной для данного блока является регулярная треугольная сетка 6x6x6. В дальнейшем, после обурирования блока, было уточнено, что средняя энергоемкость бурения на нем составляет 85.35 МДж/куб.м. Этот показатель соответствует коэффициенту крепости 10 (в проектирование исходили из крепости 8). По расчетам программы Blast Maker 4.0, даже в этом случае, выбранная сетка производила достаточное дробление.

При проектировании блока 4010-21 использовалась беспорядочная расстановка скважин. Анализируя крепость пород на блоках 4010-15 и 4010-17, был сделан вывод, что появляется тенденция к увеличению крепости, а это означает, что крепость пород на следующем блоке может пропорционально увеличиться. Поэтому коэффициент крепости был принят в пределах 10-11. Расчет автоматической (беспорядочной) расстановки скважин для выбранного блока показал, что для разрушения с заданным качеством необходимо минимум 52 скважины. В случае применения сетки 6x6x6 потребовалось бы 55 скважин. По принятой на Кумторе технологии, при проектировании блока с такой крепостью применяется сетка 5.5x5.5x5.5. Количество скважин на этом блоке составило бы 72. Следовательно, реальная экономия при использовании автоматической расстановки скважин на данном блоке составила около 30 % в сравнении с традиционной технологией расстановки скважин.

В процессе экскавации отбитой горной массы было установлено, что качество дробления породы по блокам 4010-17 и 4010-21 соответствует требуемым нормам. Вместе с тем, подошва блока 4010-21 в одном месте была недостаточно проработана. Это связано с тем, что при проведении эксперимента величина перебура была сохранена равной 1,2 м, что соответствует сетке 5,5x5,5x5,5 м, но недостаточно для увеличенных расстояний между скважинами. Кроме этого данные по крепости пород были экстраполированы с соседнего блока, а не с вышележащего горизонта, что не позволило выявить участок с повышенной крепостью на блоке 4010-21.

Среднее время одного цикла экскавации блока 4010-21 по системе Wenco составило 3 минуты 47 секунд, что примерно соответствует времени экскавации подобных блоков, взорванных по традиционной технологии.

Результаты анализа промышленных проектных решений и экспериментальных позволяют сделать вывод, что разработанная система позволяет определить наилучшее проектное решение с учетом конкретной технико-экономической ситуации на карьере.

Этапы внедрения ПТК BlastMaker на руднике Житикара

АО «Костанайские минералы» является единственным в Казахстане предприятием по добыче хризолит-асбеста и входит в число шести основных мировых производителей асбеста. На предприятии уделяется большое внимание совершенствованию организации производства горных работ. Совместно с ИГД им. Кунаева на руднике «Житикара» внедряется диспетчерская система «АДИС» на основе спутниковой навигации. Как и в перечисленных выше системах, основное её направление – диспетчеризация транспортно-погрузочного комплекса. Для обеспечения буровзрывного комплекса современной диспетчерской системой с 2006 года на карьере начато внедрение ПТК BlastMaker.

Предпосылками необходимости его внедрения послужили значительная изменчивость физико-механических свойств массива горных пород не только в пределах карьерного поля, но и зачастую в пределах взрывного блока, а также назревшая необходимость автоматизации и компьютеризации рабочих мест руководителей и проектировщиков буровзрывного цеха с целью дальнейшей оптимизации БВР на предприятии.

На первом этапе внедрения ПТК BlastMaker планируется освоить программную составляющую комплекса. В результате в течение 2006 года инженер проектировщик должен освоить процесс проектирования взрывных блоков и моделирования результатов взрывания с помощью программы BlastMaker. В процессе освоения будут определены основные вопросы адаптации системы к специфичным условиям рудника, которая запланирована на более поздний период.

На втором этапе в 2007 году будут устанавливаться на буровые станки контроллеры «Кобус» и начнётся процесс формирования компьютерной базы данных о процессе бурения.

На заключительном этапе после оборудования всех станков контроллерами, отладки и адаптации системы, сбора минимально необходимого объема информации комплекс заработает в полном объеме и процесс оптимизации БВР на руднике сможет осуществляться по всем направлениям.

Перспективы развития ПТК ВМ

Современные диспетчерские системы в горнодобывающей отрасли основаны на использовании спутниковых навигационных систем, однако точность сравнительно недорогих датчиков позиционирования удовлетворяет потребности только транспортно-погрузочного комплекса. Для позиционирования буровых станков в пределах запроектированного взрывного блока требуется точность в пределах 0,1 м. GPS датчики такого уровня точности ещё достаточно дороги, однако в последнее время наметилась тенденция удешевления спутниковых навигационных систем. Разработчики ПТК BlastMaker уже готовы предоставить программную часть, обеспечивающую использование точного позиционирования буровых станков. Применение систем точного позиционирования буровых станков позволит исключить такие процессы как вынос проекта взрывного блока в натуру и координатную привязку законченного бурением блока.

Другим направлением совершенствования комплекса является оценка энергоёмкости погрузки взорванной массы, что будет объективным критерием степени дробления горного массива взрывом.

Также предусматривается решение насущной проблемы определения смещения рудного тела после взрыва, степени разубоживния и размещения руды в развале взорванной массы.

АДАПТАЦИЯ ПРОГРАММНО-ТЕХНИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА «BLAST MAKER»

Кан М.В. (michail_kan@istc.kg), Нагавицин В.А. (nagavitsin@istc.kg),
Кыргызско-Российский Славянский Университет.

Программно-технический комплекс (ПТК) «Blast Maker» - наукоемкий Продукт, сочетающий информационно-аналитический программный пакет и технические средства сбора, обработки и передачи данных о свойствах массива горных пород непосредственно с бурового станка в процессе проходки взрывных скважин, что позволяет проектировать буровзрывные работы с оптимальными параметрами и высоким качеством дробления горных пород.

Основу комплекса составляют сложные физико-математические модели:

- модель разрушения блока в зависимости от типа ВВ;
- модель распределения энергии взрыва в зависимости от конструкции заряда;
- модель зависимостей энергоемкости бурения и энергоемкости взрывания и т.д.

Поэтому внедрение в производство ПТК «Blast Maker» требует адаптации к реальным условиям карьера. При этом необходимо проведение целого ряда численных экспериментов, которые позволяют настроить корреляционную модель, уникальную для каждого месторождения.

Полная адаптация комплекса – процесс длительный, поскольку он направлен на интеграцию с технологией производства, принятой на горном предприятии, дополняя ее, автоматизируя и, как следствие, совершенствуя.

Весь процесс внедрения состоит из нескольких этапов. Первоначально потребуются сбор входных параметров системы, наполнение базы данных (БД) геологической и маркшейдерской информацией и подстройка пакета к принятой технологии ведения буровзрывных работ. Следующая стадия – установка и наладка компонентов ПТК, после чего становится возможной правильная эксплуатация системы. По мере сбора и накопления данных будут уточняться корреляционные зависимости параметров бурения от физико-механических свойств слагающих горных пород, способы фильтрации данных, получаемых в процессе бурения. Это позволит по имеющейся методике определить эмпирические зависимости между удельной энергоемкостью бурения и удельной энергоемкостью взрывного разрушения горной породы для данного карьера.

Каждое месторождение имеет свое уникальное и неповторимое геологическое строение. Каждый карьер обладает уникальными и неповторимыми физико-механическими свойствами горных пород. На каждом карьере различные типы ВВ производят разрушение горного массива по-разному. ПТК «Blast Maker» - мощный и сложный инструмент, но вместе с тем обладающий достаточной гибкостью, позволяющей адаптировать комплекс к условиям любого горнодобывающего предприятия.

В состав комплекса входит модуль импорта-экспорта данных, который отвечает за взаимодействие с другим программным обеспечением (ПО). Однако зачастую разработчики подобного ПО создают свои собственные форматы данных, что в некоторой степени усложняет процесс подстройки «Blast Maker» под конкретные производственные условия и увеличивает сроки его адаптации. Но, тем не менее, в настоящее время уже налажен обмен значительной частью данных с такими системами, как Gemcom, Surpac, Wenco, Micromine и AutoCAD. Список может быть расширен в соответствии с используемыми на конкретном производстве программными продуктами и требованиями предприятия.

Настройки и адаптации требуют не только программные, но и технические средства. Аппаратура сбора данных с буровых станков («КОБУС») должна быть согласована с параметрами самого станка. На сегодняшний день контроллеры сбора энергетических параметров бурения разработаны для гидравлических станков, например, DrillTech Tamrock

45 KS и электрических, например, СБШ-250М. При этом следует отметить существование множества модификаций станков даже одного типа. В процессе адаптации комплекса учитывается техническое состояние каждого бурового станка, поскольку в большинстве случаев, расположенные на них штатные датчики неработоспособны.

ПТК «Blast Maker» большая и сложная система, выполненная на высоком уровне и с применением передовых технологий в микропроцессорной технике и программировании. Вместе с тем программная оболочка комплекса адаптирована к среде операционной системы Microsoft Windows и имеет дружелюбный, интуитивно понятный, интерфейс.

Пакет «Blast Maker» позволяет комплексно выполнять значительную часть задач, связанных с проектированием БВР на карьерах. Однако имеется возможность использования лишь отдельных модулей системы для решения наиболее острых проблем, стоящих перед конкретным горным предприятием. В соответствии с существующими целями и задачами каждый карьер может выбрать необходимый набор программно-технических инструментов, входящих в состав «Blast Maker». Следует отметить, что наибольший экономический эффект достигается только при его комплексном использовании. При этом «Blast Maker» позволяет объединить все существующие на карьере программные продукты, используемые для проектирования БВР, в единый комплекс.

Следовательно, можно говорить и о различных уровнях адаптации, при выборе которых определяется соответствующая последовательность действий по настройке и привязке комплекса к конкретным условиям, что позволяет произвести ввод в эксплуатацию поэтапно. В конечном итоге выполнение этой последовательности приведет к полномасштабной адаптации системы.

Рассмотрим этапы полной адаптации.

I. Адаптация программного обеспечения

- 1) Изучается установившаяся на производстве технология проектирования БВР.
- 2) Определяются типы и виды исходных данных, прослеживаются их источники.
- 3) Выполняются задачи импорта-экспорта данных, взаимодействия с другим ПО, используемом на карьере. При необходимости разрабатываются дополнительные программные модули и конвертеры для точной интерпретации накопленных данных.
- 4) В систему вводятся маркшейдерские, геологические, технологические и прочие данные.
- 5) Устанавливаются компоненты ПО «Blast Maker».
- 6) Выполняется настройка всех элементов системы.
- 7) Формируются выходные документы по имеющимся в программе параметрам.

Результат этапа – проектирование БВР по принятой на предприятии технологии с выдачей проектов на бурение и на взрыв. Практически данные проекты не должны разительно отличаться от проектов, которые выполнялись на карьере до использования ПО «Blast Maker»

II. Установка и адаптация Системы сбора и обработки данных с буровых станков.

- 1) Изучается рельеф местности.
- 2) Определяются точки прямой радиовидимости с максимальным охватом территории.
- 3) Изучаются особенности буровых станков.
- 4) Разрабатывается схема радиосети.
- 5) Развертывается радиосеть. В случае отсутствия прямой видимости устанавливаются ретрансляторы.
- 6) На буровые станки устанавливаются контроллеры «Кобус».

7) Настраивается система передачи данных.

Результат этапа – ввод в эксплуатацию системы сбора данных. Предоставляются статистические данные в виде таблиц. Появляется возможность диспетчеризации работы буровых станков.

III. Настройка физико-математических моделей.

- 1) Собираются данные о физико-механических свойствах горного массива.
- 2) Отфильтровываются и накапливаются энергетические параметры бурения.
- 3) Изучается действие различных типов ВВ.
- 4) Проводится компьютерное моделирование и численный эксперимент.
- 5) Настраиваются корреляционные модели.

Результат этапа – построение карты по крепости пород в процессе бурения взрывных скважин. Проектирование БВР с учетом энергоемкости бурения всех ранее пробуренных взрывных скважин.

IV. Сетевая структура.

- 1) Определяется взаимодействие всех служб карьера при проектировании БВР.
- 2) Разрабатывается и настраивается сетевой доступ к отчетным документам.
- 3) Определяются приоритеты и допуски к системе.
- 4) Учитываются замечания и пожелания специалистов, связанных с эксплуатацией системы.

В качестве примеров можно привести работы по внедрению комплекса «Blast Maker» на предприятиях ОАО «Кустанайские минералы» (г. Житикара, Республика Казахстан) и ОАО «Карельский Окамыш» (г. Костомукша, Российская Федерация).

ОАО «Кустанайские минералы» приобрело пакет программ ПТК «Blast Maker», включающий базовый комплект системы проектирования массовых взрывов на карьерах, систему оценки напряженно-деформированного состояния горных склонов «Stress» и систему оценки гранулометрического состава взорванной горной массы «Split Analyzer». Полная адаптация системы, когда при этом учитываются требования и пожелания заказчика, как правило, влечет за собой:

- изменения в ядре программного продукта;
- изменения в целой группе взаимосвязанных модулей;
- разработку новых программ.

На этот процесс требуется как дополнительное время, так и дополнительные ресурсы. Однако в случае, когда подобные изменения не столь значительны и укладываются в сроки и условия поставки продукта, разработчик системы по договоренности с потребителем, модифицирует программные модули, предполагая, что подобные изменения будут взаимовыгодны обеим сторонам.

В данном конкретном примере с ОАО «Кустанайские минералы», компанией «Blast Maker» были выполнены работы по импорту и интерпретации ряда данных из системы Micromine, установленной на предприятии, настроен комплект выходных документов и учтены некоторые пожелания и рекомендации по совершенствованию системы «Blast Maker» для данного производства.

Приобретение аппаратуры сбора данных с буровых станков «КОБУС» и полную адаптацию всего Программно-технического комплекса ОАО «Кустанайские минералы» планирует начать с 2007 года.

Другой вариант – внедрение ПТК на ОАО «Карельский Окамыш». Была проделана большая работа по изменению как программной, так и аппаратной частей. Например, в систему проектирования БВР была добавлена возможность обмена данными с программой «Gemcom», создан инструмент управления двоянными и более скважинами и т.д., а в

аппаратной части радиомодемы были заменены устройствами технологии WiFi, также конструктивным изменениям подвергся прибор «КОБУС». В настоящее время ведутся работы по созданию полного информационного обмена между системами «Surpac» и «Blast Maker».

Таким образом, ПТК «Blast Maker» представляет собой наиболее полное решение задачи оптимального проектирования буровзрывных работ на карьерах горнодобывающих предприятий. Полномасштабное внедрение системы позволит не только значительно сократить затраты на БВР, но повысить качество взрывных работ, а также оперативность управления оборудованием и процессами на карьере. Полнота информации обо всех ранее спроектированных и произведенных взрывах, о параметрах и режимах бурения всех пробуренных скважин предоставляет реальную возможность для адаптивного управления БВР.

ИНТЕРАКТИВНАЯ СИСТЕМА ОЦЕНКИ КАЧЕСТВА ВЗРЫВА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НЕЧЕТКОЙ ЛОГИКИ

Демиденко А.П. (demidenko@istc.kg), Керимбаева Д.
Кыргызско-Российский Славянский университет

Введение

Для эффективного управления буровзрывными работами необходимо иметь информацию о качестве взрыва. Такая информация может использоваться как обратная связь в замкнутой системе управления. При достаточно высокой оценке качества взрыва параметры буровзрывных работ не изменяются, в противном случае необходимо их изменить. Причем разрушение горных пород взрывом при системном подходе к комплексу “карьер – перерабатывающее производство” необходимо рассматривать не только как процесс подготовки к выемочно-погрузочным работам, но и как первоначальный этап процесса переработки руды, предшествующий механическому дроблению и измельчению. Отсюда вытекает задача управления взрывным воздействием на горный массив таким образом, чтобы суммарные затраты на буровзрывные работы (БВР) на выемочно-погрузочные работы и затраты на измельчение на перерабатывающем заводе были минимальны [1]. Будем считать, что эти затраты определяются в основном энергозатратами на соответствующие работы. Такое предположение приобретает особую актуальность в последнее время, когда стоимость энергоносителей существенно возросла. В качестве ограничений при проведении взрывов необходимо учитывать систематические воздействия взрывов на инженерные сооружения, а также вредные последствия взрывов на окружающую среду. Поэтому построение модели оценки качества взрыва, учитывающей вышеизложенное, и управление параметрами БВР на основе этой оценки является важной задачей.

Выбор показателей качества

Формального метода формирования набора показателей не существует. Выбор показателей осуществляется экспертами и сильно зависит от их опыта и способности [2]. В [3] приведены требования к такому набору. Набор показателей должен быть полным, действенным, разложимым, неизбыточным и минимальным. Хотя сформулированные требования не противоречат здравому смыслу, они не являются конструктивными: воспользоваться ими для определения набора показателей не представляется возможным. Поэтому, если для оценки качества предполагается использовать компьютерную систему, то эта система должна предоставлять возможность лицу, принимающему решение (ЛПР), методы и средства для выявления показателей, характеризующих качество взрыва. К тому же, если предполагается многократное использование данной системы в повторяющихся задачах, выбор показателей с возможностью их расширения или сокращения должен быть предусмотрен программным интерфейсом. При этом использование вычислительной техники облегчает процедуру выбора показателей представлением на дисплее всего списка возможных показателей.

В соответствии с вышеизложенным для оценки качества взрыва принимаем следующую структуру показателей, представленную на рис.1.

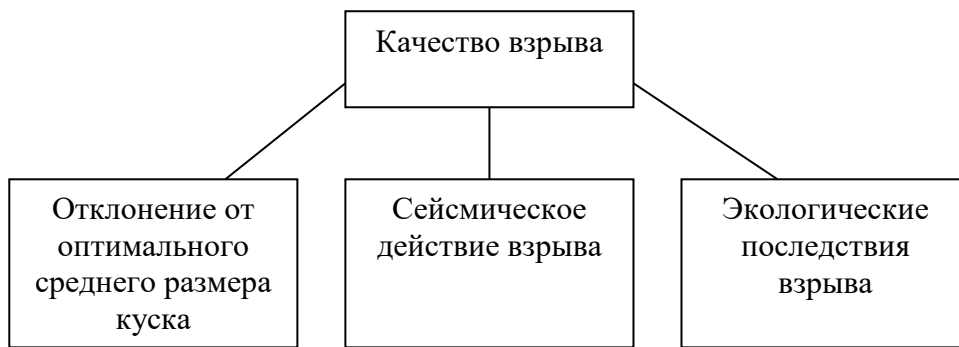


Рис.1. Структура показателей, описывающих качество взрыва

Рассмотрим эти показатели.

Отклонение среднего размера куска от оптимального. Как будет показано ниже, общие затраты при добыче полезных ископаемых имеют минимальное значение, которое зависит от среднего размера куска взорванной породы.

Экологические последствия взрыва.

Данный показатель может оцениваться экспертно и характеризует степень влияния взрыва на окружающую среду.

Сейсмическое действие взрыва.

Показатель также может оцениваться экспертно и характеризует воздействия взрывов на инженерные сооружения.

В случае необходимости этот набор показателей можно дополнить. В литературе приведены и другие показатели, характеризующие качество взрыва: ширина развала, энергоёмкость экскавации, выход негабаритов, коэффициент разрыхления [4,5].

Постановка задачи минимизации затрат.

Для нахождения оптимального среднего размера куска взорванной породы, т.е. такого, при котором общие затраты при добыче полезных ископаемых будут минимальны рассмотрим энергетические затраты на выполнение следующих операций:

- бурение взрывных скважин;
- взрывание;
- выемочно-погрузочные работы;
- измельчение горной массы.

Известно [6], что на процессы механического дробления и измельчения руды приходится большая часть всех энергозатрат, а взрывное дробление составляет лишь 1,2 % общих затрат. Однако, энергию взрыва можно использовать более рационально, осуществляя при взрыве более высокую дезинтеграцию руды, что послужит предпосылкой к перераспределению энергозатрат между взрывным и механическим дроблением и измельчением. С увеличением среднего размера куска разрыхленного рудного массива при прочих равных условиях энергозатраты на буровзрывные работы уменьшаются, на выемочно-погрузочные работы и измельчение возрастают [1]. Поэтому средний размер куска можно использовать в качестве управляемой величины, с помощью которой будем управлять затратами при добыче полезных ископаемых. При этом в качестве критерия управления используем следующий:

$$Z_{\text{общ}} = Z_B + Z_V + Z_{\text{ВПР}} + Z_{\text{Изм}} \quad (1)$$

где $Z_{\text{общ}}$ – общие затраты при добыче;

Z_B – затраты на бурение, Z_V – затраты на взрывание, $Z_{ВПР}$ – затраты на выемочно-погрузочные работы, $Z_{Изм}$ – затраты на измельчение.

В свою очередь предполагаем, что затраты по каждой операции линейно зависят от энергозатрат.

Тогда имеем:

$$Z_B = K_B * F_B \quad (2)$$

$$Z_V = K_V * F_V, \quad (3)$$

$$Z_{ВПР} = K_{ВПР} * F_{ВПР}, \quad (4)$$

$$Z_{Изм} = K_{Изм} * F_{Изм}, \quad (5)$$

В выражениях (2) – (5) первый сомножитель в правой части представляет собой коэффициент пересчета энергозатрат в затраты денежные. Поскольку для каждой операции пересчет может отличаться, в общем случае коэффициенты будут различны. Вторым сомножителем в правой части (2) – (5) есть энергетические затраты по соответствующим операциям.

Анализ литературы [1,4-6] показывает, что существуют эмпирические зависимости, которые с различной степенью приближения определяют энергозатраты по каждой из рассматриваемых операций в виде функции от среднего размера куска взорванной горной массы.

Таким образом, в конечном итоге имеем, что общие затраты зависят от среднего размера куска взорванной массы:

$$Z_{общ} = Z_{общ}(d_{cp}), \quad (6)$$

где d_{cp} – средний размер куска взорванной горной массы.

Средний размер куска взорванной массы d_{cp} зависит от удельного расхода взрывчатого вещества (ВВ), причем с увеличением удельного расхода, средний размер уменьшается [1].

Однако, увеличение удельного расхода, приводящего к увеличению общего количества ВВ, может привести к разрушениям, вызываемым сейсмическим действием взрыва.

Известно, что критерием оценки действия сейсмической волны взрыва является горизонтальная составляющая скорости смещения среды на фронте продольной волны и, несущей максимум сейсмической энергии.

Следующая формула характеризует зависимость скорости смещения от величины взрывающего заряда Q [5].

$$u = 7,5 \cdot 10^4 \sqrt{\frac{g}{C_p \rho \varepsilon_n}} \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1,5}, \text{ см/сек.}, \quad (7)$$

где g – ускорение силы тяжести, м/сек²; ε_n – период колебаний пород при взрыве, сек; Q – вес заряда, кг; C_p – скорость распространения продольных волн, зависящая от категории пород по трудности взрывания [7], м/сек; ρ – плотность породы, т/м³; R – расстояние от центра взрыва, м.

Величина ε_n определяется как:

$$\varepsilon_n = K_t \lg R, \text{ сек.} \quad (8)$$

где K_t – коэффициент грунтовых условий, который принимает определенное значение в зависимости от свойств грунта:

для водонасыщенных торфяников 0,11 – 0,13;

для наносов средней прочности 0,06 – 0,09;

для скальных пород 0,01 – 0,03.

В качестве допустимых скоростей смещения рекомендуется принимать 2 см/сек., для зданий (IV балла по шкале интенсивности) и 4 см/сек для промышленных сооружений (V баллов). В литературе [7] также приводятся допустимые скорости смещения для горных выработок и отвалов, которые изменяются от 4,1 см/сек до 89 см/сек в зависимости от характеристики горной породы и классов горных выработок.

Задача нахождения оптимального среднего размера куска взорванной горной массы на содержательном уровне формируется следующим образом. Необходимо найти d_{cp} такое, при котором общие затраты примут минимальное значение и при этом скорости смещений, воздействующие на инженерные сооружения, не будут превышать допустимые. Рассмотрим энергозатраты по различным операциям на примере карьера Мурунтау (Узбекистан).

Удельные энергозатраты на взрывные работы.

В [1] приведена следующая зависимость:

$$q = - 0,0033G_{сж} * \ln d_{cp} \quad (9)$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м³; $G_{сж}$ – предел прочности породы на сжатие, МПа; d_{cp} – средний размер куска взорванной горной массы, м.

В случае, если удельная энергоёмкость бурения измеряется, может использоваться следующее выражение:

$$q = 0,013t + 0,63\rho / 2,6 \cdot \frac{d_o}{d_{cp}} \quad (10)$$

где ρ – плотность породы, т/м³; d_o – средний диаметр естественных отдельностей в массиве, м; t – удельная энергоёмкость бурения, Квт * ч/м.

При известной теплоте взрыва имеем [6]:

$$F_B = K_{BB} * q \quad (11)$$

где F_B – энергозатраты на взрывные работы, МДж/м³; K_{BB} – теплота взрыва ВВ, МДж/кг.

Удельные энергозатраты на бурение определяются выражением [1]:

$$F_B = 0,0652q e^{0,017G_{сж}} * \frac{D^2}{D_{250}^2} \quad (12)$$

где F_B – удельные энергозатраты на бурение, МДж/м³; e – основание натурального логарифма; D – диаметр скважины, м; D_{250} – базовый диаметр скважины, равный 0,25 м.

Энергозатраты на выемочно-погрузочные работы.

Эти затраты определяются выражением [1]

$$F_{ВПР} = \frac{\frac{2450E_K}{t_u} (0,0295E_K - 0,0004E_K^2) \cdot 6 \cdot 3,6 \cdot d_{cp} (1 + 0,6d_{cp})}{\frac{2450E_K}{t_u} - 1900d_{cp}^2 + 36d_{cp}} \quad (13)$$

где $F_{ВПР}$ – удельные затраты на выемочно-погрузочные работы, $\frac{МДж}{м^3}$; E_K – ёмкость ковша экскаватора, м³; t_u – цикл работы экскаватора, сут.

Энергозатраты на механическое измельчение определяются как:

$$F_{изм} = K_{изм} d_{cp}^3 \quad (14)$$

где $F_{изм}$ – удельные энергозатраты на механическое измельчение, МДж/м³; $K_{изм}$ – коэффициент характеризующий удельную энергоемкость измельчаемых пород.

Алгоритм решения задачи оптимизации среднего размера куска разрыхленного массива следующий. Преобразовав (7), получаем зависимость величины взрываемого заряда от допустимой скорости смещения среды:

$$Q = \frac{u^2 * R^3 * \rho * C_p * \varepsilon_{II}}{56,25 * 10^8 * g} \quad (15)$$

Зная какие инженерные сооружения находятся в районе взрыва, а, следовательно, допустимую величину скорости смещения u и расстояния до места взрыва R , с помощью (15) рассчитывается величина допустимого заряда Q . Величина заряда зависит от удельного расхода ВВ и определяется как

$$Q = q * S * h \quad (16)$$

где S – площадь сечения выработок, м²; h – глубина бурения шпуров, м.

Из (16) можно найти допустимую величину удельного расхода ВВ для каждого инженерного сооружения. Поскольку число таких сооружений конечно, найдем среди них минимальное значение. Обозначим его $q_{доп}$. Подставив это значение в (9) или (10), найдем минимальное значение среднего размера куска взорванной горной массы d_{cp} .

Тогда математическая формулировка задачи оптимизации среднего размера взорванной массы выглядит следующим образом:

Необходимо минимизировать критерий (1) по d_{cp} с учетом того, что составляющие этого критерия определяются с помощью выражений (2) – (5), и (9) – (16).

При этом оптимизация осуществляется на отрезке $[d_{cp}, \overline{d_{cp}}]$, где $\overline{d_{cp}}$ – максимальное значение среднего куска. Из технологических соображений примем его равным 1 м.

Для решения оптимизационной задачи, воспользуемся методами одномерной минимизации. Например, методом Фибоначчи или методом золотого сечения [8].

Использование нечетких множеств в задачах оценки качества

В задаче оценки качества взрыва будем использовать в качестве математического аппарата теорию нечетких множеств, получившую также название нечеткой логики [9]. Нечеткая логика оперирует неточными, приближительными, примерными оценками. В задаче оценки качества взрыва использование нечеткой логики обусловлено тремя причинами. Во-первых, сложностью самого понятия “качество взрыва” и трудностью формализации понятия качества традиционными математическими моделями. Во-вторых, невозможностью использовать “точные” точечные оценки показателей в количественных шкалах. В третьих, потому что часть показателей оценивается в качественных шкалах. Нечеткая логика основана на использовании качественных характеристик естественного языка, например, «далеко», «близко», «мало», «много». В последнее время диапазон ее применения существенно вырос. Это объясняется тем, что многие современные задачи, в частности задачи управления, просто не могут быть решены классическими методами из-за очень большой сложности математических моделей, их описывающих. Однако использование нечеткой логики становится возможным при наличии соответствия между качественными характеристиками, которые в нечеткой логике называются лингвистическими (нечеткими) переменными (значениями) и математическими объектами – нечеткими множествами [10]. Совокупность качественных значений образует терм-множество лингвистических оценок переменной, в котором оценки называются термами. Переменная, значения которой описываются лингвистическими оценками, называется лингвистической переменной. Из-за

ограниченных способностей человека к хранению информации в кратковременной памяти и оперирования ею, считается, что достаточно 3-7 термов на каждую переменную.

Использование нечеткого вывода в модели оценки качества

Задача оценки качества, использующая знания эксперта, может быть формализована использованием продукционных правил, связывающих лингвистические переменные. Большинство нечетких систем используют продукционные правила для описания зависимостей между лингвистическими переменными. Типичное продукционное правило состоит из условия (часть ЕСЛИ ...) и вывода (часть ТО ...). Условие может содержать более одной посылки. В этом случае они объединяются посредством логических связок И или ИЛИ. Процесс вычисления нечеткого правила называется нечетким логическим выводом и подразделяется на два этапа: обобщение и заключение. Пусть мы имеем следующее правило:

**ЕСЛИ “Отклонение от оптимального среднего размера куска”=”Очень сильно”
И “Экологические последствия взрыва”=”Очень сильные”
И “Сейсмическое действие взрыва”=”Очень сильное”
ТО “Качество взрыва”=”Плохое”**

На первом шаге логического вывода, который является обобщением знаний экспертов, необходимо определить функции принадлежности всего условия рассматриваемого правила. Для этого в нечеткой логике, как правило, используют два оператора: MIN(...) и MAX(...). Первый вычисляет минимальное значение функции принадлежности, а второй - максимальное значение. Когда применять тот или иной оператор, зависит от того, какой связкой соединены посылки в правиле. Если использована связка И, применяется оператор MIN(...). Если же посылки объединены связкой ИЛИ, необходимо применить оператор MAX(...). В литературе приведены и другие варианты формализации связок И и ИЛИ [10]. Этот шаг, по сути дела, предназначен для построения модели объекта, которая в нечеткой логике представляется нечетким отношением. Пусть $X=\{x_1, \dots, x_2, \dots, x_l\}$ и $Y=\{y_1, \dots, y_2, \dots, y_m\}$. Нечетким отношением R называется нечеткое множество, определенное на декартовом произведении $X \times Y$, которому соответствует функция принадлежности $\mu^R: X \times Y \rightarrow [0, 1]$. $\mu^R(x, y)$ отражает соответствие $x \in X$ и $y \in Y$ нечеткому отношению

$$R = Ax \wedge B = \sum_{i=1}^l \sum_{j=1}^m (\mu^A(x_i) \wedge \mu^B(y_j)) / (x_i, y_j). \quad (17)$$

Здесь $A \subseteq X, B \subseteq Y$ - нечеткие множества, заданные на универсальных множествах X и Y ; \wedge означает оператор MIN, \sum - объединение элементов; $x_i \in X$; $y_j \in Y$ дискретные значения на универсальных шкалах соответственно X и Y .

Нечеткое отношение R формируется на основе правил продукции. Для правила, приведенного выше, нечеткое отношение имеет вид

$$R = Ax \wedge B \wedge C \wedge D = \sum_{i=1}^l \sum_{j=1}^M \sum_{k=1}^K \sum_{n=1}^N (\mu^A(x_i) \wedge \mu^B(y_j) \wedge \mu^C(w_k) \wedge \mu^D(q_n)) / (x_i, y_j, w_k, q_n). \quad (18)$$

Здесь $A \subseteq X, B \subseteq Y, C \subseteq W$ - нечеткие множества, описывающие значения показателей в части ЕСЛИ (в нашем случае для всех трех показателей нечеткие множества описывают одно лингвистическое значение “Очень сильно“, но на разных универсальных множествах), $D \subseteq Q$ - нечеткое множество, описывающие значения показателей в части ТО (в нашем примере имеется одно нечеткое множество, соответствующее лингвистической оценке “Плохое“); x_i, y_j, w_k, q_n - дискретные значения на соответствующих шкалах. Полученное в результате выполнения (18) значение функции принадлежности соответствует степени совместимости условия и вывода для каждого набора (x_i, y_j, w_k, q_n) из декартового произведения $X \times Y \times W \times Q$. Правила, подобные вышеприведенным, формулирует специалист,

хорошо знающий предметную область. Набор правил, представляет собой ту информацию, на базе которой формализуется модель объекта. При этом набор правил должен удовлетворять условию полноты и непротиворечивости. Содержательно это означает, что для каждого текущего состояния (x_i, y_j, w_k, q_n) существует хотя бы одно управляющее правило, функция принадлежности которого отлична от нуля. Непротиворечивость системы правил трактуется как отсутствие правил, имеющих сходные посылки и различные или взаимоисключающие следствия. Для каждого правила из набора, сформулированного экспертом, получаем нечеткое отношение (18). Будем обозначать его индексом, соответствующим порядковому номеру правила: $R_l \quad l=1,2,\dots,V$, где V - количество правил. Совокупность всех правил (модель оценки качества) представляется в виде обобщенного нечеткого отношения

$$R = \bigcup_{l=1}^V R_l \quad (19)$$

с функцией принадлежности для каждого набора $(x_i, y_j, w_k, q_n) \in X \times Y \times W \times Q$, определяемой как

$$\mu^R(x_i, y_j, w_k, q_n) = \bigcup_{l=1}^V \mu^{R_l}(x_i, y_j, w_k, q_n). \quad (20)$$

Операция $\bigcup_{l=1}^V$ означает нахождение максимального элемента из $l=1,2,\dots,V$.

Используя модель оценивания (19), для любого входного условия, даже не встречавшегося в правилах, сформулированных экспертом, на основе композиционного правила вывода

$$D' = (A' \times B' \times C') \circ R \quad (21)$$

получим нечеткое множество D' , соответствующее оценке качества. В выражении (11) знак \circ означает МАХ-MIN композицию, т.е. нахождения MIN по всем наборам (x_i, y_j, w_k) при определенной величине q_n . МАХ в (11) берется по $q_n \in Q$. Значения A', B', C' соответствуют нечетким множествам, описывающим оцениваемую ситуацию. Полученный результат D' требует интерпретации. При этом полученный результат можно отнести к одной из оценок $D_i \subseteq Q, i = 1,2,\dots,N$, используя для этой цели задачу классификации. Другой подход называется дефаззификацией и предназначен для избавления от нечеткости. Для этого существует несколько методов: метод центра максимума, метод наибольшего значения, метод центроида [11]. При использовании этого подхода на шкале оценок определяется четкое значение оценки. Как видно из (18), при нахождении нечеткого отношения используются дискретные значения на универсальных шкалах, хотя сами шкалы могут быть и непрерывными. Это вызвано особенностью алгоритма (18), который лишь в простейших случаях допускает аналитическую реализацию. Несмотря на кажущуюся простоту, построение нечеткого отношения сопряжено с вычислительными трудностями. Пусть для описания объекта с помощью правил продукции используется 7 показателей (это совокупность входных-выходных показателей). На шкале изменения каждого показателя зададим 100 дискретных значения. Тогда, для сохранения модели объекта в виде нечеткого отношения, потребуется 100^7 байт памяти, или 10^5 Гбайт (в случае, если для функции принадлежности запоминать лишь два разряда после запятой, т.е. обходиться одним байтом). Понятно, что в настоящий момент это нереализуемо. Предлагается следующий вариант для реализации алгоритма. Пусть на шкале, разбитой на 100 дискрет, заданы пять нечетких множеств, характеризующих интенсивность проявления определенного свойства. В этом случае примерно для 20 дискрет функция принадлежности будет отлична от нуля. При выполнении первой части композиционного правила вывода (21) - реализации оператора MIN окажется, что те наборы дискретных значений декартового произведения,

которые содержат дискреты, имеющие для входных данных нулевые значения функции принадлежности, также будут иметь функции принадлежности, равные нулю. Поэтому часть нечеткого отношения, содержащую дискреты, имеющие для входных данных нулевые значения функции принадлежности, можно не хранить в памяти. Таким образом, нечеткое отношение строится не на всем декартовом произведении шкал показателей, а на его подмножестве. В этом случае для рассмотренного примера, если считать, что лишь на пятой части шкалы значения функции принадлежности отличны от нуля, размер необходимой памяти будет равен 20^7 , т.е. 1,3 Гбайта. Однако, выигрывая в памяти, мы проигрываем в скорости: теперь для нахождения оценки при других входных условиях, необходимо вновь находить нечеткое отношение.

Заключение

В докладе рассматриваются возможные подходы к задаче оценки качества взрыва. Для решения этой задачи используется аппарат теории нечетких множеств. Идеи, описанные в статье, доведены до программной реализации.

Литература

1. Лукьянов А.Н., Демич Л.М., Кучерский Н.И. и др. Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения. – Ташкент: Фан, 1998.
2. Трахтенгерц Э.А. Компьютерная поддержка принятия решений.- М.: СИНТЕГ, 1998.
3. Кини Р.Л., Райфа Х. Принятие решений при многих критериях: предпочтения и замещения/Пер. с англ. М.: Радио и связь, 1981.
4. Кутузов Б.Н. Взрывные работы.-М.: Недра, 1980.
5. Мосинец В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. - М.: Недра,1976.
6. Тангаев И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М.: Недра. 1986.
7. Мосинец В.Н., Пашков А.Д., Латышев В.А. Разрушение горных пород.- М.: Недра, 1975.
8. Карманов В.Г. Математическое программирование. – М.: Наука, 1986.
9. Трахтенгерц Э.А. Компьютерная поддержка принятия решений.- М.: СИНТЕГ, 1998.
10. Заде Л.А. Понятие лингвистической переменной и его применение к принятию приближенных решений. - М.: Мир, 1976.
11. Петров Б.Н., Уланов Г.М., Гольденблат И.И., Ульянов С.В. Теория моделей в процессах управления.- М.: Наука,1978.

ОЦЕНКА ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ. ОБРАБОТКА ВИДЕОДАННЫХ О ВЗОРВАННОМ БЛОКЕ.

Рылов М.А. (rylov@istc.kg),
Кыргызско-Российский Славянский Университет

Аннотация. Статья посвящена описанию алгоритма автоматической сегментации цифрового изображения взорванной горной массы и методам оценки гранулометрического состава. Приводятся примеры расчетов: гистограммы распределения фракций взорванной массы, характеристики каждой фракции, обработанные изображения с найденными границами фракций.

Введение. В настоящее время идея получения гранулометрического состава фрагментированной массы на основе оптических данных весьма актуальна. Системы цифровой обработки изображений находят все большее применение в горнодобывающей промышленности. Привлекательность определяется недорогими вычислительными мощностями, хорошо разработанной технологией обработки изображений, портативной и качественной техникой.

Методы, основанные на анализе изображений, имеют превосходство над стандартными методами, а именно:

1. Цифровая обработка изображений требует очень мало затрат; большое количество снимков может обрабатываться одновременно.
2. С целью внесения корректировок и улучшений может анализироваться неограниченное количество взорванной горной массы.
3. Результаты оперативного анализа позволяют перейти к более высокому уровню управления - к адаптивным системам.

Разработкой методов обработки взорванной горной массы занимаются уже давно и довольно успешно в разных исследовательских институтах мира. На наш взгляд наибольших успехов в данной области добились ученые университета Миссури-Ролла и университета Аризоны. В университете Миссури-Ролла разработан пакет программ для обработки изображения взорванной горной массы. Этот пакет используется в коммерческих целях компанией WipWare Inc, которая была организована в 1995 году и выпускает под своей маркой программный продукт WipFrag [1]. Президентом компании является доктор Норберт Маерц, который имеет ряд научных статей по данной тематике. В университете Аризоны разработан другой пакет такого же типа. С 1997 Split Engineering, LLC Incorporated выпустила пакет Split [2] для его коммерческого использования. Данные разработки представляют собой достаточно мощный аппарат для использования на карьерах.

Принципы работы данных систем:

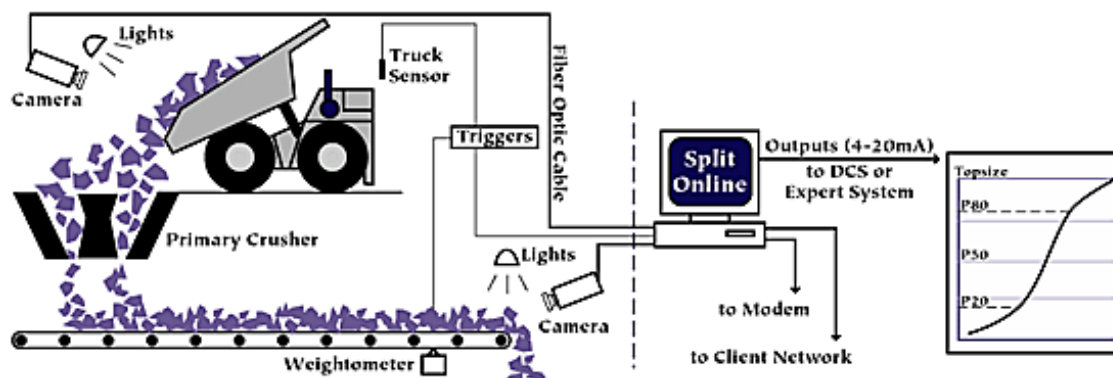


Рис. 1. Общая схема получения и обработки цифрового изображения взорванной горной массы.

Вводимое изображение может быть получено с цифровых фото- и видео- камер. Далее полученное изображение обрабатывается при помощи вышеуказанных систем. Обработка изображения состоит из следующих этапов:

1. Улучшение качества.

На этой стадии применяется стандартная техника обработки. К примеру, применяются различные пороговые и градиентные операторы. Эти операторы усиливают границы между прилегающими блоками (частицами), и работают лучше на горной поверхности с ярко выраженной текстурой. Также производится, когда это требуется, изменение контрастности и яркости изображений.

2. Построение сетки распределения объектов на изображении.

Один из методов предлагаемых Маерцом это метод “joint detection” для определения пиков интенсивности. Это делается посредством свертки изображения с низкочастотным фильтром (например, фильтром Гаусса), взятие первой производной изображения и определение точек перегиба.

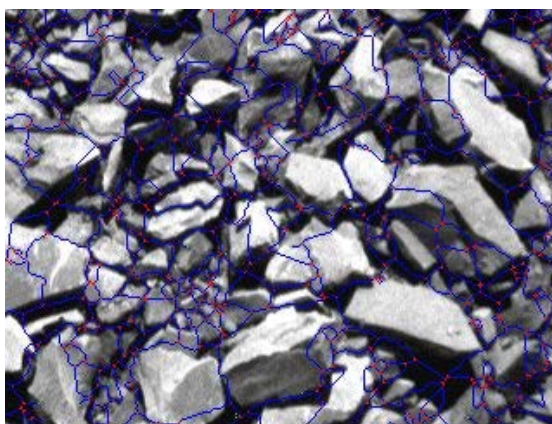


Рис. 2. Сетка фракций.

3. Построение графика зависимости количества фракций от их размеров.

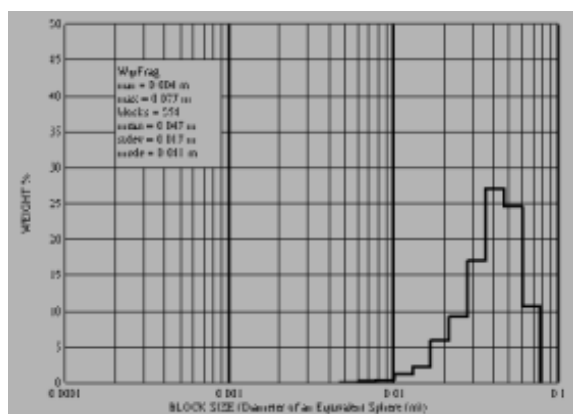


Рис. 3. График зависимости.

Данный подход обработки изображения представляется нам наиболее эффективным и разработанным для данной задачи. Он должен давать быстрое и точное распределение гранулометрического состава взорванной массы. Из работ описывающих эти системы можно заключить, что результаты обработки близки к реальным распределениям.

1. Определение границ фракций по цифровому изображению.

По итогам проведенных работ была намечена следующая схема определения фракций по цифровому изображению:

1. Перевод изображения в полутона.
2. Предварительное улучшение качества.
3. Установление порога яркости (автоматическое или вручную).
4. Инверсия
5. Применение алгоритма водораздела.

Остановимся подробнее на каждом из пунктов.

Перевод изображения в полутона. Поскольку цифровые снимки поступают в различных цветовых режимах, а предлагаемая нами методика основана только на полутоновых изображениях, то сначала производится перевод исходного изображения в полутона по следующей формуле:

$$I = (R * 61 + G * 174 + B * 21) / 256$$

где I – яркость отдельного пикселя, R,G,B – компоненты цвета, красный, зеленый и синий соответственно.



Рис. 4. Изображение в полутонах.

Улучшение качества изображения. Этот этап производится для того, чтобы исключить из изображения различного вида шумы и сильное текстурирование изображения, а также усилить границы между фракциями. В основном изменяются яркость и контрастность изображения.



Рис. 5. Повышение контрастности исходного изображения.

2.3. Порог яркости. С помощью изменения порога яркости можно выделить только границы между частицами. Порог яркости можно задавать вручную, но для автоматизированной обработки изображений горной массы такой способ является

неподходящим. Поэтому было рассмотрено несколько методов автоматического нахождения порога яркости [3,4], который бы являлся оптимальным в некотором смысле. Наиболее подходящим оказался метод, предложенный Н. Отсу в 1979 [3], который заключается в следующем: *метод выбирает порог путем минимизации дисперсии двух групп пикселей отделенных оператором отсечения по порогу.*

Пусть имеется изображение с L уровнями серого и нормализованной гистограммой (т.е. для каждого i-го уровня серого, P(i) – есть нормализованная частота i). Будем считать, что порог яркости установлен в T, тогда пиксели изображения будут классифицироваться на две группы: фон и объекты.

$$q_{\phi}(T) = \sum_{i=1}^T P(i), \quad q_o(T) = \sum_{i=T+1}^L P(i), \quad (q_{\phi}(T) + q_o(T) = 1)$$

Тогда среднее значение серого для пикселей фона и объектов имеет вид:

$$\mu_{\phi}(T) = \frac{\sum_{i=1}^T iP(i)}{\sum_{i=1}^T P(i)} = \frac{1}{q_{\phi}(T)} \sum_{i=1}^T iP(i) \quad \mu_o(T) = \frac{\sum_{i=T+1}^L iP(i)}{\sum_{i=T+1}^L P(i)} = \frac{1}{q_o(T)} \sum_{i=T+1}^L iP(i)$$

Среднее значение серого всего изображения:

$$\mu = \frac{\sum_{i=1}^L iP(i)}{\sum_{i=1}^L P(i)} = \sum_{i=1}^L iP(i)$$

Полная дисперсия равна:

$$\sigma^2 = \frac{[\mu(T) - \mu q_{\phi}(T)]^2}{q_{\phi}(T)q_o(T)}$$

где $\mu(T) = \sum_{i=1}^T iP(i)$.

Начиная сначала гистограммы и проверяя каждый уровень серого, мы находим максимальную дисперсию σ . Значение уровня, соответствующее этому максимальному значению, и есть искомый порог яркости.

Применив метод Отсу к изображению на рис.5 получим:

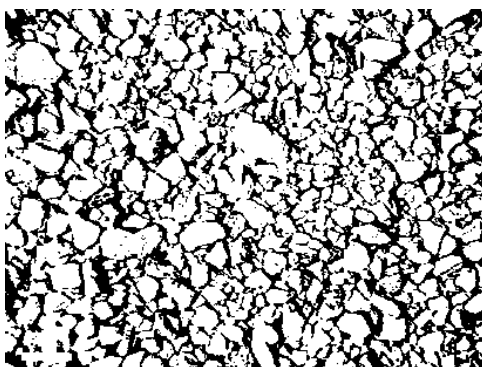


Рис. 6. Результат применения метода Отсу к рис. 5.

2.4. Инверсия. Значение интенсивности I каждого пикселя изображения заменяется на величину $255 - I$.

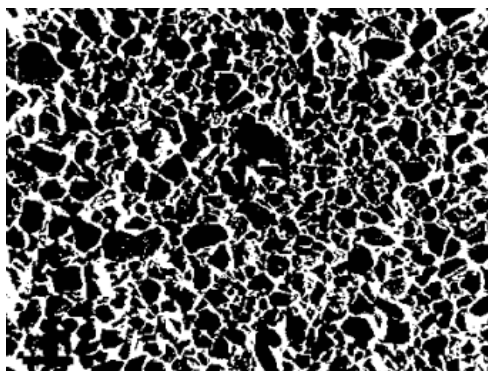


Рис. 7. Результат применения операции инверсии.

2.5. Алгоритм водораздела. В настоящее время для решения задач сегментации различных классов изображений успешно применяется относительно новый метод сегментации – водораздел (watershed) [5]. На третьем этапе, на наш взгляд, наиболее эффективно использование как раз этого алгоритма. В геодезии водоразделом называется линия поверхности, разделяющая бассейны двух рек. Идея алгоритма сегментации изображений с помощью водораздела состоит в том, что исходное полутоновое изображение можно представить как топографическую карту местности. Высота точки над уровнем моря будет равна значению яркости. Построить линию водораздела по определению достаточно сложно, поэтому обычно используют метод моделирования погружения. Если начать погружать местность в воду уровень за уровнем, на ней станут постепенно образовываться бассейны. Для того чтобы в процессе погружения два бассейна не слились, между ними строится дамба. Когда вода достигает максимального уровня, построенные дамбы будут образовывать границы водораздела, т. е. границы объектов. Дамбы отделяют различные бассейны, причем каждый содержит один и только один минимум (см. рис.8).

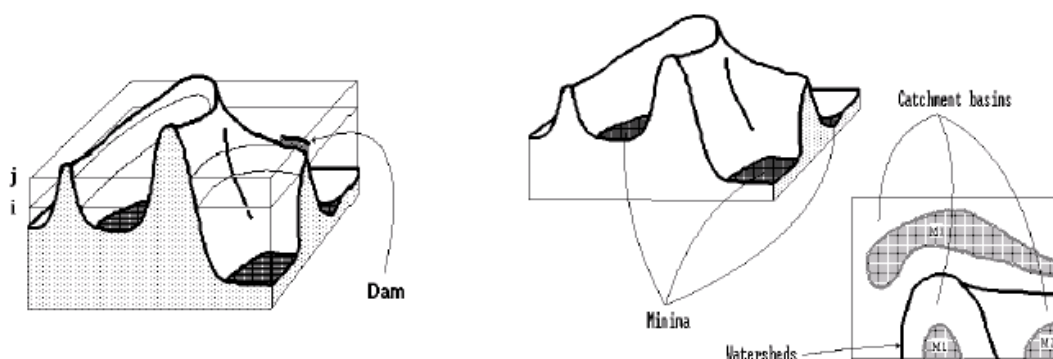


Рис. 8. Представление изображение в виде рельефа.

Принимая во внимание тот факт, что алгоритм считает бассейнами даже самые маленькие и незначимые объекты, например, шум или несущественные колебания яркости по полю изображения, применение алгоритма в его классическом виде приводит к чрезмерной сегментации (over-segmentation). Для подавления эффекта чрезмерной сегментации используют два подхода. Первый – введение порога глубины бассейна. Если в момент начала строительства дамбы глубина одного из бассейнов меньше заданного порога

– дамба не строится, а бассейны сливаются в один. Второй подход – маркерный водораздел. В этом случае маркеры задают иницирующие бассейны. В процессе работы этого алгоритма новые бассейны не создаются.

Формирование водораздела.

Watershed transformation может быть непосредственно определено используя части (sections) функции f .

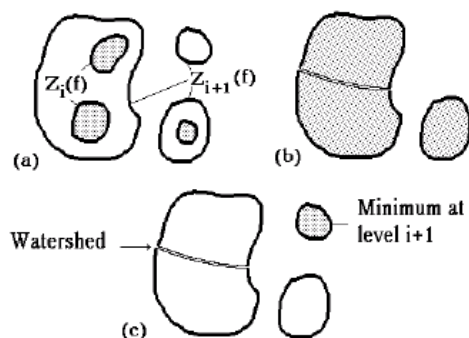


Рис. 9. Построение бассейнов.

Рассмотрим раздел (section) $Z_i(f)$ функции f (см. рис.9) на уровне i , и предположим, что погружение достигло этой высоты. Рассмотрим теперь раздел $Z_{i+1}(f)$. Мы сразу видим, что погружение $Z_{i+1}(f)$ выполнено в зонах влияния связанных компонентов $Z_i(f)$ в $Z_{i+1}(f)$. Некоторые связанные компоненты $Z_{i+1}(f)$, которые не достигли погружения, есть область по определению. Обозначая $W_i(f)$ раздел (section) на уровне i бассейна f , и $M_{i+1}(f)$ минимумы функции на высоте $i+1$, мы имеем:

$$W_{i+1}(f) = [IZ_{Z_{i+1}(f)}(X_i(f))] \cup M_{i+1}(f),$$

где

$$IZ_X(Y) = \bigcup_i z_X(Y_i), \quad z_X(Y_i) = \{x \in X : d_x(x, Y_i)\}$$

Мы определяем геодезическое расстояние $d_x(x, y)$ между x и y как длину самого короткого пути, принадлежащего $X \in Z^2$ и соединяющего x и y (x и y точки из X) (см. рис. 10).

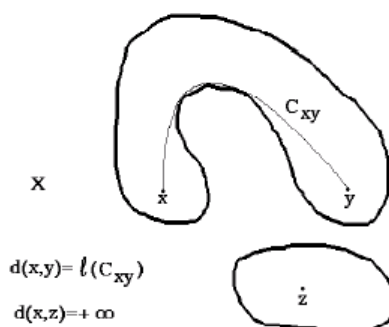


Рис. 10. Определение геодезического расстояния.

Минимум на уровне $i+1$ задается:

$$M_{i+1}(f) = Z_{i+1}(f) / R_{Z_{i+1}(f)}(Z_i(f))$$

где $R_x(Y)$ определяется следующим образом. Пусть Y - это произвольный массив, включенный в X . Мы можем задать все множество точек из X , которые находятся на конечном геодезическом расстоянии от Y :

$$R_x(Y) = \{x \in X : \exists y \in Y d_x(x, y) \text{ finite}\}$$

Итеративный алгоритм начинается с $W_{-1}(f) = 0$. По завершению процесса линия водораздела $DL(f)$ выражается следующим образом:

$$DL(f) = W_n^c(f)$$

где $\max(f) = N$.

Итак, после применения вышеописанного алгоритма водораздела получим следующее изображение:

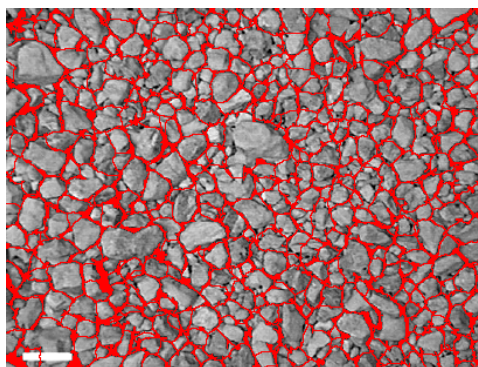


Рис. 11. Результат применения алгоритма водораздела к рис. 5.

3. Определение размеров фракций по сегментированному изображению. В предыдущем разделе было получено поле распределения объектов (частиц) на изображении. Теперь для определения характеристик найденных объектов необходимо применить некоторый метод. Нами был разработан достаточно точный метод, который приведен ниже вместе с алгоритмом определения статистических данных для каждой фракции взорванной горной массы.

На самом деле в предыдущем разделе было получено черно-белое изображение (см. рис. 12.), которое представляет собой сетку объектов (фракций).

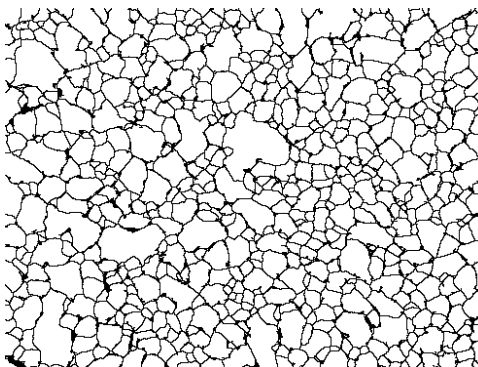


Рис. 12. Черно-белое изображение после применения алгоритма автоматической сегментации.

Теперь необходимо разработать метод распознавания отдельных фракций в черно-белом изображении, в котором также будет присутствовать часть, просчитывающая характеристики (площадь, объем и т.д.) для каждого найденного сегмента. Для описания этапов этого метода введем следующие обозначения:

ImBW – черно-белое изображение;

A – площадь частицы;

C – коэффициент округлости частицы;

H – высота частицы;

L – длина частицы;

P – периметр, длина внешней границы частицы;

V – объем частицы;

W – ширина частицы;

Major, Minor, Angle, Xc, Yc – характеристики эллипса,

где

Major, Minor – большая и малая оси эллипса;

Angle – это угол между главной осью и линией параллельной оси абсцисс изображения;

Xc, Yc – координаты центра эллипса;

Схема алгоритма анализа черно-белого изображения:

Для каждого пикселя изображения **ImBW**, который еще не обработан:

Нахождение сегмента в изображении:

- начать новый сегмент (новая частица);
- поместить пиксель в стек. пока стек не пуст;
- извлечь пиксель из стека;
- присвоить пикселю требуемое значение;
- для каждого из соседних к текущему 4-связных пикселей проверить:
 - является ли он граничным пикселем ($\text{ImBW}[x,y]=\text{Black}$) или не присвоено ли уже пикселю требуемое значение;
- проигнорировать пиксель в любом из этих двух случаев. В противном случае
 - поместить пиксель в стек;
- закончить сегмент;

Вычисление характеристик частицы:

- площади **A**;
- периметра **P** найденного сегмента;
- длины **L**, равной расстоянию между самыми удаленными точками периметра **P**;
- высоты, по формуле $H = y_{\max} - y_{\min}$;
- по множеству точек сегмента просчитать параметры (**Major, Minor, Angle, Xc, Yc**) оптимального эллипса, алгоритм вычисления которого подробно изложен в [6];

• просчитать коэффициент округлости частицы по формуле $C = \frac{4\pi A}{P^2}$. Значение 1.0 соответствует окружности, а значение 0.0 – очень вытянутому многоугольнику. Для очень маленьких частиц значение может быть неверным;

- размера частицы по формуле $S = \sqrt{\text{Major} * \text{Minor}}$, или эквивалентной ей $S = \sqrt{\frac{4A}{\pi}}$.

Эти соотношения были получены Дж. Кемени [8,9] по результатам многочисленных калибровочных тестов;

• ширины частицы **W**, которая равна сумме длин двух перпендикуляров, проведенных от границы к большей оси эллипса **Major**, причем каждый из перпендикуляров

составляет максимальное расстояние от периметра **P** до оси (см. рис. 13) для каждой из половин частицы.

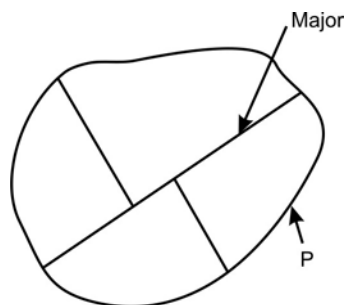


Рис. 13. Схема вычисления ширины частицы.

формула объема $V=L \times W \times H \times 0.8$ дает наиболее точное приближение. Эта формула была экспериментально получена Н. Маерцом [10]. Она отражает тот факт, что, статистически, объем обычного сегмента взорванной массы составляет 80% от объема прямоугольного параллелепипеда такой же длины, высоты и ширины.

Заметим, что прежде чем проводить вышеописанную процедуру исходное изображение (рис. 5) было откалибровано. Все характеристики частицы умножались на величину равную отношению длины белой полосы в пикселях на действительный размер равный 25 см.

4. Анализ полученных данных. После применения алгоритма анализа и сбора были получены следующие данные по частицам:

Таблица №1 Данные по фракциям.

№	Количество пикселей	A	Xc	Yc	Major	Minor	Angle	L	S
1	238	59.034	3.873	4.096	10.121	7.333	65.194	11.368	8.615
2	99	24.556	2	14.655	8.499	3.53	98.092	9.58	5.477
3	2166	537.261	15.171	29.283	30.378	22.487	137.427	34.952	26.136
4	196	48.616	2.671	31.446	12.053	4.952	90.248	11.722	7.726
5	16	3.969	0.925	39.95	4.547	0.972	94.585	5.005	2.103
6	517	128.238	4.738	48.375	16.942	9.507	73.093	20.279	12.691
7	46	11.41	2.54	61.383	4.12	3.066	107.458	4.98	3.554
8	7	1.736	0.747	63.251	2.248	0.562	90	2.682	1.124
9	359	89.047	5.463	69.384	11.244	9.831	120.954	12.491	10.514
10	5	1.24	0.996	72.963	1.124	0.562	0	1.796	0.795
11	780	193.474	8.499	82.9	20.686	11.847	153.316	22.807	15.655
12	486	120.549	4.14	97.174	17.564	8.649	93.342	20.181	12.325
13	85	21.084	2.631	108.126	5.04	4.888	44.441	6.7	4.963
14	376	93.264	5.059	116.457	11.871	9.657	118.116	13.073	10.707
15	128	31.75	2.655	125.358	7.581	4.916	86.116	8.046	6.105
16	360	89.296	4.039	137.292	14.116	8.01	100.948	16.428	10.633
17	82	20.34	1.847	146.802	7.349	3.309	92.722	8.597	4.931
18	204	50.601	2.441	158.603	13.637	4.609	93.192	14.087	7.928
19	224	55.562	3.039	172.068	11.222	6.163	81.954	12.609	8.317
20	123	30.509	3.702	182.394	7.95	4.171	164.966	9.397	5.759

Используя данные Таблицы №1 можно построить более точные кривые распределения. Построим график функции нормального распределения размера кусков (**S**) взорванной горной породы (см. рис. 14).

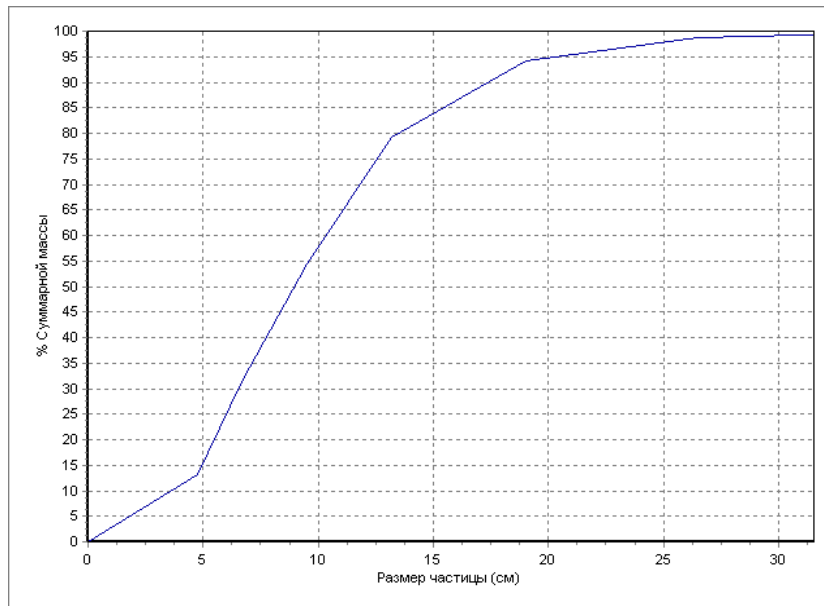


Рис. 14. Функция нормального распределения частиц взорванной массы.

На неравномерной сетке построим теперь график относительных частот частиц горной породы (см. рис. 5), который является достаточно информативным.

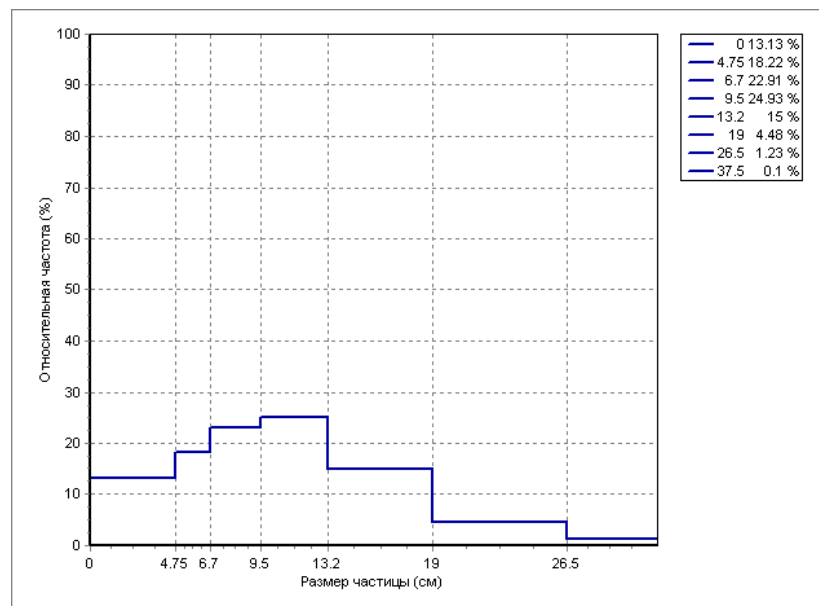


Рис. 15. График относительных частот частиц взорванной массы.

Из рисунка 15. видно, что наибольший объем в процентном соотношении составляют частицы, находящиеся в пределах от 9.5 см до 13.2 см.

Введем новую единицу измерения ϕ (фи) по следующей формуле

$$\phi = -\log_2 d = -\left(\frac{\log_{10} d}{\log_{10} 2} \right),$$

где

ϕ - размер частицы в единицах ϕ

d – диаметр (размер S) частицы в мм.

Новая шкала очень удобна при классификации частиц взорванной горной массы. Табличная классификация частиц (см. Таблица №2) в единицах ф, миллиметрах, и в других часто используемых единицах измерения имеет огромное значение при анализе данных.

Таблица №2. Таблица классификации частиц.

Размер частицы		Терминология	
Фи	mm/ μ m	Адден (1914) и Вентворт (1922) [11,12]	Фридман и Сандерс (1978) [7]
-11	2048 mm	Валуны	Глыбы
-10	1024		Крупные валуны
-9	512		Средние валуны
-8	256		Маленькие валуны
-7	128		Крупные булыжники
-6	64		Маленькие булыжники
-5	32	Гравий	Очень крупный гравий
-4	16		Крупный гравий
-3	8		Средний гравий
-2	4		Мелкий гравий
-1	2	Гранулы	Очень мелкий гравий
0	1	Очень крупнозернистый песок	Очень крупнозернистый песок
1	500 μ m	Крупнозернистый песок	Крупнозернистый песок
2		Среднезернистый песок	Среднезернистый песок
3		Мелкозернистый песок	Мелкозернистый песок
4		Очень мелкозернистый песок	Очень мелкозернистый песок
5	31	Ил	Очень крупный ил
6	16		Крупный ил
7	8		Средний ил
8	4		Мелкий ил
9	2	Глина	Очень мелкий ил
			Глина

Теперь используя таблицу №2 и данные по частицам из таблицы №1, построим круговую диаграмму, которая отображает вклад каждого класса частиц в общий объем горной массы.

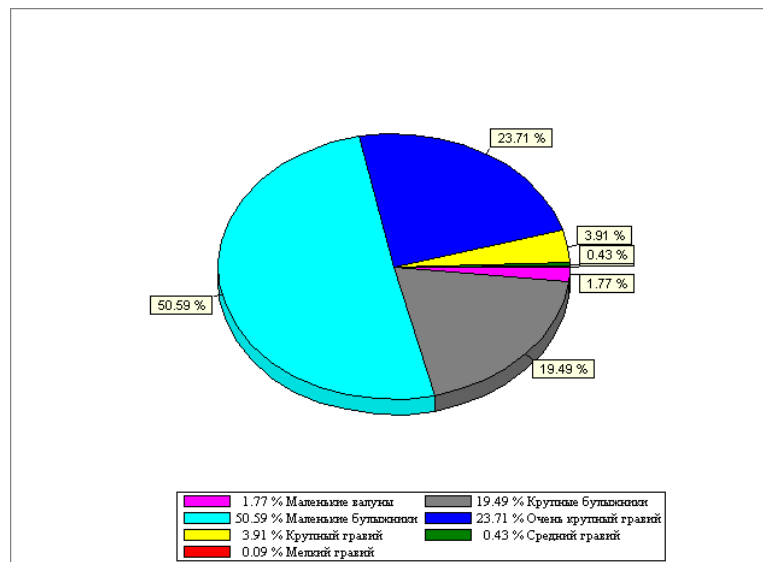


Рис. 16. График классификации частиц.

Заключение. Таким образом, разработанная система позволяет быстро и качественно получать оценку гранулометрического состава взорванной горной массы. По результатам исследований был разработан программный комплекс “Split Analyzer”, имеющий возможности графического редактора для предварительной обработки цифрового изображения.

Список литературы

1. Maerz, N. H., Palangio, T. C., and Franklin, J. A., WipFrag image based granulometry system. Proceedings of the FRAGBLAST 5 Workshop on Measurement of Blast Fragmentation, Montreal, Quebec, Canada, 23-24 Aug., pp. 91-99, 1996
2. La Rosa, D., Girdner, K., Valery, W. and Abramson, S., Recent applications of the Split-Online image analysis system, 2001.
3. Chan, F.H.Y., Lam, F.K. and Zhu, H. Adaptive thresholding by variational method. IEEE Trans. IP, Vol. 7, No.3, pp. 468-473, 1998.
4. Otsu, N. A threshold selection method from gray-level histograms. IEEE Trans. SMC, 9:62-66, 1979.
5. Vincent, L., Soille, P., Watersheds in Digital Spaces: An Efficient Algorithm Based on Immersion Simulations, IEEE Transactions on Pattern Analysis and Machine Intelligence, Vol. 13, No. 6, 1991.
6. Cramer, H., Mathematical Methods of Statistics, (Princeton Univ. Press, Princeton), 1999.
7. Friedman, G., Sanders, J., 1978. Principles of Sedimentology. Wiley: New York.
8. Kemeny, J., A particle technique for determining the size distribution of blasted benches, waste dumps, and heap-leach sites, Mining Engineering, Vol. 46, No. 11, pp.1281-1284., 1994.
9. Kemeny, J., Devgan, A., Hagaman, R. and Wu, X. Analysis of rock fragmentation using digital image processing, J.Geotechnical Engineering, Vol. 119, No. 7, pp. 1144-1160, 1993.
10. Maerz, N. H., Technical and computational aspects of the measurement of aggregate shape of digital image analysis. Journal of Computing in Civil Engineering, Vol. 18, No. 4, pp. 10-18, 2003.
11. Udden, J., Mechanical composition of clastic sediments. Bulletin of the Geological Society of America Vol. 25, pp. 655-744, 1914.
12. Wentworth, C., A scale of grade and class terms for clastic sediments. Journal of Geology Vol. 30, pp. 377-392, 1922.

ЦИФРОВАЯ МОДЕЛЬ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Усманов С.Ф. (usmanov@istc.kg), Долгушев В.Г. (dolgushev@istc.kg),
Кыргызско-Российский Славянский Университет

Цифровое моделирование открытых горных работ является информационной основой системы автоматизированной подготовки производства на карьерах. Цифровая модель карьера концентрирует основные технологические, геометрические параметры карьера и физико-механические свойства пород, что позволяет более качественно проектировать технологические процессы, в том числе и буровзрывные работы.

Наиболее значимым в этом плане является обеспечение горных специалистов необходимыми программными средствами для решения следующих задач:

- построение цифровой модели месторождения;
- построение цифровой модели геометрической поверхности карьера;
- создание системы горно-геометрического анализа.

1. Моделирование геометрической поверхности карьера

Использование цифровых моделей геометрической поверхности карьера (ЦМПК) значительно сокращает затраты времени и труда по сравнению с традиционной технологией получения отметок с топографических планов. Непрерывное сопровождение цифровой модели обеспечивает повышение достоверности, позволяет планировать горные работы с учетом расположения рудного тела, определять объемы вскрышных работ, проектировать массовые взрывы, наглядно представлять поверхности карьера в различных масштабах и ракурсах, редактировать трехмерные изображения и т.д.

В общем случае, цифровую модель поверхности карьера можно представить как совокупность уступов карьера и объектов ситуации. Положение уступа и его технические характеристики определяются верхней и нижней бровками, откосом, бермой и семантической информацией об уступе. Откос и берма представляют собой поверхности и описываются совокупностью точек. Верхняя и нижняя бровки уступа представляют собой линии. Верхняя бровка - это линия пересечения бермы и откоса, а нижняя бровка образуется пересечением плоскости откоса и бермой нижележащего уступа.

Таким образом, ЦМПК должна включать в себя, по меньшей мере, две категории данных: геометрические и семантические. Геометрические данные содержат информацию о пространственном положении моделируемой поверхности. Семантические данные характеризуют принадлежность точек поверхности к различным топографическим типам и имеют вид специальных семантических кодов, приписываемых дискретным элементам цифровой модели.

Исходными данными для построения ЦМПК являются съемочные точки. Каждая точка должна быть задана, как минимум, следующими параметрами:

- номером точки;
- координатами x , и y ;
- отметкой z ;
- семантическим кодом.

В общем случае, одна и та же геометрическая точка может иметь несколько семантических кодов.

Для создания цифровой модели поверхности могут быть использованы данные тахеометрической съемки, результаты наземной площадной съемки и данные электронных

приборов. Чем больше точек на единицу площади, тем лучше цифровая модель описывает реальную поверхность.

Двумерное и трехмерное изображения исходных данных приведены на рисунках ниже:

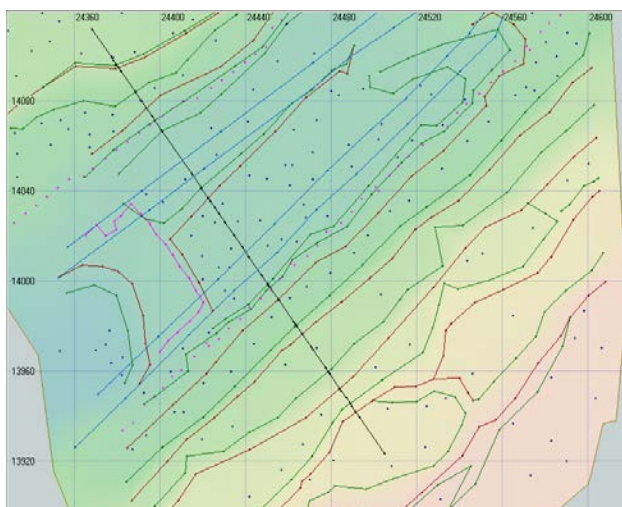


Рис. 1. Двумерное изображение исходных данных

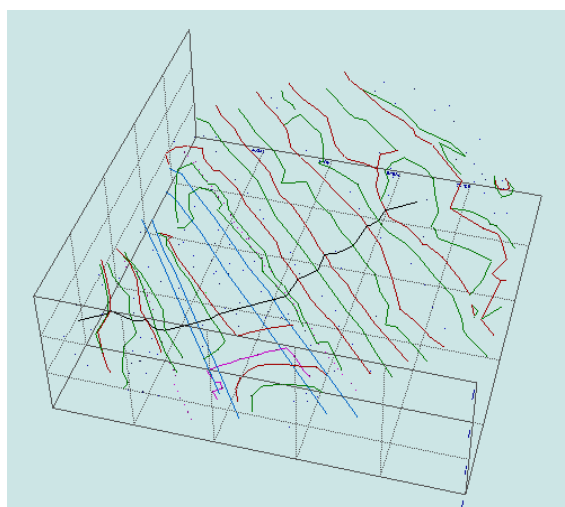


Рис.2 Трехмерное изображение исходных данных

Известные цифровые модели поверхности, используемые на практике, подразделяются на две основные группы: векторные (структурные) модели и сеточные (регулярные) модели.

В структурных цифровых моделях точки с известными пространственными координатами располагаются на структурных линиях рельефа, местах изменения углов наклона склонов, на характерных линиях и урезах. По сравнению с регулярной моделью, структурная цифровая модель требует меньшую плотность исходных точек и при линейной интерполяции является достаточно эффективной для описания поверхностей. Недостатком векторных моделей для представления поверхностей горных выработок является сложность решения задач проектирования, оперативного планирования и учета таких показателей как объемы подготовленных к выемке блоков, объемы насыпей, откосов и т.д. Это связано с необходимостью использования аппарата аналитической геометрии в пространстве.

В регулярных моделях точки с известными пространственными координатами располагаются в вершинах регулярной сетки. Существуют также цифровые модели в виде системы поперечных профилей, проведенных через определенные расстояния вдоль заданной линии (например, оси карьера). Основными недостатками таких моделей являются их избыточность, так как не на всех участках поверхности требуется одинаковая плотность сетки. В некоторых случаях сеточная модель является более привлекательной, поскольку позволяет достаточно просто решать массу задач, решение которых при векторном представлении крайне затруднено. Например, построение новых профилей на существующей векторной поверхности является чрезвычайно сложной геометрической задачей, а на регулярной модели эта задача решается тривиально.

С другой стороны, осуществлять непрерывное сопровождение структурной модели (т.е. поддерживать ее адекватной реальному состоянию поверхности карьера) гораздо проще, чем для регулярной сеточной модели. Это связано со значительно меньшими трудозатратами при разбивке узловых точек на местности.

Исходя из вышеизложенного, для системы автоматизированной подготовки производства на карьерах была выбрана гибридная (структурно-сеточная) модель представления поверхности карьера. 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 (дискретно-пространственная) модель. Сеточная модель может быть получена из структурной модели в любой произвольный момент времени. Построение регулярной сеточной модели заданных участков карьера производится в интерактивном режиме с помощью процедур универсального кригинга.

Примеры структурной модели и построенной на ее базе сеточной модели поверхности карьера приведены ниже:

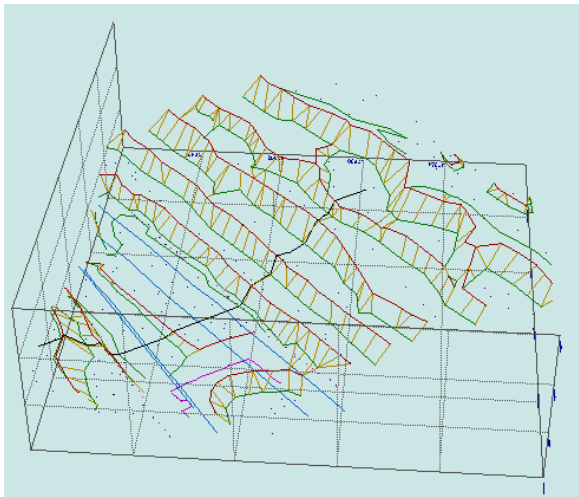


Рис.3. Структурная модель участка карьера

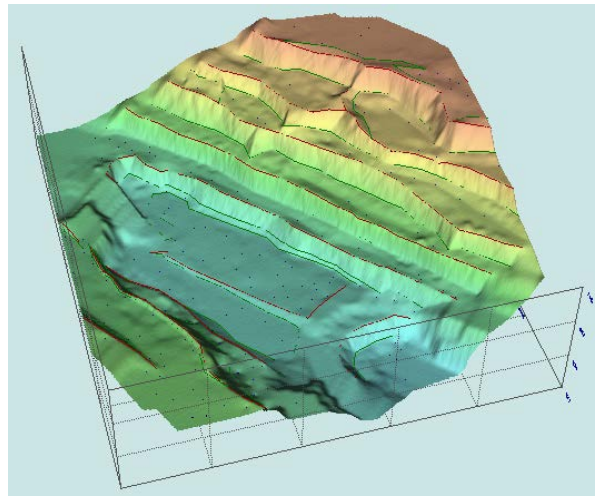


Рис.4. Трехмерное изображение участка карьера

2. Хранение цифровой модели поверхности карьера в СУБД

Любая служба, связанная с подготовкой производства на карьере, работает с совокупностью каким-либо образом классифицируемых объектов, к которым добавляются атрибутивные и пространственные характеристики. Пространственное расположение объектов, задаваемое структурной моделью, не всегда обеспечивает топологическую целостность ЦМПК. Объекты обычно имеют общие границы и при изменении какого-либо из соприкасающихся объектов, необходимо производить модификацию соседних объектов. Ошибки редактирования исходных данных могут повлечь за собой сложно устранимые дефекты топологической структуры. Избежать этого можно посредством введения в пространственную модель дополнительного слоя для хранения информации о границах объектов и правил сборки объектов с учетом этих данных. Наличие дополнительного слоя обеспечивает также возможность перестраивать лишь те фрагменты пространственной модели, которые лежат в границах объектов, изменяемых при редактировании структурной модели. Это является еще одним веским аргументом в пользу применения гибридной схемы ЦМПК, совмещающей в себе структурную и пространственную модели местности.

Раздельное использование этих моделей в принципе допускает разделение средств хранения и обработки структурной и пространственной информации. Например, все атрибутивные характеристики объектов можно поместить в реляционную СУБД, а пространственную модель хранить в обычных файлах прямого доступа, которые обеспечивают заведомо более компактное хранение данных и большую скорость доступа к ним. Но такое разделение имеет ряд недостатков:

- во-первых, усложняется программное обеспечение для совместной обработки и анализа пространственных и атрибутивных характеристик объектов;
- во-вторых, усложняется проблема многопользовательского доступа к пространственной информации, так как в этом случае отсутствует полноценный механизм блокировок и транзакций.

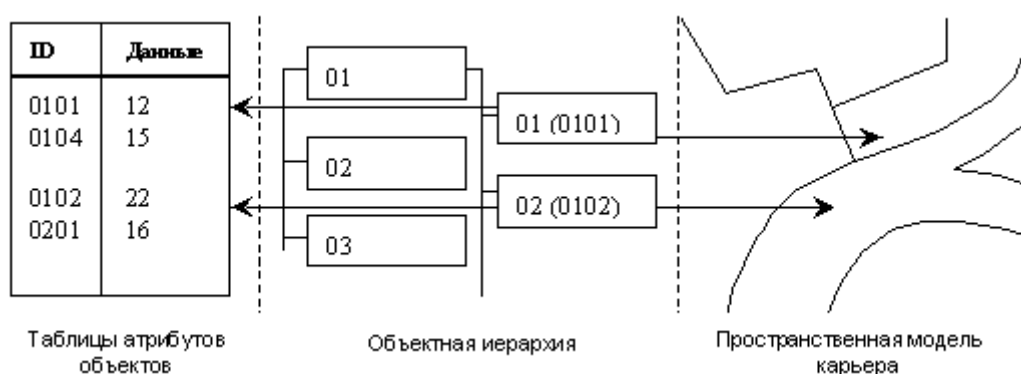
В гибридной схеме ЦПМК каждый объект характеризуется набором атрибутивных характеристик и пространственными границами, которые интерпретируются как дополнительные атрибуты объекта и также хранятся в таблицах реляционной СУБД.

Такое объединение имеет ряд преимуществ, в том числе:

- решается проблема многопользовательского доступа, причем как для пространственных, так и для атрибутивных данных;
- появляется возможность создания единых средств пространственного анализа с привлечением атрибутов объектов;
- при создании ЦПМК появляется возможность внесения в базу практически неограниченного количества характеристик для любого из объектов.

3. Представление данных о цифровой модели карьера в СУБД

Двумерные таблицы реляционных СУБД серьезно ограничивают средства структуризации данных о цифровой модели местности. Представление объектов в виде записей в таблице, отдельные поля которых содержат атрибутивные характеристики, не может быть использовано для хранения информации о цифровой модели местности. Основная причина – заранее неизвестное количество атрибутов объектов, что обусловлено интерпретацией пространственных характеристик как атрибутивных. Различные объекты могут иметь различное количество атрибутов. Более того, при модификации исходных данных, количество атрибутивных характеристик объекта может существенно изменяться. Более приемлемым является подход, когда каждой атрибутивной характеристике соответствует только одна запись. В этом случае вводится дополнительная ссылочная таблица, при помощи которой производится сборка всех атрибутов, принадлежащих одному объекту.



Различные службы, связанные с подготовкой производства на карьере, по-разному воспринимают одни и те же объекты. Каждая из служб отстраивает свою модель объекта, несущую только те характеристики и атрибутивные данные, которые необходимы для решения специализированных задач. Однако проблема заключается не в разнообразии создаваемых службами объектов, а в том, что характеристики одних и тех же объектов могут быть по-разному определены или переопределены различными службами.

Как отмечалось выше, исходными данными для построения ЦПМК являются съемочные точки. Эти точки порождаются при добавлении в цифровую модель поверхности карьера новых объектов или при изменении геометрических характеристик существующих объектов соответствующими техническими службами. Каждому объекту может соответствовать одна или более съемочных точек. ЦПМК рассматривает любую съемочную точку как обычный объект со своим набором свойств и геометрических характеристик (атрибутов). При вводе данных в таблицы, хранящие информацию о топологической пространственной структуре ЦПМК, объекты-точки являются только средством построения межобъектных границ. Сами границы являются атрибутами объектов и, в свою очередь,

также интерпретируются как объекты, свойствами которых являются идентификаторы объектов-точек. Предложенная схема ЦМПК не требует обязательного ввода всех объектов-точек, порождаемых каким-либо объектом. Допускается непосредственно назначать наборы свойств X, Y и Z для любых объектов, таких, например как верхняя бровка или нижняя бровка, автодорога, годовой проектный контур и т.п. Соответствующие объекты-точки и правила сборки будут сгенерированы автоматически. Механизм синхронизации, встроенный в пространственную модель в виде дополнительного слоя для хранения информации о границах объектов, позволяет избежать дублирования или недостоверности информации внутри базы данных, содержащей модель карьера. Предусмотрен также механизм приоритетов в случае, если пространственные координаты различных объектов по каким-либо причинам совпадают. Если какая-либо другая служба продублирует координату в базе с ошибкой, то выбор правильных данных производится автоматически, следуя правилу, что наиболее достоверные данные предоставляет та служба, которая непосредственно «порождает» объект.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И ТЕХНИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ВЫСОКОРЕНТАБЕЛЬНОЙ ЭКОЛОГИЧЕСКИ ЧИСТОЙ РАЗРАБОТКИ ЗОЛОТА, АЛМАЗОВ, УРАНА В ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

А. А. Коваленко (akovalenko@istc.kg), гл. научн. сотр.,
Институт Коммуникаций и Информационных Технологий
Кыргызско-Российского Славянского университета

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 осуществляют в наклонной плоскости откоса высоких уступов или рабочего борта карьера быстро чередующимися бескапсюльными взрывами зарядов из смеси водорода и кислорода в шпурах¹, проходку которых осуществляют непрерывно в плоскости, параллельной откосу уступа, перемещением разрушенной породы под действием силы тяжести к основанию откоса и перегрузкой питателями на ленточный конвейер. Таким образом, традиционную, цикличную технологию горных работ в скальных породах преобразуют в новую – поточную технологию.

Технологическая схема поточной разработки скальных вскрышных пород непрерывными взрывами зарядов из водорода и кислорода показана на рис.1.

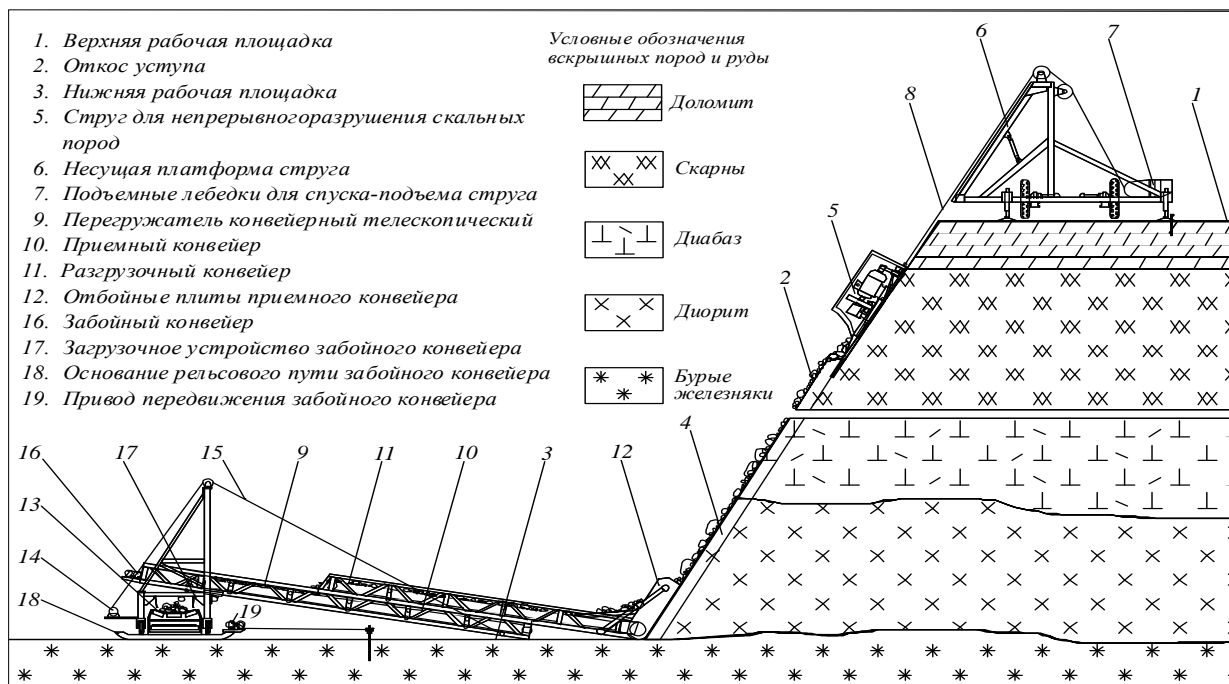


Рис.1. Технологическая схема поточной разработки скальных вскрышных пород буровзрывным стругом и ленточными конвейерами (на примере месторождения бурых железняков).

¹ В других вариантах технологической схемы непрерывное разрушение породы в поверхностной слое откоса уступов осуществляют взрывами зарядов из конденсированного азота или воды.

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

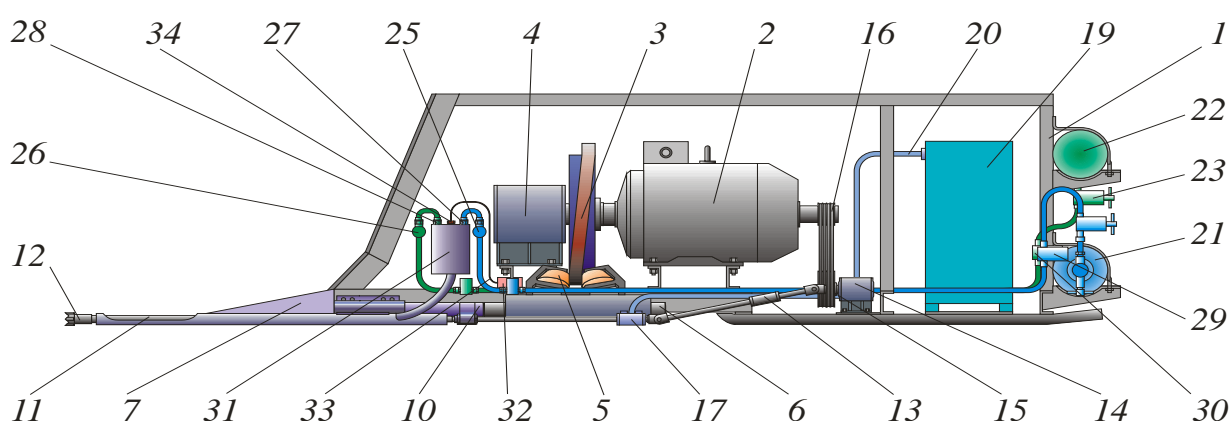
Общий вид автоматизированного устройства – экспериментальный образец буровзрывного струга показан на рис.2.

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.

Отличие технологии состоит в том, что исключаются массовые взрывы, экскавация и погрузка взорванной породы, основанные на преодолении силы тяжести, повторное взрывное или механическое разрушение негабаритов. Следовательно, отпадает необходимость в приобретении тяжелого и дорогостоящего оборудования – станков шарошечного бурения, зарядных машин, дробильно-сортировочных комплексов, экскаваторов, в строительстве складов для хранения ВВ и СВ.

Важные достоинства предлагаемых технологии и устройства - экологически чистые взрывы зарядов из стехиометрической смеси водорода и кислорода, исключение опасных для здоровья людей выбросов в атмосферу продуктов массовых взрывов аммиачно-селитренных ВВ и выхлопных газов автосамосвалов.

Рис.2. Буровзрывной струг – экспериментальное автоматизированное устройство для непрерывного разрушения скальных пород взрывами зарядов из газообразных водорода и кислорода (вид сбоку):



- | | | |
|---------------------|---------------------|---------------------------------|
| 2. Электродвигатель | 7. Клин левый | 21. Баллон кислородный |
| 3. Маховик | 10. Хвостовик клина | 22. Баллон водородный |
| 4. Опора маховика | 11. Штанга буровая | 31. Камера взрывная |
| 5. Ролики | 13. Вал карданный | 32. Генератор искровых разрядов |
| 6. Боек | 19. Пылесборник | 34. Свеча зажигания |

Обсуждаемые технология и устройство позволят осуществить разработку месторождений в скальных породах автоматизированными комплексами машин и механизмов непрерывного действия, что значительно снизит капитальные и эксплуатационные затраты, расширит границы рентабельной добычи полезных ископаемых, особенно в неблагоприятных условиях – в глубоких карьерах, районах вечной мерзлоты, жаркого климата, высокогорья, при разработке радиоактивных руд.

Выполненные исследования показали, что замена циклических технологии и устройств – поточными, то есть разработка вскрыши высокими уступами, непрерывное разрушение

скальных пород буровзрывными стругами, перемещение взорванных пород к нижней рабочей площадке под действием собственного веса и перегрузка потока без экскаваторов на ленточный конвейер позволит

в 2 раза сократить затраты на разработку месторождений.

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. м³ 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, скальваемой 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*.

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 буро-взрывных, 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 высокорентабельной экологически чистой разработки месторождений золота, алмазов, урана.

* Андросов А. Д., Бескрованов В. В. К вопросу модернизации кристаллосберегающих технологий добычи алмаза в условиях рынка // «Наука и образование» № 2, 2001, Якутск.

ТЕХНОЛОГИЯ И УСТРОЙСТВО ДЛЯ НЕПРЕРЫВНОГО ФОРМИРОВАНИЯ УСТОЙЧИВЫХ БОРТОВ В ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

А. А. Коваленко (akovalenko@istc.kg), гл. научн. сотр.
Института коммуникаций и информационных технологий
Кыргызско-Российского Славянского университета

Темпы подготовки к эксплуатации новых месторождений, пригодных для рентабельной открытой разработки, не соответствуют возрастающему спросу мировой экономики на золото, алмазы, уран, другие ценные полезные ископаемые.

Увеличение затрат на строительство новых карьеров и создание инфраструктуры, рост цен на сырье приводят к переоценке запасов на действующих предприятиях за счет вовлечения в разработку более бедных руд, или понижению карьеров, что ведет к смещению проектного положения границ выработанного пространства.

Известны действующие карьеры, глубина которых достигла 1000 м, например, Bingham Canyon, USA. В недалеком будущем карьеры Мурунтау в Республике Узбекистан и рудника Железный Ковдорского комбината будут работать на такой же отметке. Из прогнозов следует также, что в будущем открытая разработка месторождений на глубине, превышающей 1 км, станет обычной практикой.

Известны способы и средства придания откосам уступов и бортам карьеров заданных положения и качества обнаженных поверхностей. Известно также, что ни один из способов не в состоянии полностью защитить массив пород в приконтурной зоне от многократно повторяющегося воздействия массовых взрывов и других причин, ослабляющих целик в приграничном слое и создающих условия для обрушения пород в выработанное пространство карьеров.

Обновление поверхности бортов, сложенных крепкими и скальными породами, чаще всего осуществляют одновременным взрыванием слоя предразрушенных пород сближенными зарядами в скважинах уменьшенного диаметра. Отбитая взрывом порода размещается на берме безопасности в виде развала произвольной формы, причем часть отбитой породы может переместиться в выработанное пространство, что опасно для людей и оборудования, находящихся на нижних горизонтах. Для предупреждения несчастных случаев на время взрывов людей выводят из карьеров, а оборудование перемещают на безопасное расстояние.

Неуправляемая ситуация возникает в случае, когда состояние бортов требует проведение длительных, тем более постоянных работ по обновлению обнажений с одновременным производством плановых вскрышных и добычных работ. Существующие способы строительства и ремонта бортов не в состоянии устранить такое противоречие.

С целью совмещения вскрышных и добычных работ с отбойкой пород в приграничной зоне карьера разработаны технология и устройство для послойного разрушения пород в наклонной плоскости борта без разлета кусков отбитой породы буро-клиновым или буро-клино-взрывным стругами. Общий вид струга на платформе трактора Т-10М показан на рис.1.

В соответствии с технологией высоту откосов в предельном положении борта желательно увеличить до максимального значения, если такое изменение параметров карьера не противоречит горно-геологическим или иным условиям. Угол наклона откоса должен быть не меньше, чем необходимо для перемещения отбитой породы по плоскости к нижней рабочей площадке или берме безопасности под действием силы тяжести.

Поверхностный слой породы ограниченной мощности отделяют от массива стругом в наклонной плоскости непрерывно в направлении сверху вниз. Сравнительно мягкую породу разрушают одновременным бурением нескольких шпуров и без извлечения буровых штанг в

полость шпуров синхронно вводят клинья под воздействием быстро чередующихся ударных нагрузок. В случае отделения крепких пород в шпуров периодически подают газовые потоки высокой энергии. Импульсы потоков образуют взрывами малых зарядов, например, из стехиометрической смеси водорода и кислорода, конденсированного азота или воды.

Размещение струга на несущей платформе гусеничного трактора с электрическим приводом

хода движителей делает устройство мобильным, независимым от снабжения компонентами взрывчатых веществ (для варианта взрывания зарядов из воды), позволяет дистанционно управлять подготовкой и производством всего комплекса по строительству и обновлению высоких бортов карьеров. Разрушающее устройство экологически абсолютно чисто.

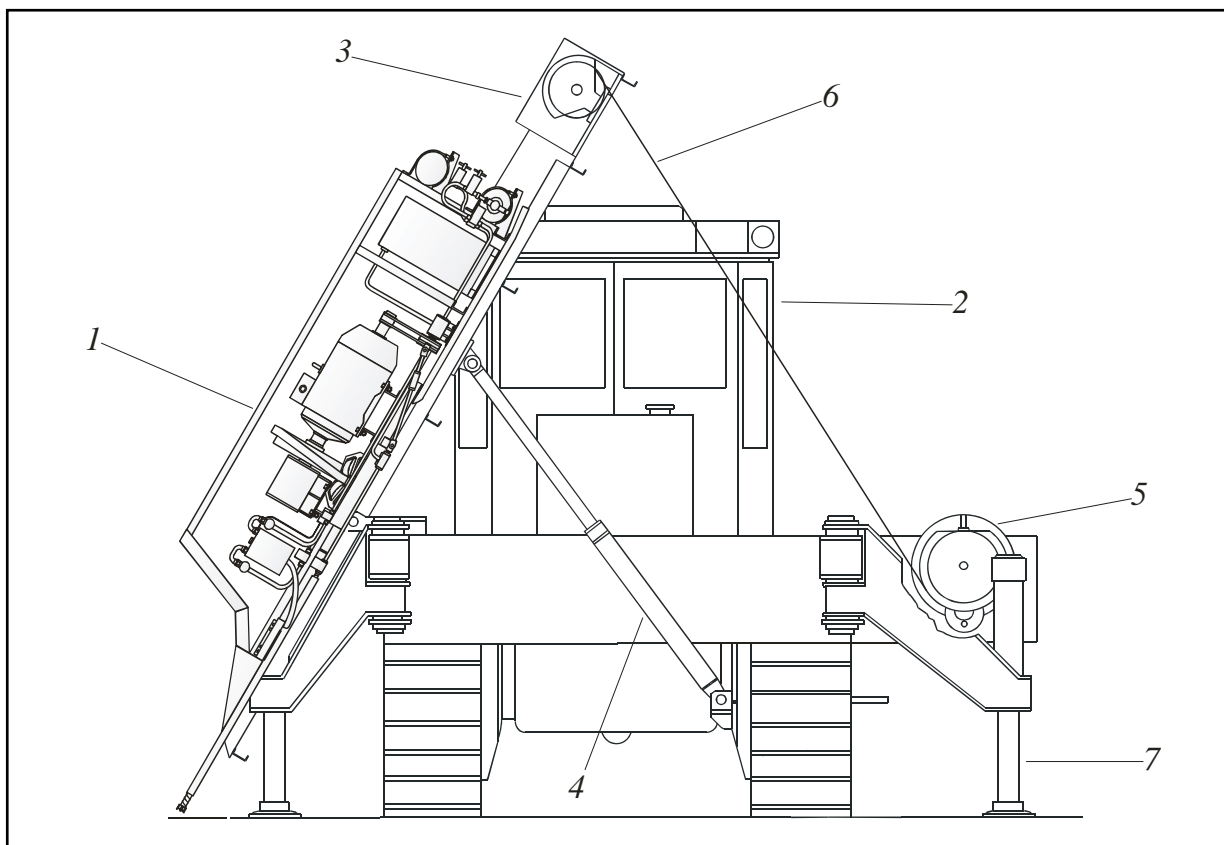


Рис.1. Общий вид устройства для формирования устойчивых бортов в глубоких карьерах:

1. Буровзрывной струг для непрерывного разрушения скальных пород в наклонной плоскости борта карьера взрывами зарядов из газообразных водорода и кислорода.
2. Самоходное шасси струга – трактор Т10М с электрическим приводом хода движителей.
3. Наклонная платформа для установки струга в исходное положение.
4. Гидравлический домкрат для установки платформы на заданный угол наклона.
5. Подъемные лебёдки струга.
6. Тросы, поддерживающие струг в наклонной плоскости откоса уступа.
7. Домкраты шасси трактора Т10М.

Применение обсуждаемого способа и устройства для непрерывного формирования бортов в глубоких карьерах позволит:

- 1) совместить производство текущих вскрышных и добычных работ со строительством новых или ремонтом образованных ранее бортов;

2) повысить качество бортов, то есть улучшить состояние поверхности и уменьшить напряженное состояние в приконтурном массиве пород за счет максимально щадящего послойного отделения предразрушенной части целика за контуром карьера;

3) увеличить высоту бортов между горизонтами до максимального значения благодаря способности струга перемещаться по плоскости откосов, высота которых ограничивается параметрами карьера и конструкцией подъемных лебедок - длиной тросов, удерживающих струг на поверхности борта карьера;

4) расширить нижние площадки новых, высоких бортов сложением размеров расположенных выше берм безопасности и возможности увеличить угол наклона откосов в результате высокого качества новых поверхностей и ликвидации концентраций напряжений за счет исключения промежуточных площадок.

5) создать предпосылки для понижения дна глубоких карьеров без дополнительных затрат и продлить срок разработки месторождений открытым способом.

ПРОГРАММНЫЙ КОМПЛЕКС ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ ГОРНЫХ СКЛОНОВ «STRESS»

С.Ф. Усманов, (usmanov@istc.kg),
Кыргызско-Российский Славянский университет

Современный уровень открытой добычи полезных ископаемых характеризуется непрерывным углублением карьеров, разработкой месторождений в сложных горно-геологических условиях. Эффективность горного производства в первую очередь зависит от выбора оптимальных геометрических параметров карьера. Устойчивость геотехнических объектов (бортов, уступов, отвалов, дамб и т.д.) определяет как безопасность ведения работ, так и себестоимость добычи. При проектировании карьеров необходимо установить такой предельный угол наклона борта, который обеспечит минимум вскрышных объемов и устойчивость горного массива в течение эксплуатации карьера. На устойчивость бортов карьеров влияет большое количество факторов, первостепенными являются геометрические параметры, структура горного массива, физико-механические свойства пород, динамическое воздействие массовых взрывов, климатические условия. Учесть все факторы крайне сложная задача.

В настоящее время профиль борта, размеры отдельных уступов определяются с технологической точки зрения и зависят они от параметров применяемого горно-транспортного оборудования, схем взрывания и др. В связи с этим проблему для многих карьеров представляет не устойчивость борта в целом, а надежность отдельных уступов.

Многие карьеры не вкладывают средства в организацию непрерывного автоматизированного мониторинга, связанного с необходимостью приобретения дорогостоящего спутникового или оптического оборудования. Некоторые геомеханические службы считают оптимальным не укреплять борта, а управлять обрушениями склонов и после транспортировать обрушенную горную массу.

В настоящее время в научных исследованиях и инженерной практике широко применяются аналитические методы расчетов и конечно-разностные методы численного моделирования напряженно-деформированного состояния. Методы численного моделирования достаточно адекватно отображают реальные процессы, учитывают различные факторы, определяющие устойчивость горных склонов. К наиболее распространенным программным средствам можно отнести пакеты Geo-Slope, Flag, Plaxis, Phaza.

В лаборатории «Геоинформатики» Кыргызско-Российского Славянского университета разработан программный комплекс STRESS. Моделирование напряженно-деформированного состояния горного массива выполняется методом конечных элементов.

Наряду с созданием комплекса STRESS для сравнительной оценки использовались программы Geo-Slope (Geo-Slope International Ltd., Канада) и Plaxis 7.1. (Plaxis B.V., Нидерланды).

Программный комплекс STRESS, состоит из шести подсистем (Рис.1.):

- автоматическое формирование конечно-элементной сетки, задания граничных условий и корректировки профиля склона;
- база данных физико-механических свойств горных пород;
- набор геомеханических моделей;
- подсистема формирования матрицы жесткости, решения системы уравнения и решения нелинейной задачи;

- подсистема ввода данных натуральных наблюдений и корректировки геомеханической модели;
- подсистема графического представления результата и оценки устойчивости склона.



Рис.4. Структурная схема комплекса Stress

Основной акцент при разработке программы был сделан на то, что бы обеспечить простоту эксплуатации системы конечно-элементного моделирования. Это достигается наглядным интерфейсом, автоматизированным формированием конечно-элементной сетки и заданием граничных условий, максимально информативным представлением результата. Для формирования сетки конечных элементов разработан специализированный графический редактор, с помощью которого на экране монитора можно задать рассчитываемую область, разбить ее на конечные элементы, определить граничные условия. В качестве граничных условий задаются:

- стороны или отдельные узлы, смещения которых зафиксировано;
- сосредоточенные нагрузки к отдельным узлам;
- распределенные нагрузки к сторонам элементов;
- предварительно заданные смещения.

Граничные условия позволяют учесть тектонические силы.

Для уменьшения ширины полосы матрицы жесткости предусмотрена оптимизирующая перенумерация узлов. Решение системы уравнений производится методом Холецкого. Коэффициенты матрицы жесткости и вектора нагрузки хранятся по блокам на

диске. Блочный способ решения системы уравнений позволяет значительно увеличить размерность задачи. Задание физико-механических свойств пород производится из базы данных материалов. В настоящее время в базе данных хранятся механические свойства нескольких сотен горных пород.

Расчетный модуль содержит набор механических моделей среды. В этот набор входят: упруго-пластическая модель Кулона-Мора, вязкопластичная и вязкоупругая модели, упругая модель Юнга, модель сыпучей среды Соколовского, модель среды без растяжения Зенкевича. В системе Stress есть возможность учесть анизотропность свойств горных пород. Программная реализация моделей выполнена таким образом, что бы иметь возможность добавлять новые модели.

Адекватность геомеханических моделей и их программная реализация тестировались на следующих сравнениях:

- с аналитическим решением. Задача Галина [1];
- с физическим экспериментом. Моделирование разрушения откоса на центрифуге [2];
- с натурными наблюдениями. Сравнение с реально происшедшими обрушениями уступов борта карьера «Центральный» ПО «Апатит», Мурманская область [3];
- с результатами расчетов устойчивости отвалов на руднике Кумтор полученных методом конечных разностей с помощью программного комплекса FLAG [4].

Анализ сравнений показал высокую степень сходимости результатов численного моделирования полученных при помощи системы STRESS.

Важным моментом численного моделирования напряженно-деформированного состояния является определение критерия устойчивости массива. Большинство программных продуктов, реализующих численное моделирование поля напряжений, ограничиваются только расчетами напряженного состояния. Это объясняется отсутствием критерия устойчивости горного массива по распределению напряжений. Достаточно распространены случаи, когда напряжения в отдельных областях превышают допустимые, а массив устойчив. Наличие зон пластических деформаций еще не говорит о разрушении массива в целом. Одним из критериев принят признак расходимости вычислительного процесса. Оценить устойчивость можно по распределению зон пластических деформаций и разрывных разрушений. Горный склон теряет устойчивость при выходе зон разрыва на свободную поверхность, что соответствует появлению трещин отрыва. Этот критерий подтверждается натурными наблюдениями.

В данной работе предлагается методика построения линии вероятного разрушения массива по результатам численного моделирования. Методика заключается в следующем: перпендикулярно склону с определенным шагом строятся эпюры максимальных касательных напряжений, определяются точки экстремума для каждой эпюры и эти точки соединяются в одну линию. Эта линия будет определять поверхность разрушения (Рис.2.).

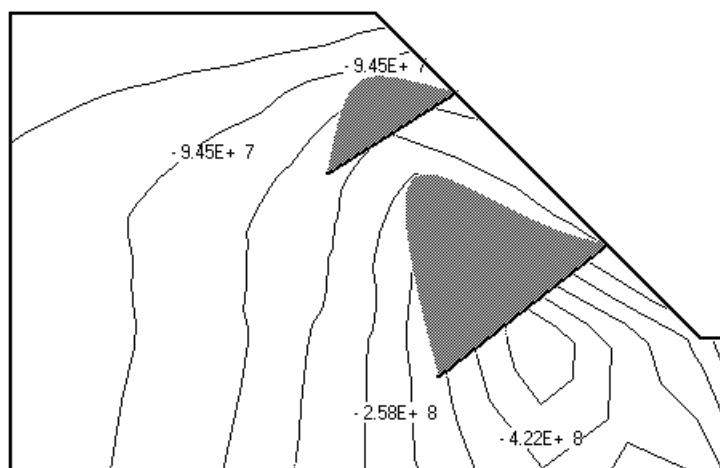


Рис.2. Изолинии и эпюры касательных напряжений в откосе

Коэффициент запаса устойчивости определяется вдоль линии вероятного разрушения по формуле:

$$K = \frac{\sum (C + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi) \Delta l}{\sum \tau \Delta l} \quad (1)$$

где: σ_n, τ - соответственно нормальные и касательные напряжения в середине отрезка, φ - угол внутреннего трения, C – сцепление, Δl – длина отрезка.

Большое внимание в системе Stress уделено максимально информативному представлению результатов. В системе предусмотрен вывод:

- изолиний по любой компоненте напряжений или смещений;
- распределений поля напряжений в виде цветовой гаммы;
- график распределений напряжений вдоль любого сечения;
- зон пластических деформаций и области разрыва;
- деформированного контура области.

Точность численного моделирования напряженно-деформированного состояния в первую очередь определяет достоверностью физико-механических свойств горных пород используемых в расчетах. Одни и те же породы могут иметь разные свойства в зависимости от степени трещиноватости, тектонических сил, водонасыщенности массива. В инженерной практике обычно используют усредненные данные, прочностные свойства часто измеряют на образце и по эмпирическим зависимостям пересчитывают в свойства в массиве. В связи с этим необходимо иметь полную базу данных физико-механических свойств пород. В разрабатываемой методике оценки устойчивости горных склонов значительная роль отводится базе данных материалов. Предусмотрена постоянная корректировка данных на основе непрерывного мониторинга смещений. Система управления базой данной создана в среде Delphi. В настоящее время для каждой породы в базе хранятся следующие параметры: модуль Юнга, коэффициент Пуассона, объемный вес, сцепление, угол внутреннего трения, коэффициент вязкости. Предусмотрена эксплуатация базы данных по компьютерной сети. Это позволяет использовать данные различными службами. Для оценки устойчивости уступов и бортов карьеров исходные данные к расчетам вводятся из цифровой модели месторождения.

С помощью программы STRESS проведен ряд расчетов напряженно-деформированного состояния для различных карьеров. Оценка устойчивости отвалов расположенных на леднике (рудник Кумтор) позволила убедиться в возможности размещать вскрышные породы в непосредственной близости от рудника [5].

Значительный ущерб для экономики Кыргызстана принесло аварийное обрушение борта карьера на руднике Кумтор произошедшее в июне 2002 (рис.3). Объем обрушенной массы составил около 2 млн. 700 тыс.м³. При этом высота обрушения 280м. и ширина по основанию 250м. Погиб один сотрудник карьера. Независимые экспертные комиссии представили несколько точек зрения относительно причин обрушения. В связи с этим, исследование причин обрушения продолжаются.



Рис.3. Аварийное обрушение борта карьера на руднике Кумтор.

Нами был выполнен расчет напряженно-деформированного состояния предаварийного положения борта карьера. Массив рассматривался как однородный, состоящий из породы типа филлитов. Физико-механические свойства филлитов приняты следующие: модуль Юнга – 70 ГПа; коэффициент Пуассона - 0.25; объемный вес -2.75 г/см^3 ; сцепление - 5.54 МПа; угол внутреннего трения - 60° .

На рис.4 представлено распределение касательных напряжений в массиве. Как видно из результатов можно четко выделить поверхность скольжения вдоль концентрации касательных напряжений (линия А-В).

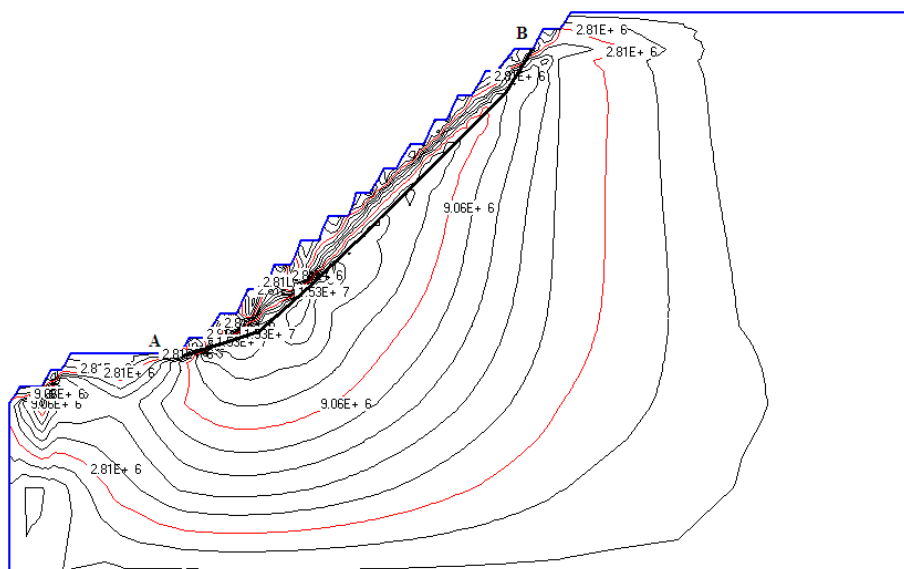


Рис. 4. Изолинии касательных напряжений

Расчетный коэффициент запаса устойчивости по этой поверхности составляет 1.2, что в условиях повышенной сейсмичности, влияния массовых взрывов, сложной климатической обстановки, большим притоком грунтовых вод значительно занижен.

На рис.5 представлены зоны пластических деформаций. Распределение пластических деформаций совпадает с обрушенной впоследствии горной массой.

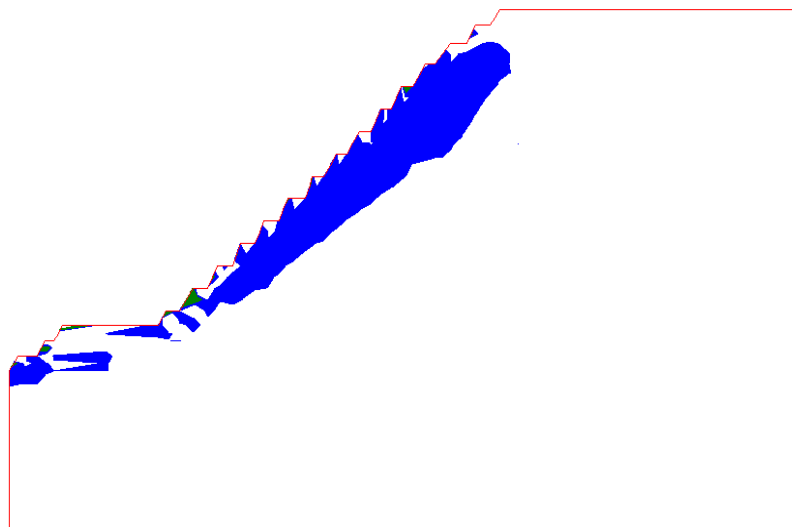


Рис.5. Зоны пластических деформаций

В июле 2006г. произошло еще одно обрушение массива, которое уже было во время отслежено наблюдательными станциями.

Таким образом, можно сделать следующие выводы:

- Проблема устойчивости бортов карьеров все больше приобретает актуальность в связи с увеличением размеров большинства карьеров, и решать ее необходимо в комплексе с численным моделированием поля напряжений;
- Предложена новая методика оценки устойчивости по результатам моделирования напряженно-деформированного состояния горного массива;
- Разработан современный программный комплекс STRESS, который обеспечивает высокую достоверность в оценке устойчивости горных склонов;
- Опыт внедрения комплекса STRESS на производстве подтвердил его конкурентоспособность в сравнении с аналогичными системами;

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Л.А. Галин. Упруго-пластические задачи.-М.:Наука,1984.
2. Okamura H., Katsuhiko S., Masatsugu A., Satoshi K., Osamu K. Experimental Study on Rock Slope Stability by the Use of a Centrifuge. Proc. 5. Cong. Int. Soc. Rock Mech.. Melbourne, Apr., 1983, Vol. 1, Rotterdam.
3. Инженерная методика определения предельных углов откосов в глубоких карьерах. Григорьев В.В., Коваленко В.А, Усманов С.Ф.// Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых.-1990.-№5.-с26-32.
4. Усманов С.Ф. Оценка устойчивости отвалов на руднике Кумтор. / Труды семинара «Автоматизированная подготовка производства на карьерах»/ Бишкек. 1999г.
5. Коваленко В.А., Усманов С.Ф., Воробьев А.Е, Чунуев И.Т., Дуйшеналиев Ж.М. Оценка устойчивости отвалов высокогорного карьера Кумтор при отсыпке их на леднике // Горный журнал.-2002.- №1.-с.34-36.