

р. 6.7
660

al

660

ISSN 0136-3549

0320-3395

TALLINNA POLÜTEHNILISE INSTITUUDI

TOIMETISED

ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО
ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО ИНСТИТУТА

TRANSACTIONS OF TALLINN
TECHNICAL UNIVERSITY

ПРОБЛЕМЫ РАЗРАБОТКИ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ
ЭСТОНСКОЙ ССР



TALLINN 1988

660

ALUSTATUD 1937

**TALLINNA POLÜTEHNILISE
INSTITUUDI TOIMETISED**

**ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО
ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО ИНСТИТУТА**

**TRANSACTIONS OF TALLINN
TECHNICAL UNIVERSITY**

УДК 622

**ПРОБЛЕМЫ
РАЗРАБОТКИ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ
ЭСТОНСКОЙ ССР**

Горное дело ХУ

TALLINN 1988

ТАЛЛИНСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ ИНСТИТУТ
Труды ТПИ № 680

ПРОБЛЕМЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ЭСТОНСКОЙ ССР
Горное дело ХУ

На русском языке

Редактор К. Оясте

Техн. редактор В. Ранник

Сборник утвержден коллегией Трудов ТПИ 01.04.88

Подписано к печати 06.05.88

МВ-01363

Формат 80х90/16

Печ. л. 4,0 + 0,25 приложение

Уч.-изд. л. 3,4

Тираж 300

Зак. № 291

Цена 70 коп.

Таллинский политехнический институт,

200108 Таллин, Эхитаяте тее, 5

Ротапринт ТПИ, 200008 Таллин, ул. Коскла, 2/9



© Таллинский политехнический институт, 1988

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ЦЕНООБРАЗОВАНИЯ НА ПОПУТНО
ДОБЫВАЕМОЕ МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ И ОТХОДЫ ГОРНЫХ
ПРЕДПРИЯТИЙ

Одной из важнейших проблем социалистического природопользования является внедрение в народное хозяйство комплексного и безотходного использования ресурсов минерального сырья. Технические возможности для этого имеются при эксплуатации практически любого месторождения, а народнохозяйственная экономическая эффективность комплексности и безотходности является очевидной и бесспорной. Между тем в промышленности сложилась явно неблагоприятная ситуация. Колоссальные объемы пород на одних горно-добывающих предприятиях направляются в отвал как ненужные, в то же время другие предприятия ведут специальную добычу пород аналогичного состава и качества, и тоже для нужд народного хозяйства.

В решении проблемы комплексного использования недр первостепенная роль должна принадлежать экономическим методам управления. Добывающие отрасли и предприятия должны быть поставлены в такие условия хозяйствования, когда потери сопутствующих видов минерального сырья не только невыгодны, но и экономически недопустимы для них. С другой стороны, необходимо, чтобы отрасли-потребители минерального сырья были максимально заинтересованы в попутно добываемых горных породах и отходах добывающих предприятий. Стыковка интересов поставщика и потребителя, как известно, осуществляется с помощью соответствующей системы ценообразования на обращающийся между ними продукт. Цены на попутно добываемое минеральное сырье и отходы обогатительных фабрик могут стать действенным экономическим рычагом в деле повышения комплексности и безотходности использования недр.

Оптовые цены на продукцию социалистического народного хозяйства являются денежным отражением стоимости продукции, т.е. тех затрат, которые допускаются обществом на ее производство. В добывающих отраслях народного хозяйства под общественно необходимым уровнем затрат принято считать среднеотраслевой уровень. Соответственно оптовые цены на минеральное сырье базируются на среднеотраслевой себестоимости.

В практике ценообразования на попутно добываемое сырье и отходы производства (правильнее будет сказать на продукцию из отходов) в настоящее время проявляются две разнонаправленные по своим конечным целям тенденции. Как ни парадоксально, и та и другая одинаково легко объясняются с точки зрения трудовой теории стоимости. Плановые органы и в первую очередь Комитет цен заинтересованы в низких ценах, чтобы с помощью их лишить горные предприятия возможности получать якобы незаслуженную прибыль. Основу цены в таком случае составляют дополнительные затраты по реализации этой продукции. Предприятия же, наоборот, хотят иметь более высокие цены, поэтому они относят на попутную добычу сырья или реализуемые производственные отходы определенную часть комплексных затрат. Во многих отраслях существуют даже утвержденные методики, регламентирующие порядок распределения таких затрат.

В процессе такого противоборства рождаются оптовые цены, совершенно не отвечающие одной из своих функций — стимулированию бережного использования недр. Они либо невыгодны для производителя и не оправдывают понесенных им дополнительных затрат, либо слишком высоки и поэтому неприемлемы для потребителя. Характерен пример горно-добывающих отраслей Эстонии. На отходы обогащения горючих сланцев здесь назначены такие оптовые цены, которые в несколько раз превышают уровень затрат на добычу строительного сырья на карьерах. Строительные организации, естественно, отказываются от дорогих отходов. В результате этого на шахтах производственного объединения "Эстонсланец" ежегодно складывается такой объем отходов, каким можно было бы покрыть до половины потребности республики в аналогичном сырье.

Ценообразование на попутное сырье и отходы обогащения требуют, по нашему мнению, иного методического подхода.

Во-первых, назначение цен исходя из затрат только предприятия-поставщика такой продукции будет неправомерным. Попутно извлекаемые ценные компоненты, вскрышные породы и отходы обогащения являются заменителями традиционно добываемого минерального сырья на специально построенных для этого горных предприятиях. В ценообразовании необходим учет затрат и на добычу заменяемого сырья, тогда полностью может проявиться стимулирующая функция оптовой цены. Стимулироваться же в этом случае будет не снижение затрат отдельного горно-добывающего предприятия, реализующего отходы, а снижение общих затрат по обеспечению конкретного региона или даже народного хозяйства данным видом минерального сырья. Как видим, повышается уровень решаемой задачи.

Во-вторых, общеизвестно, что комплексные затраты производства невозможно с теоретической точки зрения объективно распределить между несколькими видами разнородной продукции. Применяющиеся на практике методы такого распределения представляют собой чисто условный "бухгалтерский" прием, не имеющий ничего общего с теоретическими принципами соизмерения затрат и результатов. Но оказывается, что в этом и нет необходимости. В ценообразовании на попутную продукцию достаточно учесть лишь дополнительные затраты на ее производство и реализацию, но при одном условии: если одновременно будут учитываться также затраты на производство аналогичной продукции специализированными предприятиями. Лишь в этом случае можно обеспечить полную сопоставимость сравниваемых вариантов по всем правилам "тождества эффекта".

В третьих, ценообразование на попутное сырье и отходы горно-добывающих предприятий должно быть увязано с оптимальным планированием.

Методика предельно проста. План обеспечения данного региона конкретным минеральным сырьем набирается из числа предприятий, куда наряду с традиционными источниками покрытия потребности входят горно-добывающие предприятия, реализующие это сырье как попутно добываемое ископаемое или отходы обогащения, причем учитываются только дополнительные

(приростные) затраты на эту реализацию. Далее решается оптимизационная задача и устанавливается оптимальный план, отвечающий критерию минимума суммарных затрат на обеспечение региона данным видом сырья. Аналогично оптимизируются региональные планы по другим видам минерального сырья. Таким образом на одном и том же месторождении могут независимо друг от друга "пересекаться" несколько таких планов, в зависимости от количества реализуемых на нем полезных ископаемых.

Цена оптимального плана, численно равная максимальным затратам из вошедшего в план набора предприятий, одновременно может рассматриваться как оптовая цена сырья, в том числе и попутно добываемого. Она, по нашему мнению, будет являться наиболее объективным показателем общественно необходимых затрат труда, а следовательно, и стоимости добываемого сырья.

Рассмотрим на условном числовом примере общий порядок реализации предложенного методического подхода.

Пусть мы имеем сырьевую базу строительной индустрии региона из восьми карьеров по добыче строительных горных пород с равными производственными мощностями по 1 млн. т в год и затратами на добычу от 3,5 до 7 руб./т с интервалом 0,5 руб./т от предприятия к предприятию. Карьеры покрывают потребность региона в сырье, равную 8 млн. т в год. Годовые суммарные затраты составляют 42 млн. руб., средние удельные - 5,25 руб./т.

Допустим также, что в регионе построен и действует крупный горно-обогатительный комбинат (ГОК), отходы которого в полной мере способны заменить добываемые на карьерах строительные горные породы. В зависимости от масштаба утилизации отходов затраты ГОКа по их подготовке и реализации будут снижаться за счет эффекта концентрации. Одновременно будет увеличиваться радиус доставки отходов потребителям, а значит будут расти и транспортные расходы. Пусть совокупное влияние двух отмеченных факторов выражается линейной функциональной зависимостью удельных затрат (c) от годового объема реализации отходов (Q) $c = 0,2 + 0,8Q$.

По мере замены традиционного сырья отходами ГОКа карьеры будут поочередно закрываться. Логика подсказывает,

что в первую очередь надо закрывать те карьеры, на которых самые высокие затраты. Таким образом, расчет вариантов плана целесообразно вести в направлении постепенного замещения традиционного сырья отходами. Оптимальным вариантом плана будет такой, который обеспечивает минимум затрат на требуемый объем поставок. Решив элементарным методом ранжирования эту задачу, получим результаты, приведенные в табл. I.

Т а б л и ц а I

№ варианта	Полнота замены традиционного сырья отходами ГОКа	Затраты на поставку		Народнохозяйственный эффект, млн. руб.
		удельные, руб/т	годовые, млн. руб.	
I	0:8	5,25	42	0
2	1:8	4,5	36	6
3	2:8	4,01	32,1	9,9
4	3:8	3,79	30,3	11,7
5	4:8	3,82	30,6	11,4
6	5:8	4,12	33	9
7	6:8	4,69	37,5	4,5
8	7:8	5,51	44,1	-2,9
9	8:8	6,6	52,8	-10,9

В таблице первая строка соответствует нулевому использованию отходов (базисный вариант), а последняя характеризует 100%-ную замену ими традиционного сырья. Как видно из результатов, минимальные затраты и максимальный народнохозяйственный эффект (по отношению к базисному варианту) свойственны четвертому варианту, который и является оптимальным планом. Структура предприятий, вошедших в оптимальный план, объемы добычи и соответствующие затраты, показаны в табл. 2.

В результате оптимизации в работе остались из восьми карьеров пять, имеющих наиболее низкие затраты на добычу. Недостающие 3 млн. т будут покрываться отходами ГОКа. При таком объеме реализации отходов в соответствии с вышеприведенной функциональной зависимостью дополнительные затраты на их подготовку и реализацию составляют 2,6 руб/т. По сравнению с базисным вариантом плана средние удельные затраты на единицу продукции снизились от 5,25 до 3,79 руб/т,

т.е. в 1,4 раза, а общие затраты на обеспечение региона строительным сырьем от 42 до 30,3 млн. руб. Налицо народнохозяйственный эффект от использования отходов ГОКа в раз-
мере 11,7 млн.руб.

Т а б л и ц а 2

Предприятие	Объем про- изводства, млн. т	Удельные затраты, руб/т	Рентабельность к затратам, %
Карьер № 1	1	3,5	57,1
Карьер № 2	1	4	37,5
Карьер № 3	1	4,5	24,4
Карьер № 4	1	5	9,1
Карьер № 5	1	5,5	0
ГОК	3	2,6	115,4
Итого	8	ср. 3,79	-

Замыкающим предприятием в наборе оптимального плана является карьер № 5, имеющий максимальные индивидуальные затраты на добычу 5,5 руб/т. Эту величину можно считать региональной оптовой ценой на строительные горные породы. Такая цена будет автоматически отсекалть все попытки начать добычу сырья при более высоком уровне затрат и таким образом контролировать предусмотренный оптимальным планом минимум затрат в регионе. Что касается возникновения высокого уровня расчетной рентабельности у предприятий (последняя графа табл. 2), то это вполне закономерно для всех случаев формирования оптовых цен по максимуму затрат. В наиболее благоприятных экономических условиях оказывается ГОК, получающий самую большую прибыль от реализации отходов, уровень рентабельности выше 100 %. Таким образом, реально стимулируется комплексное использование минерального сырья.

Внедрение рекомендуемого метода формирования оптовых цен на минеральное сырье целесообразно начать в масштабах отдельных регионов. Для этого необходимо выполнить большой объем подготовительных работ, включая создание банка данных о месторождениях строительного сырья и экономических показателях их эксплуатации, а также банка данных о возмож-

ных объемах использования вскрышных пород и отходов действующих рудников и о дополнительных затратах на их утилизацию.

R. Päsok

Improving the Price Formation of the Concurrently
Mined Minerals and Enrichment Residue of Mining
Enterprises

Abstract

The author suggests that wholesale prices be fixed by optimizing the mining schedule of the mineral concerned. The optimization problem should include both enterprises specialized in the mining of the given mineral and those where the mineral is a by-product. In the case of the latter only the additional costs directly required for getting the given mineral are taken into consideration. The optimum plan estimates (maximum costs) of the mineral obtained by solving the problem are its optimum price. A numerical example is given to illustrate the method suggested.

R. Päsok

Mäetööstusettevõtetes kaaskaevandatava mineraaltoorme
ja rikastusjäätmete hinnakujundamise talustamine

Kokkuvõte

Tehakse ettepanek määrata hulgihinnad konkreetse mineraaltoorme kaevandamise plaani optimeerimise teel. Optimeerimisülesandesse lülitatakse nii vastava toorme kaevandamisele spetsialiseeritud ettevõtted kui ka need, kus see toore on kõrvalproduktiks. Viimasel juhul võetakse arvesse ainult täiendavad kulud, mis on otseselt vajalikud kaasneva toorme saamiseks. Ülesande lahendamisel saadavad optimaalse plaani hinnangud (sulgkulud) vastavale toormele ongi selle optimaalseks hinnaks. On toodud arvutusnäide meetodi illustreerimiseks.

А.П. Адамсон, Х.Э. Хинтс,
Т.Э. Томберг

О СПОСОБЕ УПРАВЛЕНИЯ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ
С ЗАКЛАДКОЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ФОСФОРИТОВ
РАКВЕРЕСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

В сложных горно-геологических условиях, которые присущи Ракверскому сланцефосфоритному месторождению, правильный подход к выбору систем разработки и определению параметров его конструктивных элементов, выбору способов и параметров управления горным давлением, отвечающих конкретным горно-геологическим условиям, приобретает особо важное значение как с точки зрения безопасности, так и экологической и экономической эффективности горных работ.

Ракверескому месторождению характерны следующие особенности:

- наличие промышленного пласта горючих сланцев над фоспластом на расстоянии 30-35 м;
- наличие нескольких водоносных горизонтов, служащих источником водоснабжения района;
- неустойчивые породы непосредственной кровли (глауконитовый песчаник);
- возможная неустойчивость массива фоспласта при его мощности до 12 м;
- высокая абразивность пород фоспласта.

Учитывая то, что пласт горючего сланца в ближайшие 30-40 лет не будет отработан, условием опережающей подработки его фоспластом является сохранение пласта горючего сланца для отработки в будущем.

Особенно опасны последствия подработки природных объектов, так как нарушение геологической среды и естественно-

го состояния одного из них может неблагоприятно повлиять на окружающую среду всего промышленного района [1]. Так, изменение рельефа местности, вызванное горными работами, может повлечь за собой осушение или затопление земель, лесов и лугов. Образование трещин в массиве горных пород нарушает установившийся режим подземных и грунтовых вод, вызывает осушение источников водоснабжения, гибель отдельных видов животного и растительного мира [1].

Для решения проблемы отработки запасов фосфорита необходимо учитывать закономерности сдвижения горных пород как при проектировании рудников, так и при подработке инженерных и природных объектов, чтобы управлять деформационными процессами путем целенаправленного изменения параметров систем разработки, порядка ведения горных работ, способов управления горным давлением.

С этой целью на базе опыта работы сланцевых шахт Прибалтийского бассейна, угольной и горнорудной промышленности установлен механизм и составлены схемы деформирования породного массива при разработке комплексного фосфоритно-сланцевого месторождения Раквереского района.

Проведенные на угольных и сланцевых шахтах исследования [1, 2] характеризуют деформации в подработанной толще в различных зонах деформации: зонах обрушения, зонах разломов и трещин, зонах активных и локальных трещин, зонах плавного прогиба. В зависимости от условий разработки, способов управления кровлей и других влияющих факторов количество и местоположение зон могут отличаться. Так при закладке выработанного пространства или при управлении кровлей способом плавного опускания зона обрушений, как правило, отсутствует и непосредственно над выработанным пространством располагаются зоны разломов и трещин. При малой вынимаемой мощности пласта и пластичных вмещающих породах могут отсутствовать также зоны разломов и трещин.

Состояние зданий, сооружений, горных выработок и природных объектов определяется тем, в какую зону деформирования последние попадут. Изменяя порядок ведения горных работ, способ управления горным давлением, размеры и взаимоположение очистных выработок, вынимаемую мощность пласта, способ закладки и другие параметры горных работ, можно ре-

гулировать развитие деформационных процессов и местоположение зон деформирования. Это особенно важно при подработке пласта горючего сланца, а также водоносных горизонтов, поскольку от того, в какую зону деформации попадает водоносный горизонт или водоупор под водоносный горизонт и пласт горючего сланца, полностью зависит исход его подработки. Так при попадании этих объектов в зону обрушений и разломов происходит соединение водоносных горизонтов, а дальнейшая отработка пласта сланца становится сомнительной.

В случае попадания водоупорного горизонта или пласта сланца в зону локальных трещин существенного увеличения притока воды в горные выработки и соединения водоносных горизонтов не ожидается или производится в малых объемах. Из водоносного горизонта расположенная в зоне плавного прогиба вода через водоупор не поступает. Закономерности процесса сдвижения горных пород и схемы деформирования массива позволяют повысить эффективность горно-технических мероприятий, под которыми понимается применение таких параметров, порядка и методов ведения горных работ, а также управления горным давлением, при которых деформации породного массива, пласта горючего сланца, водоупорного горизонта и земной поверхности будут находиться в заданных пределах.

Минимизация ущерба от горных разработок природному и социально-экономическому комплексам региона предопределяет необходимость подземной разработки месторождения без обрушения налегающей толщи пород [3].

На основе имеющейся горно-технической и горно-геологической информации, опыта эксплуатации сланцевых шахт Прибалтийского бассейна, а также всей горно-добывающей промышленности рекомендуется для обработки фоспласта сплошная система разработки с выемкой руды заходками на всю мощность пласта (с опережающей отработкой подкровельного слоя глауконитового песчаника) и закладкой твердеющими смесями.

Сплошная система разработки с твердеющей закладкой характеризуется отсутствием в выработанном пространстве рудных целиков, воспринимающих нагрузки вне области защиты рудным массивом. Выемочное поле разделяется на выемочные участки с возможным независимым ведением работ на каждом из них.

При камерно-целиковой выемке первичные камеры отрабатываются в благоприятных условиях. Отработка вторичных камер осложняется ввиду проявления опорных давлений. Работы становятся небезопасными и малоэффективными. Запаздывание отбойки вторичных целиков задерживает развитие процесса перераспределения опорного давления на закладочный массив и вызывает опасные концентрации опорного давления, приводящие к возможному разрушению целиков, деформации пород непосредственной кровли и образованию заколов, препятствующих нормальной работе.

Деформации в подработанной толще пород при твердеющей закладке зависят от жесткости закладки и прочностных свойств рудного целика. Постепенное упрочнение закладки со временем и соответствие этого времени развитию деформации в подработанной толще пород может обеспечить надежное поддержание пород, сохранение поверхности при низких потерях полезного ископаемого.

В нашей стране имеется большой опыт отработки месторождений под водоносными горизонтами без нарушения их.

По опыту работы рудников Норильского ГМК [5] при сплошной закладке опорное давление на призабойный массив можно считать менее $0,5 \gamma H$, что при глубине отработки $H = 80-100$ м находится в пределах $1,0-1,25$ МПа (γ — объемный вес налегающих пород), который достигается при достаточно малых содержаниях сланцевой золы, т.е. при минимальных затратах на закладочный материал. В этом случае опорное давление не зависит от компрессионных свойств закладочного массива.

Основными для выбора состава закладочного материала могут являться допустимые деформации налегающей толщи пород или земной поверхности (пласт горючего сланца, водоупорный горизонт или надземные ответственные сооружения). В таких случаях твердеющую закладку подбирают исходя не только из прочностных, но и из компрессионных свойств.

В сплошных системах нормативная прочность твердеющей закладки определяется характером нагружения в призабойной части и высотой его обнажения. По опыту Норильского ГМК минимальная нормативная прочность при высоте обнажения до 10 м составляет 1 МПа и при 20 м — 1,5 МПа.

Расстояние от рудного массива до вертикального обнажения закладочного массива равно ширине заходки (камеры), т.е. вертикальные обнажения всегда находятся в непосредственной близости от рудного массива.

Нагрузки на закладочный массив на обнажения определяются прогибами (осадками) непосредственной и основной кровли при отработке очередной заходки и механическими характеристиками закладки. Для надлежащего поддержания кровли очистной выработки необходимо обеспечить при закладке предыдущей заходки плотное подбучивание ее кровли. Нами разработана специальная технология, обеспечивающая высокую полноту закладки. Кроме того применяемая закладочная смесь на базе сланцевой золы имеет способность увеличения в объеме при твердении (около 2-3 %). Размеры выработанного пространства оказывают (до определенного предела) существенное влияние на оседание и абсолютное сдвижение и в меньшей степени на относительные деформации.

По опыту сланцевых шахт [2] полная подработка достигается при

$$L \geq 1,2H + 10,$$

где L — минимальный размер выработанного пространства в плане, м;

H — мощность покрывающих пород, м.

Это означает то, что для полного нагружения закладочного массива вышележащими породами необходимо принимать размеры выемочных блоков более 130 м.

Допустимые условия подработки водных объектов, зданий и сооружений определяются деформациями, при которых не происходит их разрушение, прекращение их эксплуатации по прямому назначению и не создаются опасные условия для людей, обеспечивается безопасность горных работ, а горно-геологические условия, при которых они возникают — называются допустимыми условиями подработки [6].

Допустимые условия подработки определяются безопасной глубиной разработки H_B , рассчитываемой по допустимым деформациям:

$$H_B = k_B \cdot m_3,$$

где k_B — коэффициент безопасности;

m_3 - эффективная мощность пласта, м.

Согласно правилам охраны сооружений эффективная мощность пласта, отрабатываемого с закладкой, определяется по формуле:

$$m_3 = (h_k + h_n)(1 - B) + B \cdot m,$$

где m - вынимаемая мощность пласта ($m = 10$ м);

h_k - величина сближения кровли с почвой до возведения закладки при ширине заходки 15 м ($h_k = 0,015$ м);

h_n - неполнота закладки, при полной закладке можно довести до нуля, принимаем ($h_n = 0,05$);

B - коэффициент усадки ($B < 0,01$), определенный для состава, рекомендованного для условий Раквереского месторождения.

Подставляя данные, получаем $m_3 = 0,16$ м, что позволяет провести безопасную подработку практически даже самых ответственных объектов.

Для основных угольных и горно-рудных бассейнов разработаны нормативные значения безопасных деформаций и глубин разработки. Например, для подработки водных объектов Донбасса $H_B = 20 \cdot m_3$.

Так как нормативы для Прибалтийского сланцевого бассейна еще не разработаны, одной из задач исследований должно стать определение научно обоснованных нормативов безопасной подработки.

В 1988-1989 гг. предусматривается проведение экспериментальных работ по разработке технологии возведения закладочных массивов и изучение влияния разных методов закладки выработанных пространств и применяемых материалов для этого на уровень загрязнения подземных вод. Экспериментальные работы будут проведены на закрываемой сланцевой шахте "Кивиыли".

Результаты будут использованы для уточнения параметров управления горным давлением при разработке технологии и техники для возможного комплексного освоения месторождения и определения экономической эффективности и экологической безопасности методов добычи эстонских фосфоритов.

Л и т е р а т у р а

1. Навитний А.М., Иофис М.А., Айруни А.Т. Опыт разработки угольных пластов под инженерными и природными объектами: Обзор / ЦНИИУголь. - М., 1987.

2. Тоомик А., Штембах В. Оценка нарушений земной поверхности при разработке с обрушением кровли на сланцевых шахтах // Горючие сланцы. - 1984. - Т. I. - № 3. - С. 243-250. (Инф. сер. I / ЭстНИИТИ).

3. Адамсон А.П., Хинтс Х.Э., Зайцев Д.В. О подземной разработке фосфоритов Раквереского месторождения // Тр. Таллинск. политехн. ин-та. - 1987. - № 635.

4. Сдвигение горных пород и земной поверхности при подземных разработках. - М.: Недра, 1984. - 247 с.

5. Методические указания по управлению горным давлением при сплошных слоевых и камерных системах разработки с твердеющей закладкой на рудниках Норильского горно-металлургического комбината / ВНИМИ. - Л., 1981. - 102 с.

6. Справочник по маркшейдерскому делу. - М.: Недра, 1979. - 576 с.

A. Adamson, H. Hints, T. Tomberg

Rock Pressure Regulation with the Help of Filling up the Excavated Areas in the Rakvere Phosphorite Deposits

Abstract

Breast mining of phosphorite and complete filling of the excavated areas are recommended.

An estimation of the stress in the rock caused by phosphorite mining is given

Määrõhu reguleerimisest kaevandatud ala täitmisega
Rakvere fosforiidimaardla tingimustes

Kokkuvõte

Fosforiidi kaevandamiseks soovitatakse lausväljamist kaevandatud ala täieliku täitmisega.

Antakse hinnang fosforiidi kaevandamisel laekivimites tekkivatele deformatsioonidele.

О ЗАКЛАДОЧНЫХ МАТЕРИАЛАХ БУДУЩИХ ФОСФОРИТОВЫХ
РУДНИКОВ ЭСТОНСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Намечаемое к освоению крупное месторождение фосфатов в Эстонской ССР комплексное и до его эксплуатации требуется решить много сложных вопросов, касающихся не только горнорудной технологии, но и других сфер народного хозяйства республики.

Предполагаемый для разработки участок Кабала-Западный находится в Раквереском районе. Раквереский район в республике является густонаселенным районом с развитой промышленностью (около 44 % основных фондов республики) и достаточно интенсивным сельским хозяйством. Кроме того, возвышенность Пандивере является как бы водонапорной башней республики — здесь начинаются многие реки и находятся основные источники питьевой воды для значительной части республики. Использование вод при эксплуатации рудника угрожает высушиванием земель и может повлечь за собой изменение типа растительности и всего ландшафта района.

Кроме того, комплексность месторождения (расположение промпласта сланца-кукерсита над фосфоритами), сложные горно-геологические условия — большая трещиноватость покрывающих пород, крупные карстовые явления и неоднородная глубина полезного слоя, который углубляется в сторону юга, все это предъявляет серьезные требования к разработке технологии горно-добывающих работ.

Наиболее полно удовлетворяет решению всех вопросов способ подземной разработки месторождения с полным заполнением выработанного пространства твердеющей монолитной закладкой, которая предотвратит обрушение кровли и оседание поверхности. Такие закладочные растворы должны обладать комплексом необходимых структурно-механических и технологи-

ческих свойств в соответствии с требованиями по их эксплуатации в реальных условиях, а именно:

1. Их прочностные показатели должны полностью обеспечить управление горным давлением.

2. Ввиду горизонтального залегания пород и высоты вырабатываемых камер (местами до 12 м) растворы должны обладать способностью расширения, чтобы обеспечить полное заполнение выработанного пространства.

3. Реологические характеристики растворов должны обеспечивать их транспортабельность по горизонтальным трубопроводам.

4. Достаточно высокая плотность растворов должна обеспечивать надежный водоупор и низкий коэффициент фильтрации.

5. Растворы должны быть нетоксичными, т.е. при контакте с глубинными горизонтами питьевой воды из них не должны поступать в воду фенолы, смолы, флотационные реагенты и другие вредные вещества.

6. Закладочные растворы должны обладать высокой однородностью, сопротивлением к воздействию вод и к химическим реакциям, наименьшей деформативностью, минимальной компрессионностью.

7. Закладочные растворы должны обладать минимальной водоотдачей, расслаиваемостью, обеспечивающей их стабильность как в состоянии покоя, так и при движении, высокой адгезией к горным породам.

Исходя из вышеприведенных требований, в институте НИИПсиликатобетон совместно с кафедрой горного дела ТПИ в 1985-1986 гг. проводились научно-исследовательские работы по разработке рецептуры твердеющей закладочной смеси для выявления применимости местных материалов и отходов производства.

Из имеющихся в Эстонии промышленных отходов в качестве сырьевых материалов нельзя применять отходы химических производств (полукокс, зола химкомбината, горелые породы от диктионемовых и кукерситовых сланцев), которые могут выделять в воду токсичные вещества и тяжелые металлы.

В ходе выполнения работ в качестве сырьевых материалов для закладочных растворов были использованы: портландцемент, зола-унос от сжигания сланца-кукерсита, флотационные отходы обогащения фосфоритной руды Кингисеппского и Кабалаского месторождений, попутные породы месторождения Кабала - известняк, глауконитовый песчаник и алевролитовые пески со следующими характеристиками:

- портландцемент завода "Пунане Кунда" марки "400", начало схватывания от 40 до 60 мин, конец - от 110 до 130 мин, удельная поверхность $250 \text{ м}^2/\text{кг}$;

- зола-унос от сжигания сланцев-кукерситов на Эстонской ГРЭС следующего грансостава (содержание фракции в мас.%): - 0,315 - 6,6; +0,05 - 25; -0,05 - 68,4; и химического состава (в мас.%): SiO_2 - 26,87; Fe_2O_3 - 2,67; Al_2O_3 - 8,54; CaO - 41,49; MgO - 5,55; Na_2O - 0,17; K_2O - 2,44; SO_3 - 7,30; ппп - 12,27;

- флотационные отходы обогащения фосфатной руды Кингисеппского месторождения из п/о "Фосфорит" (Ленинградской области) следующего грансостава (содержание в мас.%): +0,63 - 0,8; +0,315 - 23,4; +0,20 - 31,3; +0,14 - 11,2; +0,05 - 26,7; -0,05 - 6,6; и химсостава (в мас.%): SiO_2 - 95,14; CaO - 2,20; MgO - 0,19; Fe_2O_3 - 0,16; Al_2O_3 - 1,98;

- флотационные хвосты обогащения фосфатной руды Западно-Кабалаского месторождения, полученные в лаборатории обогащения Кингисеппского филиала института ГХИГС (по их данным), следующего грансостава (содержание фракции в мас.%): +0,4 - 15,1; +0,315 - 19,6; +0,2 - 33,8; +0,16 - 8,4; +0,10 - 9,7; + 0,063 - 4,8; -0,063 - 8,5; и химсостава (в мас.%): Al_2O_3 - 0,03; P_2O_5 - 0,03; Fe_2O_3 - 0,88; MgO - 2,20; CaO - 1,61; нерастворимый остаток - 96,28;

- известняк месторождения Кабала-Западный следующего химсостава (в мас.%): CaO - 40,81; MgO - 3,85; Al_2O_3 - 1,68; Fe_2O_3 - 1,78; SiO_2 - 8,94;

- глауконитовый песчаник месторождения Кабала-Западный следующего химсостава (в мас.%): SiO_2 - 54,43; Fe_2O_3 - 17,93; Al_2O_3 - 8,20; CaO - 1,82; MgO - 3,53; содержание зерен глауконита около 79, зерен кварца - 16 %;

— песчаник алевролитовый месторождения Кабала с содержанием SiO_2 более 90 % макс.

С использованием всех перечисленных сырьевых материалов было изготовлено несколько серий образцов различных композиций с изменением состава вяжущего и вида и количества добавки инертных материалов.

В качестве основного критерия при сравнении отдельных композиций принята кубиковая прочность при сжатии через 28 и 90 суток, позволяющая расчетным путем [1] определить и другие основные физико-механические показатели.

Учитывая, что в настоящее время в большинстве подземных разработок, где применяются твердеющие закладочные смеси, в качестве вяжущего применяется портландцемент, первые серии были составлены на основе кремнеземистых отходов и портландцемента с варьированием содержания последнего.

Т а б л и ц а I
Прочностные показатели образцов с портландцементом

Содержание цемента, %	Прочность при сжатии, МПа, через		
	28 суток	56 суток	90 суток
10	0,5	0,75	0,77
20	1,4	2,3	2,7
30	4,4	5,2	6,0

Результаты испытаний показали, что для получения массива с прочностью на сжатие не менее 6–7 МПа требуется не менее 30 % портландцемента.

При полной замене портландцемента золой-уносом от сжигания сланца-кукерсита были получены значительно лучшие результаты: $R_{сж}^{28}$ дошла до 4,4–5,1 МПа, а $R_{сж}^{90}$ – до 16–19 МПа.

Эти результаты позволяют сделать вывод, что закладочные растворы на основе золы-уноса превосходят прочностные показатели закладок на функционируемых рудниках [1, с. 25], которые колеблются в широких пределах и составляют от 2–3 до 5–6 МПа.

При введении в эти растворы от 2,5 до 5,0 мас.% портландцемента прирост прочности был незначителен и составил

всего 5–10 %. Следовательно, добавление портландцемента в закладочную смесь на основе золы-уноса в изученных концентрациях не рационально ввиду незначительной эффективности.

Другим, не менее важным направлением исследований было выявление предельно допустимого количества попутных пород добычи, намеченных для использования в качестве инертного заполнителя в закладочных смесях на основе золы-уноса и хвостов (комбинированная закладка). Результаты исследования влияния вида и количества заполнителя на прочностные характеристики твердеющей смеси приведены ниже.

При этих исследованиях в бесцементные закладочные растворы были введены разные количества попутных пород фосфорита – измельченные известняки, глауконитовые песчаники и алевролитовые песчаники. Как показал анализ результатов опытов, при добавлении глауконитового песчаника в раствор прочность на сжатие $R_{сж}$ полученных образцов колебалась после 28 суток твердения от 0,6 до 6,0 МПа, после 90 суток – от 2,0 до 13,9 МПа. Прочность при сжатии образцов, содержащих известняк, колеблется в возрасте 28 суток от 2,8 до 7,7 МПа, а через 90 суток уже от 3,6 до 19,0 МПа. Образцы из смеси, содержащей алевролитовые песчаники, имели прочность на сжатие $R_{сж}^{28}$ от 1,6 до 5,8 МПа, а $R_{сж}^{90}$ – от 10,6 до 17,0 МПа. По полученным результатам можно доказать, что оптимальное количество инертного наполнителя зависит от конкретных условий и от требуемой нормативной прочности.

Проведенными опытами доказана принципиальная возможность использования при разработке фосфоритового пласта всех пород проходки в качестве инертных заполнителей и тем самым обеспечить уменьшенный расход сланцевой золы и упростить технологический процесс изготовления и подачи твердеющего закладочного раствора.

Для окончательного подбора состава комбинированной закладки будущих фосфоритовых рудников следует выполнить комплекс опытно-промышленных работ в шахтных условиях и определить кроме прочностных характеристик закладки кинетику твердения раствора, а также степень ее выщелачивания под влиянием грунтовых вод.

Л и т е р а т у р а

И. Цыгалов М.Н. Подземная разработка с высокой
полнотой извлечения руд. - М.: Недра, 1985. - С. 271.

A. Rāni, A. Sevostjanova

Filling Materials for the Future Estonian Phosphorite Mines

Abstract

The production of filling materials for the future
phosphorite mines will be based on the industrial waste of
the republic.

A. Rāni, A. Sevostjanova

Eesti fosforiidide kaevandamisel kasutatavatest täitesegudest

Kokkuvõte

Kaevanduste väljatöötatud ala täitmiseks soovitatakse
kasutada tsemendita kivistuvat täitesegu põlevkivi lendtu-
hast, fosforiidi floto-rikastusjäakidest ning inertsetest
täiteainetest (lubjakivi, glaukoniitliivakivi, aleuroliitne
liivakivi). Nimetatud täitesegu kasutamine lihtsustab tehnolo-
ogiat ja vähendab täitetööde omahinda.

АНАЛИЗ НАДЕЖНОСТИ ЛОКОМОТИВНОГО ТРАНСПОРТА ШАХТЫ
"АХМЕ" С УЧЕТОМ ФАКТОРА АВАРИЙНОСТИ ЭЛЕКТРОВЗОВ

Проблема надежности горношахтного оборудования и выполняемого им технологического процесса приобретает все более актуальное значение для горно-добывающих предприятий, технико-экономические показатели которых существенно зависят от ритмичной и надежной работы горных машин. Поэтому обеспечение высокой надежности подземного транспорта наряду с другими технологическими процессами является одной из важнейших задач для современной шахты.

Знание численных значений показателей надежности позволяет производить сравнительную оценку различных вариантов транспорта при проектировании, а также дает основу для правильной организации технического обслуживания, рационального выбора межремонтных сроков и обоснования норм снабжения запасными частями. В данной статье уделяется основное внимание определению комплексного показателя надежности — коэффициента готовности — как для отдельных электровозов ($k_{г.э}$), так и для всей системы локомотивного транспорта ($k_{г.с}$). Однако при системе локомотивного транспорта можно говорить лишь о фиктивном коэффициенте готовности системы, благодаря таким особенностям, как возможность введения в работу резервных локомотивов в любой момент смены, наличие дублирующих транспортных выработок, а также нескольких одновременно работающих погрузочных пунктов и локомотивосоставов. При этом в данном анализе предлагается определить коэффициент готовности системы при предположении, что с помощью резервных электровозов шахта выполняет свою плановую суточную добычу по вывозке горной массы из забоев. Следовательно, фактический коэффициент готовности системы можно рассчитывать по формуле

$$K_{г.с} = \frac{1}{K_{рез}} = \frac{z_{расч}}{z_{раб}}, \quad (1)$$

где $K_{рез}$ — коэффициент рабочего резерва электровозов;
 $z_{расч}$ — расчетное число рабочих электровозов в конкретных условиях;
 $z_{раб}$ — фактическое число рабочих электровозов в течение смены.

Следует также отметить, что определенный интерес представляют и фактические значения коэффициента резерва $K_{рез}$, позволяющие более точно определить инвентарное число электровозов ($z_{и}$) для условий сланцевых шахт по формуле

$$z_{и} = K_{рез} \cdot K_{рем} \cdot z_{раб}, \quad (2)$$

где $K_{рем}$ — коэффициент ремонта, учитывающий число электровозов, находящихся в капитальном ремонте.

Надежность работы отдельных электровозов оценивается коэффициентом готовности, определяемым по известной формуле

$$K_{г.э} = \frac{\frac{\sum t_{р.и}}{n}}{\frac{\sum t_{р.и}}{n} + \frac{\sum t_{в.и}}{n}} = \frac{\bar{T}_р}{\bar{T}_р + \bar{T}_в}, \quad (3)$$

где $t_{р.и}$ — интервалы времени между последовательными отказами, мин;

n — количество отказов за время наблюдения;

$t_{в.и}$ — время, затраченное на устранение i -го отказа;

$\bar{T}_р$ — среднее время работы между отказами, мин;

$\bar{T}_в$ — среднее время ликвидации отказа, мин.

С целью выявления аварийных простоев (отказов) в электровозном транспорте сланцевой шахты были в 1985 году проведены соответствующие исследования кафедрой горного дела ТПИ совместно с участком шахтного транспорта шахты "Ахтме". Для этого были в течение 45 суток зафиксированы отказы поездов, обработаны соответствующие диспетчерские графики и собраны различные данные по подземному транспорту шахты "Ахтме".

В период наблюдений шахтный магистральный транспорт характеризовался следующими данными:

- I) среднесуточная добыча шахты по товарному сланцу $A_{ш.сут}$, т/сут

7190

2) среднесуточная добыча шахты по горной массе $A'_{ш.сут}$, т/сут	10890
3) среднечасовая добыча камерного блока по товарному сланцу $A_{бл.ч}$, т/ч	90
4) среднечасовая добыча камерного блока по горной массе $A'_{бл.ч}$, т/ч	140
5) режим работы магистрального транспорта	3-сменный, со скользящим графиком работы электропоездов
6) продолжительность смены системы магистрального транспорта $T_{см}$, ч	8
7) продолжительность смены электропоездов $t_{см}$, ч	7
8) количество очистных забоев (камерных блоков) $n_{бл}$	5
9) средневзвешенная длина откатки из очистных забоев $L_{о.з}$, км	5,2
10) количество подготовительных забоев $n_{п.з}$	6
11) средневзвешенная длина откатки из подготовительных забоев $L_{п.з}$, км	5,605
12) количество рабочих электропоездов в смену $z_{раб}$	II...I3
13) число электропоездов, находящихся в капитальном ремонте $z_{рем}$	I...2
14) число вагонеток ВГ-3,3 в составе	20

За период наблюдений были зафиксированы в системе основного локомотивного транспорта 383 отказов с суммарной продолжительностью 19900 мин, из них 186 простоев (48,6 %) с общей продолжительностью 10490 мин (52,7 %) были в магистральных выработках, по которым происходит одновременное обслуживание двух или более забоев. Причины и распределение отказов системы локомотивного транспорта представлены в табл. 1. Основные причины отказов и показатели аварийности электропоездов представляются в табл. 2, а показатели надежности 12 рабочих электропоездов за 45 суток наблюдений даны в табл. 3.

По результатам обработки диспетчерских графиков за наблюдаемый период коэффициент готовности системы ($k_{г.с}$)

Т а б л и ц а I

Распределение аварийных простоев локомотивного транспорта (основного)
в условиях сланцевой шахты "Ахтме"

Причины отказов поездов	Распределение аварий, %		Среднее число аварий на 1 раб.электровоз		Среднее вре- мя 1 аварий- ного ремон- та, ч	Средняя трудоем- ность 1 аварийного ремонта чел.-ч
	по числу	по времени ликвидации	за месяц	за сутки		
1. Аварии с электровозами	26,89	31,68	3,679	0,163	5,28	9,31
2. Аварии с вагонетками	18,02	11,48	2,464	0,110	0,55	1,10
3. Аварии, связанные с рель- совым путем	45,95	43,47	6,286	0,279	0,82	1,64
4. Аварии, связанные с кон- тактной сетью	1,57	1,51	0,214	0,010	0,83	1,66
5. Аварии, связанные с наруше- нием технологической дис- циплины машинистами электро- возов	4,70	9,10	0,643	0,029	4,59	0,19
6. Аварии, связанные со вспомо- гательным транспортным обо- рудованием	2,87	2,76	0,393	0,017	0,83	1,66
Итого	100	100	13,679	0,608		

Примечание: Время аварийного ремонта включает и длительность ликвидации аварии
в транспортной выработке.

Показатели аварийности рабочих электрозвозов в условиях шахты "Актме"

Причины отказов электрозвозов	Распреде- ление аварий по числу, %	Среднее число аварий		Среднее время аварий- ного ремонта, ч	Среднее время ремонта аварийных ремонтов за месяц, ч	Средняя трудоем- кость I аварийно- го ремон- та, чел.-ч	Средняя тру- доемкость при аварийных ре- монтах за месяц, чел.-ч
		за месяц	за сутки				
1. Аварии с электрической частью	65,05	2,393	0,106	4,44	10,62	8,29	19,84
в т.ч.							
а) с тяговым двигателем	35,92	1,321	0,059	6,98	9,22	13,95	18,44
б) с прочим электрооборудо- ванием	29,13	1,072	0,047	1,31	1,40	1,31	1,40
2. Аварии с механической частью	34,95	1,286	0,057	6,85	8,80	11,22	14,42
в т.ч.							
а) с редуктором	16,50	0,607	0,027	8,24	5,00	16,47	10,00
б) с компрессором	10,68	0,393	0,017	6,91	2,71	6,91	2,71
в) с прочим механическим оборудованием	7,77	0,286	0,013	3,81	1,09	5,98	1,71
Итого	100	3,679	0,163		19,42		34,26

Примечание: Время и трудоемкость аварийного ремонта включает также длительность и трудоемкость ликвидации аварии в транспортной выработке.

Т а б л и ц а 3

Параметры надежности электровозов за период наблюдений (II.02-II.04.85 г.

Номер электровоза	1	2	5	15	20	21	23	29	32	33	35	36
Показатели												
1. Общее время безотказной работы $\Sigma t_{p.i}$, мин	53635	54505	47566	49645	44100	48033	54600	50040	52080	53760	53450	54680
2. Общее время восстановления работоспособности $\Sigma t_{в.i}$, мин.	965	1355	4174	1595	6090	4977	1260	2490	2115	1595	1100	1010
3. Число отказов, n	3	5	13	5	16	12	4	8	4	4	5	6
4. Нарботка на отказ T_p , мин	17878	10901	3659	9929	2756	4003	13650	6255	13020	13440	10690	9113
5. Среднее время восстановления $T_{в'}$, мин	322	271	311	319	381	415	315	311	529	399	220	168
6. Коэффициент готовности, K_r	0,98	0,97	0,92	0,97	0,88	0,90	0,98	0,95	0,96	0,97	0,98	0,98
7. Срок от последнего капитального ремонта, лет	1,7	1,8	2,2	0,1	2,8	0,7	1,2	3,3	2,7	0,2	3,8	1,3

электровозного транспорта в условиях шахты "Ахтме", определенный по формуле (1), колеблется в пределах 0,77-0,91 при коэффициенте резерва электровозов по суткам 1,1-1,3. Следовательно, за расчетное значение коэффициента резерва для условий шахты "Ахтме" можно рекомендовать 1,3, дающее однако несколько завышенное значение количества рабочих электровозов по сравнению с рекомендациями, приведенными в [3].

С учетом данных табл. 3 по формуле (3) определен коэффициент готовности электровозов ($k_{г,э}$) в условиях шахты "Ахтме" в пределах 0,88-0,98, который в общем уменьшается с увеличением времени от последнего капитального ремонта.

В ы в о д ы

1. Коэффициент готовности системы локомотивного транспорта для сланцевых шахт с годовой добычей 1,5-2,5 млн. т товарного сланца находится в пределах 0,77-0,91.

2. Расчетный коэффициент резерва электровозов для сланцевых шахт средней мощности следует принимать исходя из выполненного анализа, равным 1,3.

3. Повышения коэффициента готовности системы локомотивного транспорта можно достичь:

- а) повышением эксплуатационной надежности самих электровозов;
- б) улучшением прокладки рельсовых путей, особенно при проведении выработок;
- в) предусмотрением дублирующих маршрутов за счет поддержания пройденных транспортных выработок;
- г) организацией кругового движения поездов на маршрутах;
- д) повышением технологической дисциплины машинистов электровозов.

4. Для повышения надежности электровозов на сланцевых шахтах можно наметить следующие мероприятия:

- а) скорейшее внедрение новых тяговых двигателей ДТН-45/27, у которых мощность длительного режима повышена;
- б) соблюдение нормального профиля рельсовых путей ($i = 3-5\%$) при проведении новых штреков;

в) соблюдение периодичности и объема работ при плановых осмотрах и ремонтах электровозов, которые установлены заводскими инструкциями и ПТЭ.

Л и т е р а т у р а

1. Пономаренко В.А. и др. Системы подземного транспорта на угольных шахтах. - М.: Недра, 1975. - С. 309.

2. Исследование путей совершенствования основного транспорта на сланцевых шахтах с электровозной откаткой / Отчет работы АМ-2020/2, ТПИ. - 1985. - С. 34.

3. Подземный транспорт шахт и рудников. Справочник / Под общей ред. Г.Я. Пейсаховича и И.П. Ремизова. - М.: Недра, 1985. - С. 565.

V. Lauringson

Analysis of the Reliability of Locomotive Transport on the Basis of Accidentprone Electric Locomotives at the Ahtme Mine

Abstract

The article presents the results of chronographic observations concerning the accidentprone locomotive transport. The reliability of single electric locomotives as well as of the whole transport system is assessed at the coefficient of readiness.

A number of measures to increase the reliability of locomotive transport are recommended. Methods to improve transport computation in oil shale mines are suggested.

Ahtme kaevanduse vedurtranspordi töökindluse
analüüs elektrivedurite avariilisuse põhjal

Kokkuvõte

Artiklis analüüsitakse vedurtranspordisüsteemi avariilisust põlevkivikaevanduses teostatud kronometraažvaatluste alusel. Analüüsi põhjal hinnatakse nii üksikute elektrivedurite kui ka terve vedurtranspordisüsteemi töökindlust valmidusteguri järgi. Teostatud uurimus soovitab mitmeid meetmeid vedurtranspordi töökindluse suurendamiseks, aga samuti võimaldab täpsustada transpordiarvutusi põlevkivikaevanduste tingimustes.

НЕКОТОРЫЕ ВОПРОСЫ СТАТИСТИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ
ПАРАМЕТРОВ ОСАДОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД ОРДОВИКА
ПРИБАЛТИЙСКОГО БАСЕЙНА ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ (ПБ)

Ниже обсуждается возможность использования имеющегося массива данных для выявления различия в механических свойствах отдельных массивов, шахтных полей по механическим параметрам свойств образцов из керна, используя ранжирование скважин. Так как выборка образцов производилась от представительных проб в разные годы и разными людьми, то при ранжировании скважин параметры их свойств могут оказаться не случайными, а неопределенными величинами. В таком случае для применения аппарата математической статистики требуются дополнительные сведения о статистической неоднородности.

Для анализа выбран II район Эстонского месторождения горючих сланцев (ЭМ)—площадь между Лообуской и Кундаской погребными долинами. Выбор района обосновывается тем, что в работе [1] имеются сопоставления разрезов кукрузеских отложений этого района как по широтному (рис. 3.2.3), так и по меридиональному профилю (рис. 3.2.1), а в [2] произведен некоторый анализ параметров II района. Рассматриваются параметры горных пород основной кровли промпачки ЭМ (Кукрузеского горизонта выше слоя H_I) тех скважин, параметры которых определены как на растяжение, так и на сжатие, не менее, чем по 3 образцам. Поскольку из керна скважины К-6 шахтного поля "Кабала" испытывалось в среднем в 5 раз больше образцов, чем из остальных, то ее параметры не учитывались при вычислении параметров II района.

Используемые параметры приведены в таблице. Доверительный интервал их вычислен для всех симметричным, хотя законы распределения параметров механических свойств различны [3].

Наибольшее отклонение от нормального закона наблюдается в распределении модуля упругости. Это является одной из причин более высокого значения коэффициента вариации модуля упругости, а также невысоких значений парных и многомерных связей не только между механическими, но и другими физико-техническими свойствами горных пород.

Данные таблицы позволяют дать некоторую оценку параметров. Так параметры механических свойств горных пород П района с вероятностью 0,99 выше, чем соответствующие параметры по ЭМ. Вероятность совпадения параметров скважины К-6 и П района по пределу прочности при растяжении составляет 0,96, при сжатии - 0,29, по модулю упругости - 0,69. По пределу прочности при сжатии значение параметра скважины К-6 с вероятностью 0,71 выше, но по значению модуля упругости с вероятностью 0,31 ниже, чем П района. Вышеприведенные оценки при данном количестве испытанных образцов и средних квадратичных отклонениях (используя табличные данные, можно их определить по формуле $S = k_{\text{вар}} \cdot \bar{X}/100$) делают ранжирование скважин малодостоверным.

В статье [2] отмечалось изменение литологического состава проб геологических горизонтов по глубине залегания. На вышеупомянутых разрезах [1] кроме этого виден ряд статистических неоднородностей: много поверхностей перерыва и наличие существенных и интенсивных изменений по меридиональному профилю. Так в северной части П района ЭМ отсутствует верхняя часть Кукрузеского горизонта и имеющиеся слои в 1,5 раза тоньше, чем в южной части месторождения.

На примере рассматриваемого интервала глубины (геологического горизонта) видно (рис. 1), что с увеличением числа испытанных образцов из одной скважины сужается разброс коэффициента вариации каждого определяемого параметра, т.е. повышается надежность определения изменчивости свойств горных пород в рассматриваемом интервале. Необходимо отметить, что коэффициенты вариации параметров скважины К-6 (испытывался практически весь керн) близки к среднему значению по П району, как и сами параметры.

На остальных рисунках показаны выявленные взаимосвязи между параметрами механических свойств, их коэффициентами вариации и глубиной залегания почвы промпласта на примере

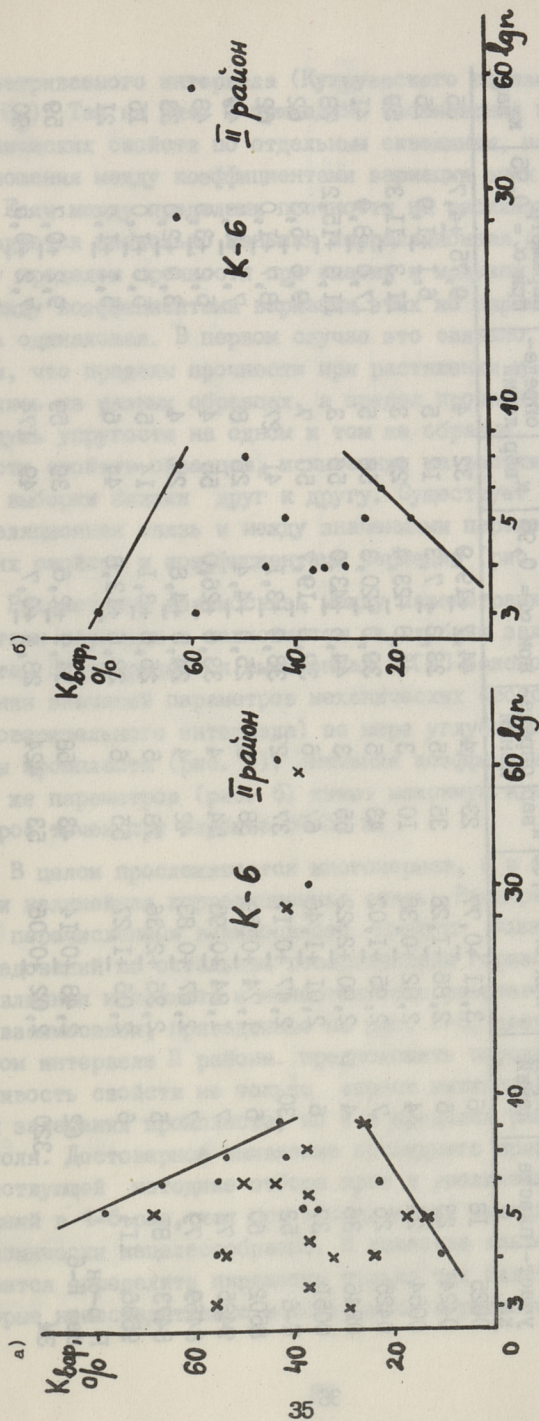


Рис. 1. Зависимость коэффициента вариации параметров $K_{вар}$ от количества испытанных образцов n :
 а) параметров прочности: o - предела прочности при растяжении, $+$ - предела прочности при сжатии,
 б) модуля упругости.

Т а б л и ц а

Параметры механических свойств горных пород Кукурузеского горизонта выше слоя Н₁ ЭМ

Номер скважины / или участ-ка	Глубина залегания поч-вы пром-пласта	Предел прочности, МПа			при сжатии			Модуль упругости (стати-ческий) ГПа		
		при растяжении		к вар	при сжатии		к вар	при сжатии		к вар
		кол-во опреде-лений	параметр при $\alpha = 0,95$		кол-во опреде-лений	параметр при $\alpha = 0,95$		кол-во опреде-лений	параметр при $\alpha = 0,95$	
0025	18	6	3,11 +0,77	23	4	44,7 +19,9	32	4	9,75 +4,7	35
0424	23	5	2,86 +1,28	35	5	33,3 + 7,3	17	5	6,1 +1,9	25
0054	24	4	2,82 +0,38	10	3	46,8 +23,4	29	3	11,3 +11,3	59
0425	25	7	2,95 +1,02	43	5	39,0 +20,3	58	5	17,0 +8,9	41
0246	36	4	2,90 +2,22	55	3	44,5 +43,0	56	3	11,3 +15,2	78
0051	37	6	2,01 +1,46	67	6	39,8 +19,7	50	7	9,6 +5,3	62
К-6	53	30	2,47 +0,17	37	27	38,9 +3,1	41	27	8,7 +1,0	62
8502	60	5	1,74 +0,59	38	8	25,0 +4,4	26	8	7,4 +3,1	49
9485	73	7	1,84 +0,95	54	4	33,9 +26,0	55	4	5,2 +3,5	48
8469	79	7	2,67 +0,83	42	4	24,5 +4,8	24	4	3,9 +2,0	33
8473	81	5	2,36 +2,36	78	5	25,6 +3,1	14	5	5,0 +1,0	15
9586	114	6	2,06 +1,27	55	6	28,6 +13,8	44	6	5,1 +1,2	21
П р-он без К-6 ЭМ		62 320	2,48 +0,14 2,02 +0,06	43 53	58 424	34,9 +2,6 28,4 +0,7	39 49	59 174	9,2 +0,7 7,2 +0,5	59 90

рассматриваемого интервала (Кукрузеского горизонта выше слоя H_I). Так на рис. 2 приведены соотношения параметров механических свойств по отдельным скважинам, на рис. 3 — соотношения между коэффициентами вариации этих же параметров. Если между пределами прочности на растяжение и сжатие наблюдается несколько меньшая корреляционная связь, чем между пределом прочности при сжатии и модулем упругости, то между коэффициентами вариации этих же параметров взаимосвязь одинаковая. В первом случае это связано, по-видимому, с тем, что пределы прочности при растяжении и сжатии определялись на разных образцах, а предел прочности при сжатии и модуль упругости на одном и том же образце, но по изменчивости свойств образцов, испытанных на растяжение и сжатие, выборки близки друг к другу. Существует определенная корреляционная связь и между значениями параметров механических свойств и коэффициентами вариации (рис. 4).

Рассмотрена взаимосвязь между параметрами и их коэффициентами вариации в зависимости от глубины залегания промпласта. Подтверждается выявленная в [3] закономерность понижения значений параметров механических свойств (без учета доверительного интервала) по мере углубления залегания почвы промпласта (рис. 5). Значения коэффициентов вариации этих же параметров (рис. 6) имеют максимум и наименьший разброс точек при глубине 30–50 м.

В целом прослеживается многомерная, а в последнем случае и нелинейная корреляционная связь. Расширение пределов выше перечисленных взаимосвязей требует более обширных исследований по остальным геологическим горизонтам, с учетом влияния неполноты и непостоянства разреза и т.п. В целом взаимосвязи, приведенные на рис. 2–6, дают основание в данном интервале II района предположить определенную изменчивость свойств не только вкост напластования и глубины залегания промпласта, но и в пределах района, шахтного поля. Достоверное выявление последнего привело бы при существующей методике отбора проб к увеличению объема испытаний в 4–6 раз, как при исследовании скважины К-6, что экономически нецелесообразно. В качестве альтернативы предлагается определить параметры только тех пластов и слоев, которые непосредственно используются в расчетах, что по-

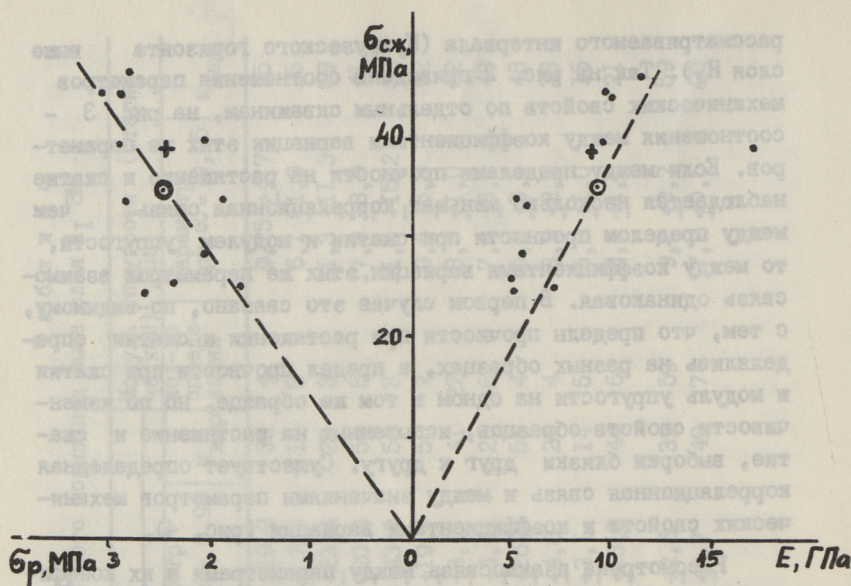


Рис. 2. Взаимосвязи между параметрами механических свойств горных пород Кукрузеского горизонта выше слоя H_1 11 района ЭМ; σ_p и σ_c - пределы прочности соответственно при растяжении и сжатии, E - модуль упругости. Параметры: + - скважины К-8, • - остальных скважин, $\odot$ - 11 района (среднее).

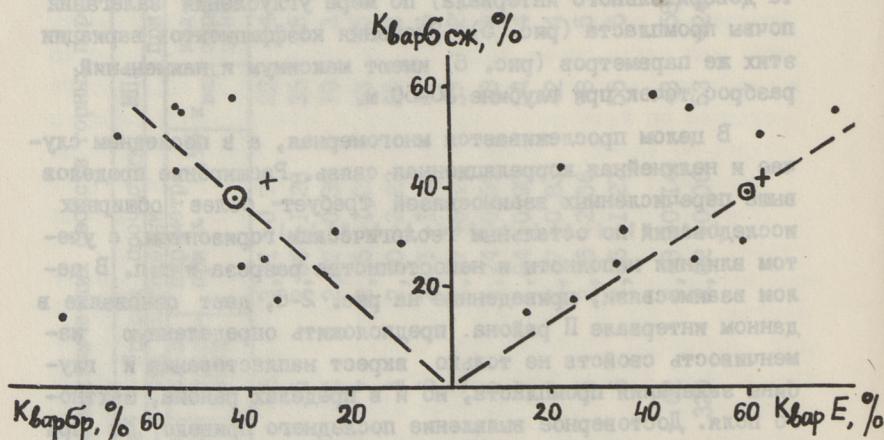


Рис. 3. Взаимосвязь между коэффициентами вариации $k_{\text{вар}}$ параметров механических свойств горных пород Кукрузеского горизонта выше слоя H_1 11 района ЭМ, $k_{\text{вар}\sigma_p}$ и $k_{\text{вар}\sigma_c}$ - коэффициенты вариации предела прочности соответственно при растяжении и сжатии, $k_{\text{вар}E}$ - то же модуля упругости. Коэффициенты вариации параметра: + - скважины К-8, • - остальных скважин, $\odot$ - 11 района (среднее).

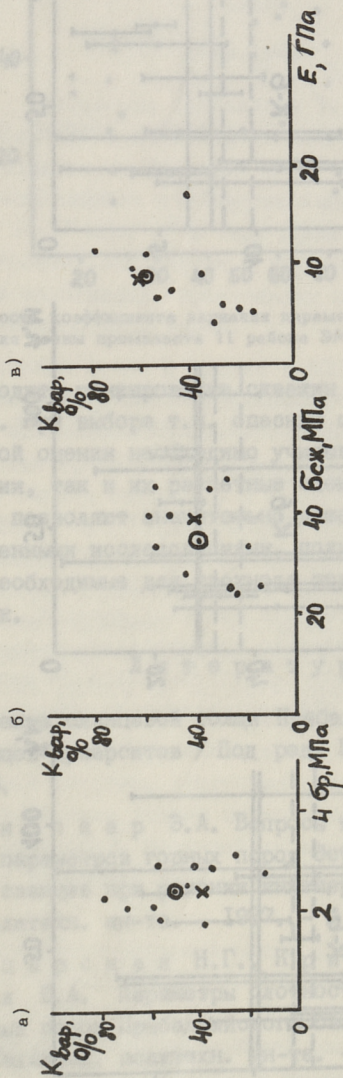


Рис. 4. Взаимосвязи между параметрами механических свойств горных пород Кукрузеского горизонта выше слоя H_1 11 района и соответствующими им коэффициентами вариации,
а) предела прочности при растяжении, б) предела прочности при сжатии, в) модуля упругости.
Параметры: + - скважины К-6, • - остальные скважины, σ - 11 района (среднее).

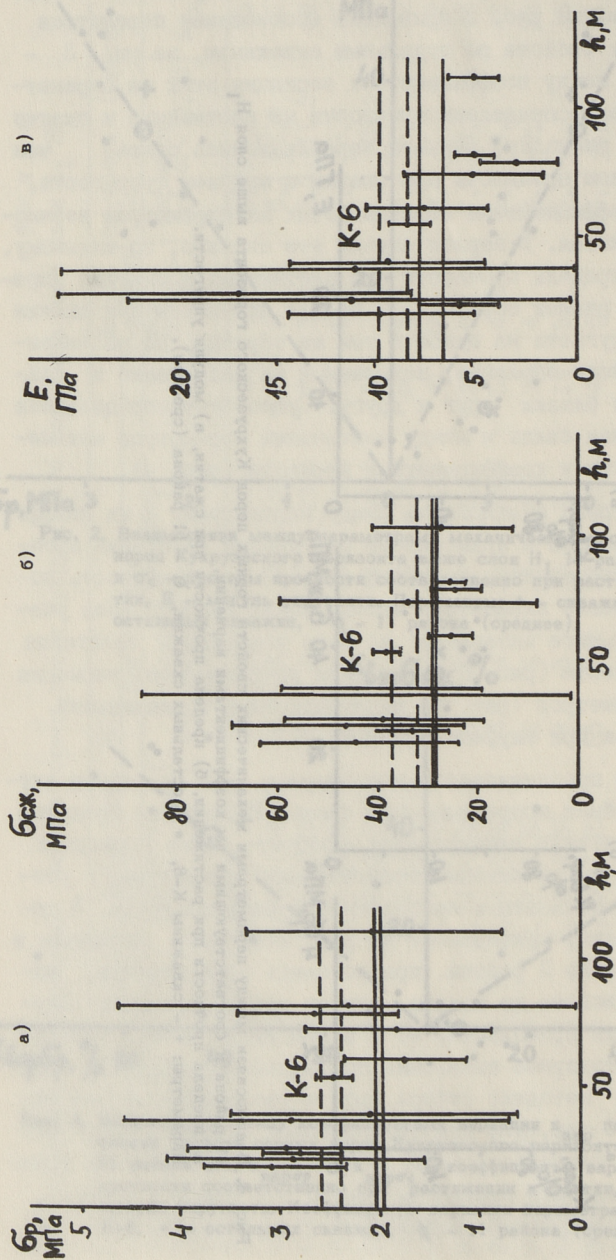


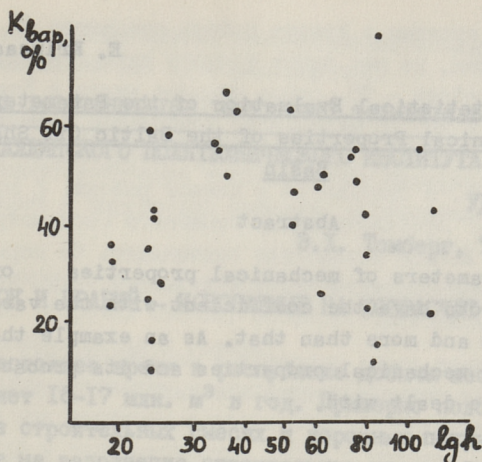
Рис. 5. Параметры механических свойств горных пород (при $\alpha = 0,95$) Кукрузеского горизонта выше слоя H_1 в зависимости от глубины залегания почвы промываема h :

а) предела прочности при растяжении, б) предела прочности при сжатии, в) модуля упругости,

$\bar{x}$ - среднее значение и доверительный интервал при $\alpha = 0,95$ скважины K-6,

$\bar{x}$ - то же остальных скважин.

Доверительные интервалы параметра при $\alpha = 0,95$: $\equiv$ 11 района ЭМ, $\equiv$ - Эстонского месторождения горячих сланцев (ЭМ).



E. Kripsaar

On the Statistical Evaluation of the Parameters
of Mechanical Properties of the Baltic Oil Shale
Basin

Abstract

The parameters of mechanical properties of the Ordovician rocks have the coefficient with the variation of 40 percent and more than that. As an example the relations between mechanical properties and its probable evaluation are dealt with.

E. Kripsaar

Balti põlevkivibasseini ordoviitsiumi sette kivimite
parameetrite statistilise hinnangu küsimusi

Kokkuvõte

Vaadeldakse kivimite mehaaniliste omaduste parameetrite statistilise hinnangu võimalusi, kui variatsioonitegur on vähemalt 40 %. Näidete varal käsitletakse nende parameetrite ja tõenäosushinnangute vahelisi seoseid. Puuraukude järjestamiseks puursüdamike mehaaniliste omaduste järgi soovitatakse täpsustada katsetuste kohta ja mahtu, lähtudes arvutuslike skeemide olemasolevatest ja perspektiivsetest tehnoloogiatest.

ПЕСОК И ГРАВИЙ – ИСКОПАЕМЫЕ НА ХОЗРАСЧЕТ

В настоящее время в республике добыча песка и гравия составляет 16–17 млн. м³ в год. Примерно половина используется в строительных смесях и дорожных покрытиях. Остальное идет на заполнение строительных площадей и на изготовление балластного слоя дорог.

Общие запасы песка и гравия в ЭССР к началу нынешней пятилетки составили 1173 миллионов м³ (в категориях А–С₂). В основном их качество в естественном виде не соответствует техническим требованиям, предъявляемым к строительным материалам. Запасы бетонного и силикатного песка составили 133 миллиона м³. Существенную часть исследованных запасов составляют малые месторождения, при геологической разведке которых качество вообще не определялось. Более половины запасов размещено на застроенных или охраняемых территориях. Например, в Раквереском районе выполнены геолого-разведочные работы по песочно-гравийным месторождениям на площади 5200 га. С точки зрения охраны природы и землепользования на 2512 га проведение горных работ не допустимо. С одной стороны, геологами при планировании разведочных работ не были учтены планы землепользования, а с другой стороны, часть площадей исследованных запасов застроена, там размещены зоны отдыха и подохранные территории.

Количество месторождений песка и гравия в Эстонии составляет 914, из них в эксплуатации находится 567, где размещено 718 карьеров с выделенными горными отводами. Больших карьеров с годовой добычей свыше 50 тыс. м³ имеется 68 и мелких с годовой добычей менее 10 тыс. м³ – 264. В 27 % из всех карьеров (193 карьера) горные работы не про-

водились. В среднем в каждом районе находится 48 карьеров песка и гравия, из них самое большое число карьеров в Кингисеппском районе - 90, самое меньшее число в Кохтла-Ярвеском районе - 20. По ведомствам наибольшее количество имели ДРСУ, подчиняемые Министерству автомобильного транспорта - 201, т.е. в среднем 14 в каждом районе. У колхозостроя 68 карьеров. Предшественники нынешнего Госкомстроя имели 33 карьера. Лесным хозяйствам подчинялись 68 карьеров, колхозам-совхозам принадлежало 307 карьеров, т.е. по карьере на каждое хозяйство.

В настоящее время происходит нерациональная добыча и использование песка и гравия при низком качестве природопользования.

Выемке подлежат только самые удобные с точки зрения производителя части месторождений. Часть запасов (особенно подводные) остается не отработанными. Почти каждое месторождение разбито на несколько мелких горных отходов. У каждого ведомства имеется несколько своих карьеров в каждом районе (республике). Из-за этих причин тянется разработка песчано-гравийных месторождений и необоснованно большие территории заняты под карьерами. Песок и гравий не используются целесообразно, качественный строительный материал часто используется как заполнитель строительных площадок и в других целях. Таким образом, в 1980-86 годы около 2 млн.м³ высококачественного строительного песка возили из Панньярвесского карьера Кохтла-Ярвесского района в новый Таллинский порт. Сейчас этот песок возят в Тапа для сооружения балластного слоя железной дороги.

Очень мало используются минеральные отходы промышленности. Так отходов обогащения горючего сланца накопилось уже свыше 60 млн.м³, флотационных "хвостов" обогащения фосфоритов - более 8 млн.м³, золы тепловых электростанций - 150 млн. т, мелкой фракции щебня - свыше 5 млн. м³. Под золой занято 3300 га земли, под породными отвалами - 460 га, под грудями камней на полях - 1500 га.

Мало занимаются и добычей подводных запасов, но их добыча позволила бы уменьшить привлечение новых территорий под карьеры, а также обогатить ландшафт новыми искусственными водоемами, годными для сооружения комплексов для от-

дыха и т.п. Но во многих геологических исследованиях подводные запасы вообще не определяются.

Практически не осуществляется улучшения качества ископаемого (грохочение, промывка и др.), чтобы уменьшить потери и нецелесообразное использование материала. Из-за этого возникает и перерасход цемента в строительных конструкциях.

При открытой разработке месторождений других полезных ископаемых (горючий сланец, фосфорит) уничтожаются существующие запасы песка и гравия.

К такому положению привело преобладание ведомственных интересов над местными и почти полное отсутствие контроля над добычей и использованием песка и гравия.

Карьеры эксплуатируются с малой интенсивностью, периодически. Сосредоточив в каждом районе добычу песка и гравия в централизованные межведомственные карьеры, можно на одну треть сократить количество действующих карьеров.

Под карьерами песка и гравия занято 4700 га земли, в основном это земля, нарушенная горными работами, которую необходимо рекультивировать и вернуть основному владельцу.

Недостаточной можно считать и информацию о запасах и возможностях использования песка и гравия.

Существующая политика цен и механизм распределения не способствуют целесообразному использованию песка и гравия, а также широкому применению промышленных отходов. Государственный комитет по снабжению распределяет строительный песок и гравий. На них установлены единые цены для строительной площадки, независимо от места нахождения карьера (расстояния перевозки).

Для песка(гравия)-заполнителя установлена единая цена 0,25 руб/м³ франко-карьер. В то же время на отходы обогащения сланца установлена цена 0,95 руб/м³ франко-железнодорожная станция Йыхви.

Проблему песка и гравия необходимо решать комплексно: геологические запасы, их пополнение, добыча, использование и разумная организация всего этого в единой системе с

другими природными строительными материалами и минеральными отходами, с одной стороны, и как частью социально-экономической системы региона (республики, района) в том числе приспособлением рекультивированных карьеров в общий ландшафт, с другой стороны.

Определяющим должен стать экономически-экологический подход: полная отработка месторождения, целенаправленное и рациональное использование песка и гравия, уменьшение площадей под карьеры и максимальное использование минеральных отходов. Система должна сама себя окупать как со стороны разработчика, так и потребителя. Доходы должны покрывать расходы. Цена должна быть тем экономическим рычагом, который направляет разработчика к комплексному освоению месторождения и безотходному использованию недр, отработке подводных запасов, применению способов улучшения качества ископаемого, а потребителя - к использованию отходов промышленности и т.д.

Для упорядочения разработки песчано-гравийных месторождений республики начата с участием сотрудников кафедры горного дела ПИИ разработка единой территориальной схемы развития добычи и использования песка и гравия с целью определения оптимального территориального размещения карьеров, очередности отработки запасов и разработки технологии с наименьшим отрицательным влиянием на окружающую среду. Выполнение этого потребует проведения многосторонних научных исследований.

Главной целью научных исследований является разработка математической модели прогнозирования оптимального развития добычи и потребления гравия и песка, чтобы экономичной и природоохранной отработкой, рациональным использованием и разумно организованной работой обеспечить развитие народного хозяйства республики.

Для достижения указанной цели необходимо решение следующих задач:

- составление на ЭВМ единого центрального банка горно-геологических данных полезных ископаемых республики;

- классифицирование песчано-гравийных месторождений по технологическим признакам и разработка математической модели стоимостных параметров добычи;

- разработка математической модели стоимости транспорта ископаемого;
- разработка математической модели улучшения и стоимостных параметров качества ископаемого;
- экономическое обоснование кондиции гравия и песка;
- исследование возможности использования альтернативных минеральных отходов;
- разработка научно обоснованных цен на ископаемые и минеральные отходы;
- формирование системы платы за использование ресурсов и за компенсацию ущерба от нарушений окружающей среды;
- составление единой республиканской территориальной схемы и разработки математической модели прогноза оптимального развития добычи и использования песка и гравия;
- оснащение районов вычислительной техникой и включение их в единую территориальную схему.

Внедрением территориальной схемы обеспечивается экономная и природоохранная отработка и использование песчано-гравийных запасов республики, объединяя отраслевые интересы с интересами народного хозяйства.

Е. Tomberg, Т. Tomberg

Sand and Gravel - the Mineral Wealth
to Self-management

Abstract

The article discusses some aspects of excavating and utilizing sand and gravel in the Estonian SSR. Some organizational and economic recommendations to improve the present situation are given.

E. Tomberg, T. Tomberg

Kruusliiv - maavara ise majandama

Kokkuvõte

Artiklis käsitletakse Eesti NSV-s kruusliivade kaevandamise ja tarbimisega seotud küsimusi. Antakse organisatsioonilisi ja majanduslikke soovitusi praeguse olukorra parandamiseks.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РЕЖИМА БУРЕНИЯ ЭСТОНСКИХ ДОЛОМИТОВ

При вращательном бурении режущим инструментом определенный интерес представляет скорость бурения в зависимости от угловой скорости вращения бурового инструмента. Эта зависимость изучалась многими исследователями, но результаты весьма противоречивы. Большинство исследователей-аналитиков склонны к тому, что скорость бурения пропорциональна числу оборотов бурового инструмента и некоторые отклонения от линейной зависимости при больших оборотах бурового инструмента обусловлены недостаточной чисткой режущих кромок бурового инструмента. В то же время все экспериментаторы почти единогласно утверждают, что толщина стружки при увеличении числа оборотов бурового инструмента падает и иногда при некоторой критической угловой скорости вращения бурового инструмента скорость бурения является максимальной.

Проведенные автором настоящей статьи аналитические исследования [1], основанные на релаксационных моделях породы, показали, что зависимость скорости бурения от угловой скорости вращения бурового инструмента должна иметь максимум. Это положение подтвердилось при экспериментальном бурении скважин диаметром 120 мм (известняки $f = 5-8$) станком СББ-2 в карьерах Эстонии.

С целью более точного исследования проблемы были проведены исследования в лабораторных условиях.

Экспериментальное бурение проводили на стенде, оборудованном на базе сверлильного станка 2Н135. Мощность привода станка 4,5 кВт. Максимальное допустимое осевое усилие 20 кН. Станок 2Н135 имеет 12 скоростей вращения шпинделя — от 31,5 до 1400 об/мин. Эти технические показатели станка обеспечивают достаточно широкий диапазон параметров режима бурения при бурении шпуров диаметром 42 мм в породах средней крепости.

При бурении выбирали осевое усилие 2,3 кН, что обеспечивает объемное разрушение породы в данных условиях. В качестве породы при экспериментах использовался малозернистый однородный доломит прочностью $8 \cdot 10^7$ Н/м². Все использованные блоки доломита (весом примерно 500 Н) были вырезаны из одной прослойки пласта. Чтобы избежать разброса результатов, провели предварительное бурение и для основного эксперимента, выбирали только такие блоки, где скорость бурения при контрольном режиме не превышала 5 %.

При каждом эксперименте определяли время бурения на 50-миллиметровом участке шпура электрическим секундомером. В ходе эксперимента измеряли потребляемую мощность ваттметром Н348. Включение и выключение ваттметра производилось синхронно секундомеру.

Промывка шпура совершалась водой. Вода подавалась по 5-миллиметровому каналу через буровую коронку. Крепление штанги в шпиндель станка конусное.

Для установления зависимости между скоростью бурения и угловой скоростью вращения бурового инструмента проводили экспериментальное бурение на 7 угловых скоростях вращения шпинделя: 90, 180, 355, 500, 710, 1000, 1400 об/мин. При каждом режиме проводили 8 повторных измерений. При одном режиме бурили подряд две скважины. После этого переходили на новый режим. После проведения одной серии меняли блок породы и продолжали аналогично. Такое проведение эксперимента избегает влияния некоторых посторонних факторов (износа буровой коронки, разницы в прочности отдельных блоков) на результаты эксперимента.

Вычислениями определили толщину снимаемой стружки — мм/об, скорость бурения — мм/с и удельный расход энергии кДж/м. При определении энергии была вычислена энергия холостого хода станка. Окончательные результаты эксперимента приведены на рис. 1.

Анализ результатов эксперимента показал, что скорость бурения возрастает с увеличением числа оборотов шпинделя. Но интенсивность повышения скорости уменьшается. Где-то в районе скорости вращения шпинделя 1000 об/мин скорость бурения начинает снова повышаться. Это явление можно объяснить, если предположить, что разрушение происходит одновременно по двум причинам.

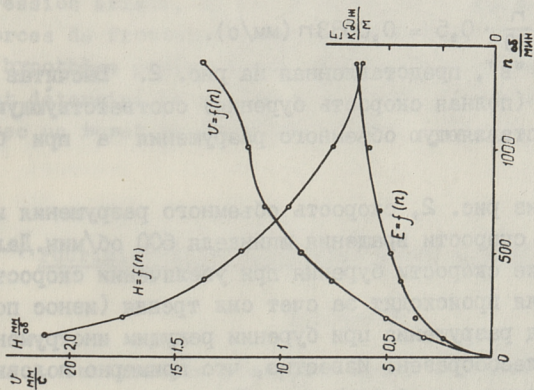


Рис. 1. Зависимость скорости бурения, толщины снимаемой стружки и удельной энергоёмкости от угловой скорости вращения бурового инструмента.

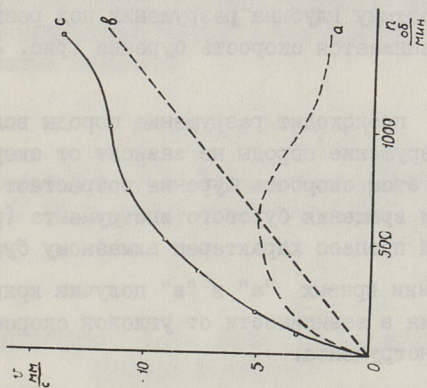


Рис. 2. Зависимость скорости бурения от угловой скорости вращения бурового инструмента.

Во-первых разрушение происходит вследствие осевого усилия. Интенсивность этого разрушения зависит от времени контакта бурового инструмента с породой. При быстром вращении бурового инструмента трещины в породе не могут полностью развиваться. Поэтому глубина разрушения под резцом уменьшается, а также снижается скорость бурения (рис. 2, кривая "а").

Во-вторых происходит разрушение породы вследствие сил трения. Это разрушение породы не зависит от скорости движения резца. При этом скорость бурения возрастает пропорционально скорости вращения бурового инструмента (рис. 2, кривая "в"). Такой процесс характерен алмазному бурению.

При сложении кривых "а" и "в" получим кривую "с" — скорость бурения в зависимости от угловой скорости вращения бурового инструмента.

Анализ результатов экспериментов, представленных на рис. 1, показывает, что толщина снимаемой стружки при $n \rightarrow \infty$ равна приблизительно 0,5 мм. Это должна быть толщина породы, снимаемая силами трения (износ породы).

Таким образом, скорость бурения при износе

$$v' = \frac{n}{60} \cdot 0,5 = 0,0083n \text{ (мм/с)}.$$

Это зависимость "в", представленная на рис. 2. Вычитав от зависимости "с" (полная скорость бурения) соответствующую "в", получим составляющую объемного разрушения "а" при бурении.

Как видно из рис. 2, скорость объемного разрушения имеет максимум при скорости вращения шпинделя 600 об/мин. Дальнейшее увеличение скорости бурения при увеличении скорости вращения шпинделя происходит за счет сил трения (износ породы). Такой вид разрушения при бурении режущим инструментом крайне нецелесообразен. Известно, что примерно половина работы сил трения преобразуется в буровом инструменте, вызывая быстрое затупление инструмента и поломку пластинок твердого сплава за счет температурных напряжений. Известно, что на промышленных установках расход бурового инструмента пропорционален квадрату угловой скорости вращения бурового инструмента.

Так как максимум скорости бурения при объемном разрушении находится на довольно пологом участке кривой (рис.2, кривая "а"), можно принимать оптимальной скорость вращения шпинделя 500–700 об/мин. Верхний предел 700 об/мин можно принимать тогда, когда буровая мелочь удаляется водой. В этом случае охлаждение бурового инструмента более интенсивное, чем сжатым воздухом.

Л и т е р а т у р а

И. Л ю т р е Э.А. Определение скорости вращательного бурения // Сб. Бурение шпуров и скважин – Илим. Фрунзе, 1968.

E. Lüütre

Détermination du régime de forage de la dolomie d'Estonie

Résumé

Par ce traité est posée l'hypothèse nouvelle, selon laquelle la destruction de la roche se fait lors du forage rotatif en deux modes: 1) par l'écrasement spatial sous pression axiale, 2) par l'usure de la surface sous les forces de frottement. Les essais effectués affirment l'hypothèse posée. Comme résultat des épreuves exécutées fut déterminé le régime optimal de forage de la dolomie avec un foret de diamètre 42 mm.

E. Lüütre

Puurimisrežiimi määramine eesti dolomiitidel

Kokkuvõte

Uurimistöös püstitati uudne hüpotees, mille kohaselt kivimi purunemine lõikepuurimisel toimub kahel kujul: 1) ruumilise purunemisena telgsurve mõjul, 2) pinna kulumisena hõõrdejõudude mõjul. Tehtud katsed kinnitasid nimetatud hüpoteesi. Uurimistöö tulemusena määrati kindlaks optimaalne režiim dolomiidi puurimiseks puurinstrumendiga, mille diameeter on 42 mm.

А.П. Адамсон, А.Р. Дусман, Н.А. Варрки

ОБ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ЭВМ В КУРСЕ СПЕЦИДИСЦИПЛИН
ГОРНОГО ПРОФИЛЯ

Как указано в Основных направлениях перестройки высшего и среднего специального образования, необходимо активнее использовать в учебном процессе достижения науки и техники и особенно методы математического моделирования с применением ЭВМ.

В настоящее время уровень состояния научных исследований, связанных с изучением строения, а также методов и средств разрушения горных пород Прибалтийского сланцевого бассейна и добычи полезных ископаемых, накопление экспериментальных данных, их теоретическое обобщение и анализ позволили получить алгоритмически формализованные результаты, положенные в основу разноплановых математических моделей. Как правило, они оформляются в виде расчетных формул, методик, отраслевых стандартов, таблиц, которые позволяют осуществлять многократный перебор вариантов с целью выбора рациональных и оптимальных параметров.

Изучение и использование этих научных разработок, при условии их корректной реализации на ЭВМ, позволяет поднять информативность и эффективность учебного процесса, особенно при организации самостоятельной работы студентов, изучающих специдисциплины горного профиля, в том числе при выполнении ими курсовых и дипломных проектов и работ.

Целесообразность применения ЭВМ в учебном процессе во многом определяется комплексом взаимосвязанных факторов, основными среди которых являются:

— сбалансированность лекционного курса и объема самостоятельной работы студентов;

- полнота и представительность разработанных моделей, используемых в учебном процессе;
- качество программного обеспечения, реализующего разнотипные модели;
- технические возможности компьютеров, используемых для организации диалогового режима в учебном процессе.

Соблюдение взвешенного соотношения теоретической и практической части спецдисциплин очень важно при включении ЭВМ в учебный процесс. При этом крайне нежелательным является возникновение ситуации, в которой студент, работающий в диалоговом режиме на компьютере при выполнении курсовых или дипломных проектов имеет смутное представление о сути используемой модели, о расчетных формулах и зависимостях, заложенных в модель.

Такой режим работы с моделью, как с "черным ящиком", который очень часто декларируется как снятие со студентов лишней рутинной расчетной работы, экономия его времени, может привести к тому, что студент овладеет простейшими навыками работы на клавиатуре дисплея компьютера, однако основная цель — совершенствование и углубление с помощью ЭВМ профессиональных знаний — достигнута не будет. При этом существует реальное опасение, что отсутствие или слабость теоретического базиса при использовании студентом той или иной модели, поставленной на ЭВМ, приведет его к неуверенности при оценке достоверности результатов просчетов на ЭВМ.

Успешное применение разработанных математических моделей как в научных, так и в учебных целях, определяется соблюдением следующих требований:

- наличием предварительного и достоверного экспериментального материала;
- выбором методов математической обработки опытных данных, отвечающих физическому характеру экспериментальных зависимостей;
- соответствием поставленных целей и задач, решаемых в ходе просчетов на ЭВМ, принятой математической концепции моделей;
- грамотностью и научной обоснованностью выводов и рекомендаций, сделанных в результате моделирования.

С учетом отмеченного можно констатировать, что усилиями научных работников ИГД им. А.А. Скочинского, в первую очередь его Эстонского филиала, а также в ходе выполнения НИР преподавателями и сотрудниками ТПИ были получены результаты, которые позволили разработать ряд математических моделей, реализованных на ЭВМ, адекватно отражающих горно-геологическое строение комплексов пород пласта горючего сланца, позволяющих решать различные горно-технические задачи, возникающие при разработке технологий и конструировании и выборе механических средств добычи полезных ископаемых в шахтах Прибалтийского сланцевого бассейна и в то же время соответствующих требованиям учебной программы специализации горного профиля.

Вопросам разработки математической модели построения геометрического поля при изучении изменчивости геологического строения промпласта горючего сланца посвящена работа [1]. Автором предложено и научно обосновано использование для этих целей статистической модели, а также обращено особое внимание на выработку критериев, обеспечивающих стационарность и надежность математического описания на этапе подготовки исходных данных к последующей математической обработке.

Значительный комплекс экономико-технологических вопросов может быть решен на разработанных авторами в [2, 3] экономико-математических моделях. Взятые за основу методы экономико-математического моделирования, основанные на математическом аппарате линейного и нелинейного программирования позволили разработать и реализовать на ЭВМ с использованием современных методов регрессионного, факторного анализа и пакетов прикладных программ модели, описывающие строение, залегание и качество пород пласта горючего сланца в различных местах Прибалтийского бассейна, различных технологий очистных работ, а также обеспечивающие получение укрупненных и детальных экономических характеристик, необходимых для оценки современного состояния и перспектив развития сланцедобывающих предприятий. Апробация разработанных моделей позволила авторам ставить на ЭВМ и решать задачи, связанные не только с установлением рациональных технико-экономических параметров сланцевых шахт и разрезов, но и получить оценки

и сделать научно обоснованные рекомендации по оптимальному развитию добычи горючих сланцев.

Кроме выше отмеченных моделей, позволяющих определять на ЭВМ характеристики строения пород пласта горючего сланца и укрупненные технологические и экономические показатели сланцедобывающих предприятий, в ходе научных исследований был выполнен цикл разработок математических моделей, обеспечивающих получение детальных параметров технологий и нагрузок в элементах очистного оборудования.

Так в работе [4] дано формализованное описание технологии комбайновой выемки горючих сланцев. Получение устойчивых формул позволило автору составить расчетные алгоритмы и программы для ЭВМ, на основе которых появилась возможность путем перебора определять основные технико-экономические оценки комбайновой технологии и последующим анализом результатов расчетов определять рациональные параметры различных технологических вариантов комбайновой добычи.

Вопросам моделирования нагрузок на режущем инструменте и исполнительном органе очистного комбайна посвящены работы [5, 6]. Применение авторами статистических методов математической обработки данных шахтных экспериментов и стендовых испытаний позволило установить ряд закономерностей, на основе которых реализовать на ЭВМ комплексную модель формирования нагрузок как на одиночном режущем инструменте, так и на шнековом исполнительном органе, оснащенном резцами различных типов. Использование составленной модели оказалось весьма эффективным при решении таких научных исследований и проектных разработок, как установление рационального типа и формы режущего инструмента, наиболее приемлемого для сланцевых очистных комбайнов, а также для определения оптимальной, с позиции динамического уравнивания, схемы набора резцами шнековых исполнительных органов для различных технологических вариантов комбайновой выемки сланца.

Установление динамической нагруженности элементов (режущего инструмента, исполнительного органа и привода) сланцевых очистных комбайнов обеспечивается статистическими моделями, описанными в [7, 8]. Используемый при моделирова-

нии математический аппарат теории вероятностей, корреляционного и регрессионного анализов, а также результаты проверки адекватности разработанных моделей данным широкомаштабных шахтных экспериментов позволили выявить ряд закономерностей формирования нагрузок в элементах очистного оборудования при разрушении пласта сложного строения, а также сделать ряд рекомендаций по снижению уровня динамических нагрузок в элементах очистных комбайнов, повышению и надежности и долговечности его работы.

Сделанный краткий анализ выполненных разработок разноплановых математических моделей, оценка уровня решаемых на них задач, позволяет сделать вывод о том, что все рассмотренные модели обеспечивают выполнение выше отмеченных требований, предъявляемых к автономным математическим моделям, реализованных на ЭВМ. Часть из этих моделей в достаточной степени унифицирована, построена по модульному принципу и может быть использована в учебном процессе при самостоятельной работе студентов. Однако с учетом выше изложенных требований, часть из выше описанных моделей требует корректной переделки и пересмотра.

Применение этих моделей в учебном процессе, особенно в самостоятельной работе студентов, имеет смысл только в случае, если они будут реализованы на компьютерах, обеспечивающих интерактивный (диалоговый) режим.

Технические возможности современных средств вычислительной техники, в первую очередь персональных (профессиональных) компьютеров таковы, что они позволяют разработать программные средства как проблемные, реализующие расчетные алгоритмы соответствующих моделей, так и системные, предназначенные для поддержки не только диалогового режима, но и организации наиболее рационального режима обращения к разноплановым моделям (горных машин, технологических, экономических и т.д.), в случае, если в соответствии с требованием программы учебного курса требуется одновременное их использование при выполнении курсовых или дипломных проектов.

Основополагающим принципом, обеспечивающим эффективную системную организацию разноплановых математических моделей на ЭВМ, является модульный подход к составлению проблемных программ.

При системной организации на ЭВМ разноплановых математических моделей весьма эффективным является использование проблемно ориентированных пакетов программ, основным назначением которых является не только поддержка совместной работы различных по структуре проблемных программ, но и обращения пользователей, как профессионалов (исследователей, инженеров), так и студентов, к разнообразным базам данных (горно-геологических, технологических, конструктивных, экономических), словарям понятий, справочникам, находящимся в памяти компьютеров и их использования по запросам в ходе прямого диалога с компьютером.

Среди имеющихся пакетов программ данного назначения особый интерес представляют разработки Института кибернетики АН ЭССР "ПРИЗ", "МИС" и "МИКРОПРИЗ" [9].

В работе [10] установлена практическая возможность применения идеологии этих пакетов при системной организации решения горно-технических задач в диалоговом режиме на ЭВМ универсального назначения и персональных компьютерах.

В работе [6] подробно изложен модульный принцип организации проблемных программ на примере составления модели механического разрушения горных пород "сланцевый забой - очистной комбайн". Совокупность проблемных программ отражает:

- строение комплексов пород пласта горючего сланца для различных горно-геологических условий шахт п/о "Эстон-сланец" и "Ленинградсланец";

- случайные распределения твердых включений и породных прослоев, обрабатываемого конкретным технологическим вариантом комплекса пород пласта горючего сланца;

- формирование нагрузок на разнотипном режущем инструменте и шнековых исполнительных органах очистного комбайна;

- выбор оптимальных, с позиции динамического уравнивания, схем набора шнеков методом "ЛП" поиска;

- статистическую обработку результатов моделирования.

Каждый из программных модулей реализует соответствующий расчетный алгоритм.

Как известно, содержание и направленность таких специализированных дисциплин горного профиля, как геология, горные машины, технология горного производства, требует при выполнении курсовых проектов, и тем более в дипломном проектировании, не только расчетных методов, но и достаточно представительной и трудоемкой графики. Поэтому при анализе технических характеристик современных отечественных персональных компьютеров с целью оценки возможности их применения в учебном процессе, необходим учет как развитости программного обеспечения, так и наличия технической поддержки компьютерной графики в диалоговом режиме.

С учетом этого обстоятельства можно рекомендовать использовать в учебном процессе следующие типы персональных компьютеров, работающих не только в индивидуальном режиме, но и в составе локальной сети, дающей возможность организации учебных вычислительных классов:

- диалоговые вычислительные комплексы ДВК (начиная с ДВК-4);

- Электроника 85;

- ЕС 1841 (однотипно Искра 1030, Нейрон).

Дальнейшее развитие работ этого направления потребует не только совершенствования расчетных алгоритмов, программных и технических средств, но и накопления соответствующих научно-методических разработок, облегчающих самостоятельную работу студентов при их общении с современными компьютерами.

Л и т е р а т у р а

1. Методы и критерии промышленной оценки минерально-сырьевой базы сланцедобывающих предприятий / Под ред. И.П. Иванова и А.С. Левина. - Л.: Недра, 1984.

2. Рейнсалу Э.Я., Кальювее Э.Г., Фрайман Я.Б. Экономико-математические модели прогнозирования развития добычи горючих сланцев. - М.: Наука, 1983.

3. Рейнсалу Э.Я. Оптимальное развитие добычи горючего сланца. - Таллин: Валгус, 1984.

4. Адамсон А.П. Исследование и обоснование параметров очистных комбайнов для сланцевых шахт / Дис. канд. техн. наук. - М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1975. - 150 с.

5. Позин Е.З., Адамсон А.П., Андреев В.А. Разрушение сланцев инструментами выемочных машин. - М.: Наука, 1984.

6. Дусман А.Р. Исследование нагруженности шнековых исполнительных органов сланцевых очистных комбайнов методом моделирования на ЭВМ // Тр. Таллинск. политехн. ин-та. - 1984. - № 567. - С. 67-76.

7. Дусман А.Р. Исследование динамической нагруженности и определение рациональных параметров привода очистного комбайна для добычи сланца в условиях Прибалтийского бассейна / Дис. канд. техн. наук. - М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1978. - 176 с.

8. Дусман А.Р., Андреев В.А., Варрки и Н.А. Оптимизация расстановки резцов шнековых исполнительных органов очистных комбайнов на ЭВМ // Информационная серия "Горючие сланцы". - 1981. - № 1. С - 14-19.

9. Кахро М.И., Калья А.П., Тыугу Э.Х. Инструментальная система программирования ЕС ЭВМ (ПРИЗ). - М.: Финансы и статистика, 1984.

10. Дусман А.Р., Варрки и Н.А. Методические основы системной реализации на ЭВМ математических моделей горных машин в АСНИ горнотехнических задач // Тр. Таллинск. политехн. ин-та. - 1987. - № 635. - С. 60-71.

A. Adamson, A. Dusman, N. Varkki

The Application of a Computer in the Training
of Mining Engineers

Abstract

The purpose of this article is to give an account of the requirements and the main principles of using modern computers while carrying out research work and diploma projects corresponding to the curriculum.

Raalide kasutamine mäeeriala õpetamisel

Kokkuvõte

Artiklis analüüsitakse raalide kasutamist mäealastes teadusuuringutes ja tulemuste juurutamisvõimalusi õppeprotsessis. On formuleeritud ja ära toodud mäeeriala kursuse- ja diplomiprojekteerimise põhiprintsiibid kaasaegsete raalide kasutamisega dialoogrežiimil.

С о д е р ж а н и е

1.	Пязок Р.А. Совершенствование ценообразования на попутно добываемое минеральное сырье и отходы горных предприятий.....	3
2.	Адамсон А.П., Хинтс Х.Э., Томберг Т.Э. О способе управления горным давлением с закладкой при разработке фосфоритов Раквереского месторождения.....	10
3.	Севостьянова А.И., Ряни А.Э. О закладочных материалах будущих фосфоритовых рудников Эстонских месторождений.....	18
4.	Лаурингсон В.Х. Анализ надежности локомотивного транспорта шахты "Ахтме" с учетом фактора аварийности электровозов.....	24
✓5.	Крипсаар Э.А. Некоторые вопросы статистической оценки параметров осадочных горных пород ордовика Прибалтийского бассейна горючих сланцев (ПБ).....	33
6.	Томберг Э.Х., Томберг Т.Э. Песок и гравий - ископаемые на хозрасчет.....	43
7.	Лютре Э.А. Определение режима бурения эстонских доломитов.....	49
8.	Адамсон А.П., Дусман А.Р., Варкии Н.А. Об использовании ЭВМ в курсе спецдисциплин горного профиля.....	54



Цена 70 коп.

EESTI AKADEEMILINE RAAMATUKOGU



1 0200 00082416 3