ISSN 0868-4081 0868-4189

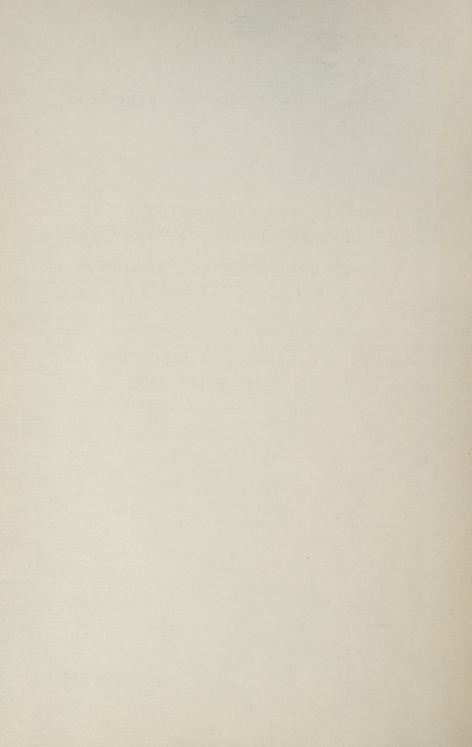
TALLINNA TEHNIKAÜLIKOOLI

TOIMETISED

ТРУДЫ ТАЛЛИННСКОГО ТЕХНИЧЕСКОГО УНИВЕРСИТЕТА

TRANSACTIONS OF TALLINN TECHNICAL UNIVERSITY

ПРОБЛЕМЫ РАЗРАБОТКИ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ ЭСТОНИИ



TALLINNA TEHNIKAÜLIKOOLI TOIMETISED

TRANSACTIONS OF TALLINN TECHNICAL UNIVERSITY

ТРУДЫ ТАЛЛИННСКОГО ТЕХНИЧЕСКОГО УНИВЕРСИТЕТА

УДК 622

ПРОБЛЕМЫ РАЗРАБОТКИ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ ЭСТОНИИ

Горное дело ХУ11

Mental Angelia Control of the Contro

ТАЛЛИННСКИЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ Труды ТТУ № 718

ПРОБЛЕМЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ЭСТОНИИ Горное дело ХУІІ

На русском языке
Отв. редактор К. Оясте
Техн. редактор В. Ранник
Сборник утвержден коллегией Трудов ТТУ 14.12.1990
Подписако к печати 08.01.1991
Формат 60х90/16
Печ. л. 5,25 + 0,25 приложение
Уч.-изд. л. 4,4
Тираж 300
Зак. № 23
Цена 2 руб. 40 коп.
Таллинский технический университет,
200108 Таллинн, Эхитаяте теэ, 5
Ротапринт ТТУ, 200006 Таллинн,
ул. Коскла, 2/9

С Таллиннский технический университет, 1990

TALLINNA TEHNIKAÜLIKOOLI TOIMETISED

ТРУДЫ ТАЛЛИННСКОГО ТЕХНИЧЕСКОГО УНИВЕРСИТЕТА

УДК 622.273.21.003.13:622.337.2

Г.Ф. Юркевич, А.П. Адамсон, В.И. Гайчук, В.Э. Палдра

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ

Промышленный пласт высококачественного горочего сланца в Эстонии залегает практически горизонтально ($\omega_{\Pi} \lesssim 0.5^{\circ}$), имеет сложное строение и выдержанную мощность в размере 2,5...2,8 м. Он содержит несколько прослоев карбонатных пород с коэффициентом их выхода 0,29...0,38, которые могут быть использованы для различных промышленных целей, а добываемое минеральное сырье следует рассматривать как комплексное. К числу характерных особенностей региона можно отнести наличие большого количества озер и нескольких водоносных горизонтов в надпластовом массиве горных пород. Известно, что крупные влагоносные районы должны находиться под особой защитой, поэтому к выбору технологии подземной разработки месторождений полезных ископаемых и ведению горных работ необходимо подходить крайне осторожно при обязательном соблюдении природоохранных мер.

При подземной добыче горючих сланцев основным вариантом является камерно-столбовая система разработки, позволяющая извлекать запасы полезного ископаемого в блоке на 70...78%. Оставляемые целики из полезного ископаемого рассчитаны на обеспечение сохранности поверхности, главным образом, на период ведения горных работ в блоке. На действующих шахтах глубина залегания пласта 15...65 м.

В структуру производственного объединения входят 4 разреза и 6 шахт с годовой добычей товарного сланца на подземных горных работах I2...I3 млн.т или около 55 % от общей добычи. Промышленными запасами сланца шахты ПО "Эстонсланец" обеспечены на 55...60 лет.

Краткий анализ технологий подземной разработки горючих сланцев

В настоящее время при подземной разработке месторождений полезных ископаемых обостряется проблема применения традиционных технологий, вследствие отсутствия надежных мер защиты природной среды и выполнения новых требований по ресурсосбережению. В связи с этим должны быть изменены принципы (критерии) выбора и экономического обоснования системы разработки. В новых условиях хозяйствования при залегании пласта полезного ископаемого на малой глубине, сильном влиянии горных работ на природную среду в районах с интенсивным и развитым земледелием такими основными критериями могут быть:

- сохранение поверхности при исключении возможности внезапного ее обрушения, расслоения налегающих пород и нарушения водоносных горизонтов;
- максимальное извлечение полезного ископаемого при добыче вследствие того, что горючие сланцы в республике имеются в ограниченном количестве и являются ценным невозобновляемым минеральным сырьем;
- комплексное использование минерального сырья с ориентацией на мало- или безотходные технологии;
- максимальная экономическая прибыль в расчете на конечный продукт, а не на I т добытой горной массы при выполнении природоохранных требований.

В этом случае годовой экономический эффект для горнодобывающего предприятия при внедрении малоотходной технологии следует рассчитывать по формуле:

$$\vartheta_{209} = [(C_1 - C_2) - E_H \Delta K] A \pm \vartheta_{KOCB}, py \delta, \qquad (I)$$

где C_1, C_2 — себестоимость единицы продукции, производимой по старой (базовой) и новой (малоотходной) технологии, руб/т;

- АК дополнительные удельные капиталовложения на единицу продукции, производимой по новой технологии, руб/т;
 - $E_{\rm H}$ нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений ($E_{\rm H}=0.15$);

- А годовой объем продукции, производимой по новой технологии, т;
- Экось дополнительный годовой экономический эффект (+) или ущерб (-), получаемый в результате учета косвенных последствий перехода на новую технологию и платное природопользование.

В таблице I приведены факторы, которые необходимо учитывать при сравнении и выборе современных технологий по формуле I. Сравнение систем разработки показывает (табл.I), что значительными преимуществами обладают системы разработки с закладкой выработанного пространства, которые также отвечают установленным выше критериям. Эти технологии характеризуются обычно более высокой себестоимостью добычи полезного ископаемого, которая вполне компенсируется повышенным извлечением пласта (до 95...97%) и другими технологическими и экологическими преимуществами (табл.I).Количественное значение размера затрат по сравниваемым технологиям можно определить при установлении реальных цен за минеральные ресурсы (сланец, известняк, воду и др.), платы за нарушение поверхности и загрязнение природной среды.

Таблица I Качественное сравнение различных вариантов систем разработки по техническим и экономо-экологическим факторам

ABARHSA (DOKORNYSH)	Системы разработки		
Наименование показателей	камер- но- стол- бовая (базо- вый вари- ант)	столбо- вая с выемкой лавами и обру- шением кровли	камерная или комби- нированная с полной (частичной) закладкой
I	2	3	4

- I. Технические показатели
- I.I. Повышение производительности очистного блока
- Снижение удельного объема расхода горнопроходческих работ в расчете на I т добычи сланца

	Ī	2	3	4
1.3.	Возможность выемки пласта полезного ископаемого в сложных горно-геологи-ческих условиях	OROT FOR	ONNERS (ют 10Д - _{боюн} шк
1.4.	Возможность селективной выемки пласта с частичной утилизацией породы в шахте и снижением трудоемкости процесса вывозки породы	попонью наводея но запонея	иди 1 жин	MOTOR TON
1.5.	Сокращение объемов креп- ления кровли очистных выработок	PRINCIPAL SERVICES	de unesen	HOLES TO THE
I.6.	Улучшение проветривания очистных выработок	000000	+-	satisfication and the satisfication of the satisfic
1.7.	Снижение потерь полезного ископаемого при добыче	BTORE	+	++
1.8.	Увеличение сроков службы горного предприятия за счет сокращения потерь полезного ископаемого	SHOPS SO	ві ввняга Зтикедес Вкої + обі	на воннее по онжом
1.9.	Безопасность ведения горных работ	+-	+ -	monthsone months
Π.	Экологические показатели			
2.1.	Сохранение поверхности и исключение расслоения горных пород над выработанным пространством	Democe		despect dextrop
2.2.	Sheek A hard to the section of the little of	N. P.	оп вынако	Hennell Ton
2.3.	Экологическое воздействие на поверхностные водоемы, связанное с понижением в них уровня воды	da paga	uanooro	одной тех +-гт
2.4.	Сохранение качества и продуктивности земельных			
2.5.	угодий над местом ведения подземных горных работ Сокращение земельных от-	NR STAKE	100 H.W.	PART OF T
	водов под отвалы пород (хвостов обогащения) и их			

	I	2	3	4
Ш.	Экономические показатели			
3.I.	Снижение себестоимости добычи I т полезного ис- копаемого	+	**************************************	изода <u>я</u> оми изодая оми
3.2.	Прибыль (ущерб) по стать- ям затрат п. I.II.9 и 2.I2.5 $(\partial_{\text{ROCB}}^{\text{I}})$	ense h ense h	ANDOUGH RECOUT SECOND	о небольшой бранц е риин
3.3.	Прибыль (ущерб) за счет более рационального (дли-тельного) использования основных фондов шахт и прироста промышленных запасов (32 косв)	TOOT	RENDO SENSO RENDO	MANUAL TANDA TOTAL TANDA MANUAL TANDA MAN
3.4.	Прибыль (ущерб) от продажи щебенки, изготавливаемой из попутно добываемых пород (3^3)	NOHEN	Senoosa Teagor e Saupas Saupas	TORRESPONDE
3.5.	Общая эффективность ведения горных работ с учетом технических, экономо-эко-логических факторов и планы за минеральные ресурсы	HAN BO	a House	ументерия от пидвиде от пидвидофел пидвидофел

Примечание. Положительный (+) и отрицательный (-) факторы; двойной положительный или отрицательный знак указывает на весьма значительное влияние данного фактора

Общепризнанным дополнительным преимуществом класса систем разработки с закладкой выработанного пространства является возможность использования отходов горнообогатительного производства для приготовления закладки и высвобождения занимаемых под них земель. Это обстоятельство позволяет также значительно снизить загрязнение окружающей среды. Рассматриваемая технология является гибкой и хорошо приспособлена к различным геомеханическим условиям.

Повышение эффективности систем разработки с закладкой выработанного пространства возможно при использовании технологии с частичной закладкой выработанного пространства и

дешевых закладочных материалов на основе местных отходов производства. Поскольку твердеющая закладка позволяет использовать технологию с извлечением пласта полезного ископаемого до 95...97 %, то минимизация затрат на закладочные работы является важной задачей, успешное выполнение которой возможно на основе научно-исследовательских работ.

Для пологопадающих месторождений полезных ископаемых с небольшой глубиной залегания можно сформулировать основные горнотехнические требования к процессу закладки и закладочным массивам (искусственным целикам) следующим образом:

- процесс закладки должен соответствовать технологической схеме (плотное заполнение выработанного пространства до кровли, заданные технические характеристики затвердевшего массива, продолжительность производства работ и набора нормативной прочности и др.);
- закладочный массив или искусственные целики должны обеспечивать сохранение поверхности от нарушения, иметь деформации в допустимых пределах при создании достаточного начального подпора для поддержания кровли в очистных выработках;
- при выемке полезного ископаемого между искусственными целиками разубоживание закладкой и боковыми породами должно быть минимальным;
- твердеющая закладка или ее компоненты не должны загрязнять подземные воды.

Результаты исследований выбора состава и свойств твердеющей закладки^X

В связи с пологим залеганием пластов полезного ископаемого на небольшой глубине и наличием нескольких водоносных горизонтов программа научных исследований предусматривала получение состава твердеющей закладки с минимальной
усадкой и повышенной плотностью. Для выполнения экологиче-

^X В работе принимали участие А.Э. Ряни и А.И. Севастьянова.

ских требований исходили из гипотезы, что повышенная плотность смеси и добавка в нее природных сорбентов может исключить вынос вредных веществ на стадии закладки выработанного пространства или выщелачивания их водой после затвердевания закладочного массива. Основной задачей первого этапа лабораторных работ являлось изучение отходов местных производств с целью получения на их основе малоцементных (бесцементных) составов твердеющей закладки при минимальных размерах ее усадки в процессе затвердевания.

Основой методики лабораторных исследований по изучению составов и свойств закладки являлись известные нормативные документы — ГОСТ 310.4—81, ГОСТ 5802—86 и ГОСТ 10180—78. Для свежеприготовленной твердеющей смеси была установлена подвижность по стандартному конусу СтройЦНИЛ в размере II...12 см, а нормативная прочность затвердевшего образца через 90 суток должна была составлять не менее 2,5...3,0 МПа. В процессе комплексных исследований проволилась корректировка состава смеси с целью учета всех заданных свойств и технологических требований к закладочному массиву.

В качестве сырьевых материалов использовали породу попутной добычи, местные пески, отходы горнообогатительного производства и золы ТЭЦ, химический состав которых представлен в табл. 2. Исследования выполнялись в Таллиннском институте НИПИсиликатбетон и в соответствии с программой планировалась разработка закладочных твердеющих смесей одновременно для сланцевых шахт ПО "Эстонсланец" и рудников Раквереского фосфоритового месторождения.

Исследования, проводимые в рамках программы, имели целью получить предварительные результаты и по возможности определить состав смеси и расход компонентов, реологические характеристики свежеприготовленной смеси, учитывающие способ транспортировки ее по трубам, а также прочности при сжатии образцов закладки через 28, 90 и 180 суток твердения при изменении состава и соотношения компонентов заполнителя.

С целью выбора дешевого и эффективного вяжущего для закладочной смеси в первой серии опытов испытали золу-унос

Усредненный химический состав сырьевых материалов для приготовления твердеющей закладки, мас. %

Составные части ма- териалов	Зола- -унос от сжигания сланца	Карбонат- ные поро- ды (из- вестняк)	Флотаци- онные от- ходы обо- гащения фосфатной руды	Глаукони- товый песчаник	Местный песок
SiO ₂	29,8	10,9	95,I	55,4	89,6
Al203	8,5	4,I	2,1	8,2	5,7
Fe ₂ O ₃	2,6	1,8	0,2	17,9	0,5
CaO	41,4	40,8	2,3	1,8	I,4
MgO	5,5	4,2	0,2	3,5	0,6
Na ₂ O	0,2	1,9	COH A MO	0,2	0,4
K20	I,4	1,2	Harry Off	6,5	0,7
503	6,3	0,1	a pop elloqu	0,2	0,1
CO ₂	POPY DEED	34,2	datoos amer	2,1	domining.
P205	0,2	0,8	0,1	0,9	-
П.п.п.	4,1	и предела	EDE COSES	3,3	1,0

П.п.п. - потери при прокаливании

от сжигания горючих сланцев Прибалтийской и Эстонской ГРЭС (г. Нарва, ЭССР) с расходом 20...50 % при добавлении к ней портландцемента марки "400" завода "Пунане Кунда" в интервале 0...5 %. Составы испытанных смесей приведены в таблице 3, а их прочностные характеристики на рис. I.

Результаты испытаний показали (рис. I), что золо-песчаные (бесцементные) смеси имеют достаточную прочность и соответствуют заданным характеристикам, а при добавлении к ним портландцемента в пределах I...5 % прирост прочности составляет I8...33 %. Однако применение бесцементных закладочных смесей на основе золы-уноса позволяет получить дешевые составы твердеющей закладки, используя недефицитные материалы из отходов производства. В дальнейших лабораторных работах образцы закладки изготовляли без добавки цемента. Зола-унос имеет следующие вяжущие свойства^X: активность — I7...I9 % (СоО+МоО); сроки схватывания: нача-

х Вяжущая активность золь-уноса в отобранных пробах колеблется в широких пределах.

Таблица З Составы закладочных смесей первой серии опытов

Номер		Соста	вы смесей	No. 10 March 1980
кривой на рис. І	цемент,	зо ла- унос	AND THE PERSON NAMED IN COLUMN TWO IS NOT THE PERSON NAMED IN COLUMN TWO IS NAMED IN COLUMN TWO I	соотношение вода: твердое
I	0,0	50,0	50,0	0,22
	I,0	50,0	49,0	0,21
	2,5	50,0	47,5	0,21
22	5,0	50,0	45,0	0,21
2	0,0	33,0	67,0	0,23
	I,0	33,0	66,0	0,21
	2,5	33,0	64,5	0,21
	5,0	33,0	62,0	0,21
3	0,0	25,0	75,0	0,23
	1,0	25,0	74,0	0,22
	2,5	25,0	72,5	0,20
	5,0	25,0	70,0	0,22
4	0,0	20,0	80,0	0,22
	I,0	20,0	79,0	0,22
	2,5	20,0	77,5	0,21
	5,0	20,0	75,0	0,22

ло — от 40 до 60 минут, конец — от II0 до I50 минут; нормальная густота теста (водопотребность) — около 20 %; средний предел прочности на сжатие образцов из теста нормальной консистенции через 28 суток твердения равен I,25 МПа. В процессе твердения зола-унос способствует увеличению собственного объема, т.е. ее можно отнести к расширяющимся вяжущим веществам. Это технологическое свойство золы-уноса позволило значительно облегчить нашу задачу по подбору безусадочных составов твердеющей закладки. Основной рост прочности образцов, приготовленных с использованием золы-уноса, происходит через 90 суток твердения.

Во второй серии опытов уточняли необходимый расход вяжущего для получения нормативной прочности закладки через 28 или 90 суток твердения. Для достижения этой цели при минимизации расхода золы-уноса варьировали составом

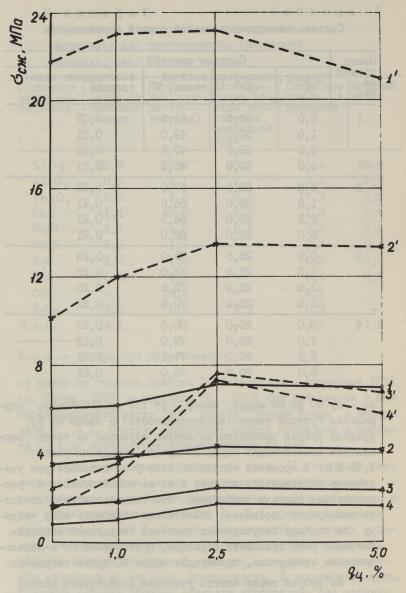
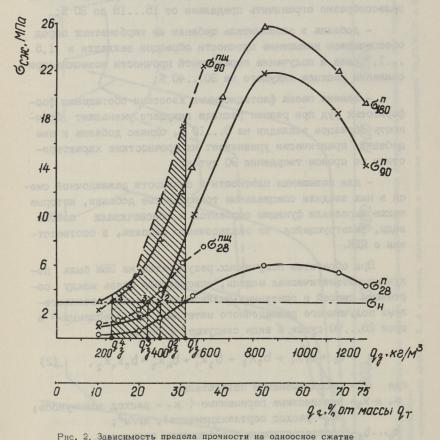


Рис. 1. Зависимость предела прочности на одноосное сжатие от состава и расхода вяжущего через 28 (1...4) и 90 суток твердения (1'...4'). Кривые 1...4 - образцы закладки, содержащие соответственно сланцевой золы-уноса 50,33,25 и 20 % от массы твердых компонентов и добавку портландцемента в пределах 0...5 %.

заполнителя. Результаты этих экспериментов представлены на рис. 2. Для получения нормативной прочности ($\sigma_{\rm H}=3$ МПа) в установленные сроки твердения золо-песчаные смеси должны иметь расход вяжущего в пределах 425...525 кг/м³ ($q_3^1 \cdots q_3^2$). Изменение содержания мелкого заполнителя при добавлении щебенки фракции – 10 мм из карбонатных пород в количестве



образдов закладки от состава заполнителя и различного расхода золы-уноса.

Обозначения: да и дт - расход золы-уноса и твердых компонентов на 1 м смеси в кг; дт - нормативная прочность закладки, дт з МПа; да, до, до, дт - прочность на одноосное сжатие золо-песчаных образдов закладки через 28,90 и 180 суток твердения, да дт - при но же с заполнителем из песка (75 %) и карбонатной шебенки (25 %).

25 % значительно улучшает гранулометрический состав заполнителя и достижение нормативной прочности возможно при расходе вяжущего 225...375 кг/м³ ($q_3^3...q_3^4$). Дальнейшие исследования состава и свойств твердеющей закладки показали следующее:

- содержание сланцевой золы-уноса в твердеющих смесях целесообразно ограничить пределами от 15...18 до 30 %;
- добавка в заполнитель щебенки из карбонатных пород обеспечивает повышение прочности образцов закладки в I,5 ...I,7 раза и получение нормативной прочности возможно при снижении расхода вяжущего на 30...40 %;
- замена песка флотационными хвостами обогащения фосфоритовых руд при равном расходе вяжущего уменьшает прочность образцов закладки на 8... 10 %, однако добавка к ним щебенки практически уравнивает их прочностные характеристики со сроком твердения 90 суток;
- для повышения плотности и связности закладочной смеси в них вводили специальные тонкомолотые добавки, которые также выполняли функцию сорбентов и обеспечивали состав воды, фильтрующейся из закладочного массива, в соответствии с ПДК.

При обработке полученных результатов на ЭВМ была получена математическая модель, описывающая связь между составами смесей и основными физико-механическими показателями полученного закладочного материала при твердении в срок 28...90 суток в виде следующей формулы

$$y = b_0 + b_1 x_1 + b_2 x_2 + b_3 x_1^2 + b_4 x_2^2 + b_5 x_1 x_2,$$
 (2)

где у - рассчитываемый показатель;

 x_1 и x_2 - независимые переменные (x_1 - расход золы-уноса; x_2 - расход портландцемента), кг/м³;

 $b_0 \cdots b_s$ - соответствующие коэффициенты регрессии.

В третьей серии опытов исследовалась реология свеже-приготовленных золо-песчаных твердемиих смесей с содержанием в них золы-уноса 10...50% от массы твердых компонентов при соотношении вода: твердое = 0,25. Результаты исследования $\tau = f(t)$ смесей упомянутых композиций на ротационном вискозиметре ВСМ-3 приведены на рис. 3. На кри-

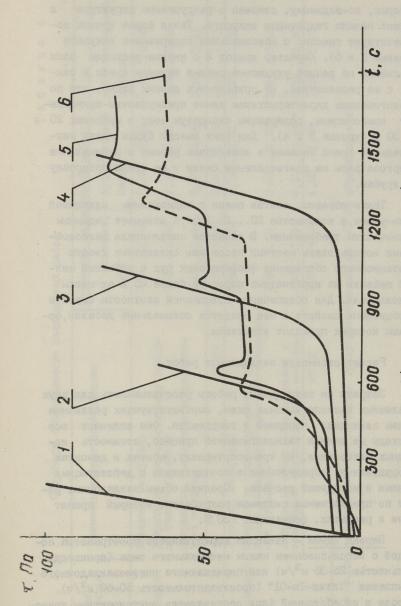


Рис. 3. Зависимость напряжения сдвига (т) золо-песчаной смеси от времени пеформации при испытании в ротационьом 1 - контрольная кривая, 2...6 - смеси, содержащие в составе соответственно 10,20,30,40 и 50 % золы. вискозиметре:

вых 5 и 6 четко прослеживаются экстремумы, возникновение которых, по-видимому, связано с разрушением структуры в момент начала гидратации вяжущего. Такая форма кривых соответствует смесям с максимальным содержанием вяжущего (кривые 5 и 6). Характер кривой 2 с низким расходом золы указывает на резкое ухудшение режима течения смеси в связи с ее расслоением. Из приведенных данных видно, что по реологическим характеристикам явное преимущество принадлежит композициям, содержащим сланцевую золу в пределах 20 ...30 % (кривые 3 и 4). Для этих смесей будем иметь максимальное время течения в ламинарном режиме и минимальные энергозатраты на приготовление смеси и ее транспортировку по трубам.

Таким образом, состав смеси с содержанием сланцевой золы-уноса в количестве 20...25 (±5),% отвечает заданным техническим требованиям. В качестве заполнителя целесообразно использовать местный песок или силикатные хвосты флотационного обогащения фосфоритовых руд с добавкой мелкой щебенки из карбонатных пород не более 25% от массы заполнителя. Для обеспечения повышенной плотности смеси и сорбционных свойств в нее вводятся специальные добавки, составы которых проходят испытания.

Расчет стоимости закладочных работ

Затраты на закладочные работы рассчитывались для двух различных технологических схем, соответствующих различным типам закладки: породной и твердеющей. Они включают все расходы на данный технологический процесс, стоимость исходных материалов, их транспортировку, монтаж и демонтаж оборудования, определенные в соответствии с действующими ценами и методикой расчета. Средний объем закладочных работ по предлагаемым системам разработки, который принят нами в расчетах, составляет 33 %.

Первая схема — закладка выработанного пространства породой с использованием машин метательного типа (производительностью $25-35 \text{ м}^3/\text{ч}$) или передвижного пневмозакладочного комплекса "Титан—Ім—ОІ" (производительность $50-60 \text{ м}^3/\text{ч}$). Порода в отработанный блок доставляется внутришахтным транспортом в вагонетках емкостью 2,5 или $4,0 \text{ м}^3$ с боковой

Структура себестоимости закладочных работ

M. Mari	MAGE	Стоимость закладочных работ:	очных работ:	
закладки	Элементы затрат по процессам	I м ³ закладки,	руб/м³ горной	I м³ закладки, руб/м³ горной руб/т товарного
SN"	MARIA DE LA CONTRACTA DE LA CO	py6	Macch ^X	сланцах
OHO	Исходные материалы	0,951,36	0,320,45	0,280,39
Породная	Затраты на транспортировку породы до очистного забоя	80,116,0	0,300,36	0,260,31
	Затраты на возведение искусствен- ного массива	0,531,44	0,180,48	0,150,41
	Итого	2,393,88	0,801,29	0,691,11
38 76	Исходные материалы	0,941,24	0,310,41	0,270,35
Твердеющая	Затраты на транспортировку компо- нентов закладочной смеси до смеситель- ной установки	1,862,16	0,620,72	0,540,62
	Затраты на приготовление смеси и возведение искусственного массива	2,011,04	0,670,36	0,58,0,30
	Мтого	4,824,44	I,60I,48	1,391,27

закладка выработанного пространства предусматривается на I/3 от общего объема

разгрузкой, а в пределах выемочного участка - системой передвижных конвейеров.

Вторая схема — закладка выработанного пространства твердеющей смесью, которую готовят на поверхностном закладочном комплексе типа СБ-75А с производительностью 30 —40 м³/ч при двух или трехсменном режиме работы. Сырьевыми материалами бесцементной закладочной смеси являются золы ТЭЦ, карбонатные отходы дробильных установок и др. местные материалы. Транспортные расходы определены по различным схемам и в расчетах приняты средние затраты.

Окончательные результаты выполненных расчетов стоимости закладочных работ приведены в табл. 4.

Выводы

- І. В новых условиях хозяйствования при установлении реальных цен на минеральное сырье и платного природопользования наибольший экономический эффект позволит получить технология подземной добычи сланца с частичной закладкой выработанного пространства (табл. І). В ТТУ разработаны несколько вариантов новейшей технологии с минимальным объемом закладочных работ (28...40 %) для действующих и проектируемых сланцевых шахт при условии надежного поддержания кровли и сохранения поверхности.
- 2. Установлено, что разработанный состав закладочной твердеющей смеси на основе местных отходов производства с использованием сланцевой золы-уноса и добавками сорбентов является безусадочным материалом и позволяет заполнять выработанное пространство на пологопадающем месторождении с хорошей подбутовкой кровли, а возможное загрязнение подземных вод будет сведено до минимума и не превысит установленных норм предельно допустимых концентраций (ПДК).
- 3. Расчетная стоимость произведства закладочных работ составляет: породой 2,39...3,88 руб/м 3 или 0,69...I,II руб/т т.с; твердеющей смесью 4,44...4,82 руб/м 3 или I,27...I,39 руб/т т.с. (табл. 4).
- 4. Выполненные исследования по технологии закладочных работ позволяют утверждать, что на основе местных отходов производства получены дешевые бесцементные и безуса-

дочные составы твердеющей закладки, а предлагаемые способы частичной закладки выработанного пространства обеспечивают минимальные расходы на данный процесс и высокую конкурентоспособность технологии.

G. Jurkevitš, A. Adamson, V. Gaitšuk, V. Paldra

Põlevkivi allmaakaevandamise efektiivsuse tõstmine

Kokkuvõte

Artiklis põhjendatakse täitmisega põlevkivikaevandamisviiside efektiivsust. Tuuakse täitesegude ratsionaalse koostise määramise laboratoorsete uuringute esialgsed tulemused ja täitmise maksumused.

> G. Jurkevitsch, A. Adamson, V. Gaitschuk, V. Paldra

Erhöhung der Effektivität beim Untergrundabbau des Brennschiefers

Zusammenfassung

Im Beitrag wird die Effektivität des Abbauverfahrens mit dem Versetzen des abgebauten Raumes begründet. Es werden die vorläufigen Forschungsergebnisse der Eigenschaften der Versetzungsgemische und die Kosten des Versetzens dargelegt.

TAILINNA TEHNIKAÜLIKOOLI TOIMETISED

ТРУДЫ ТАЛЛИННСКОГО ТЕХНИЧЕСКОГО УНИВЕРСИТЕТА

УДК 622.838.5:622.273.2I2.3 В.С. Ундуск, Г.Ф. Юркевич, А.П. Адамсон

ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ ПАНЕЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ ДЛЯ УСЛОВИЙ СЛАНЦЕВЫХ ШАХТ

В конце 1960-х и в начале 1970-х годов на шахтах "Кява-2" и "Кохтла" применялось частичное погашение панельных целиков. При этом панельные штреки расширялись взрывными работами на I-2 отпала, местами в панельные целики пробивались сбойки, а горная масса грузилась при помощи погрузочных машин в шахтные вагонетки.

В настоящее время запасы горючих сланцев, которые размещены в панельных целиках, на шахтах не отрабатываются, а списываются после выемки соприкасающихся с этими штреками запасов. В ближайшее время на горнодобывающих предприятиях предполагается ввести плату за природопользование, в т.ч. за отрабатываемые горючие сланцы в размере 1,50 руб за тонну балансовых запасов. Расчеты показали, что это будет стимулировать поиск новых технологий с рациональным ресурсопользованием [1, 2].

Для горнотехнических условий шахты "Эстония" предлагаются два варианта частичной выемки панельных целиков: извлечение сланца камерами без закладки и с закладкой камер, которые расположены в центральной части рядом с конвейерным штреком.

Общее направление очистных работ при частичной отработке панельных целиков от границ к центру шахтного поля с оставлением целиков, параметры которых позволяют обеспечить надежное поддержание массива налегающих пород. Отработку четырех околоштрековых ленточных целиков с общей шириной 4х10 м предлагаем производить "блоками", длина которых соответствует ширине очистного полублока, при использовании камерной технологии и буровзрывных работ. Допустимый пролет непосредственной кровли (10,2 м) определен по изложенной в [3] методике исходя из следующих соображений:

- расстояние между тектоническими трещинами в кровле около 5 м;
 - 2) расстояние от карстового нарушения более 60 м;
- 3) коэффициент запаса прочности пород кровли берется равным 2;
 - 4) длина анкерной крепи 2,25 м;
 - 5) мощность карбонатных пород более 26 м;
- 6) срок обнажения кровли на момент начала отработки целиков 10 лет.

Исходя из допустимого пролета непосредственной кровли 10,2 м и ширины панельных штреков после их расширения 7 м, определена ширина камер: 6 м при расположении целиков по прямоугольной сетке, либо 7,5 м при расположении целиков в шахматном порядке. При известной ширине выработок и мощности покрывающих пород задаются сроком службы целиков (2 года) и коэффициентом запаса прочности (1,2), а затем при минимальной длине целиков (после расширения штреков 8,25 м) определяется их ширина. При ширине камер 6 или 7,5 м ширина целиков будет соответственно 4,6 и 5,2 м. Если в одном или нескольких камерных блоках произошло обрушение основной кровли, тогда целики, разделяющие панельные штреки от отработанного пространства этих камерных блоков и рассчитанные на 2-летний срок, должны иметь ширину 6,6 м при ширине камер между ними 6 м.

Перед началом частичной отработки целиков, располагаемых с обеих сторон вентиляционного штрека, необходимо произвести засыпку водоотливной канавы породой с помощью бульдозера. К отработке панельных целиков можно приступить сразу же после завершения очистных работ в панелях, которые соприкасаются в этими штреками. С цельк обеспечения механизированной транспортировки горной массы в процессе частичного извлечения целиков предлагается использовать конвейеры IЛУ-I2O, которые установлены на панельном штреке на лериод отработки всех камерных блоков данной панели.

При первом варианте (выемка без закладки - рис. Ia и 1б) отработку целиков в каждом условном "блоке" предла-

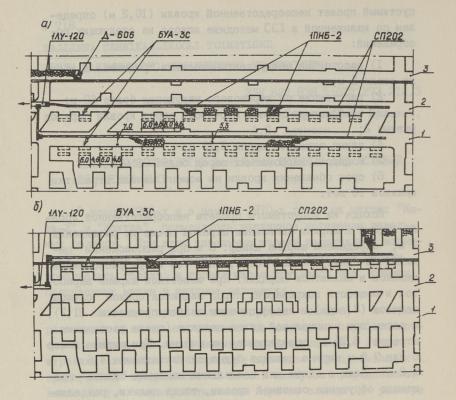
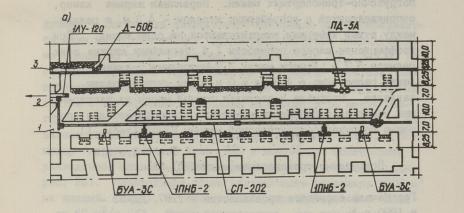


Рис. 1. Частичная выемка панельных целиков без закладки: а, б - начальная и конечная стадии отработки "блока"; 1; 2; 3 - панельные рельсовый, конвейерный и вентиляционный штреки.

гается выполнять с использованием имеющегося на шахте горного оборудования в следующей последовательности:

- I) расширение штрексв до 7 м (I отпал);
- 2) поперечная отработка целиков камерами шириной 6,0 и 7,5 м;
 - 3) переноска скребкового конвейера на новое положение.

Первые 2-3 отпала в камерах выгружаются с помощью погрузочных машин непосредственно на скребковый конвейер, остальные отпалы – с использованием перегружателей.



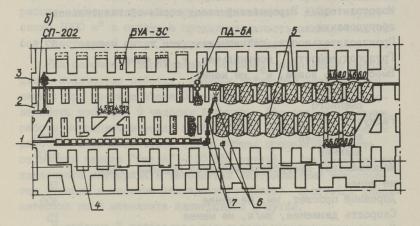


Рис. 2. Частичная выемка панельных целиков с закладкой:
а, б - начальная и конечная стадии отработки "блока",
1; 2; 3 - панельные рельсовый, конвейерный и вентиляционный штреки; 4 - граничная линия отработки камерного блока; 5 - породная закладка; 6 - закладочная машина метательного типа; 7 - ленточный перє ...атель.

При втором варианте (выемка с закладкой части отработанных камер – рис. 2а и 2б) отработку целиков предлагается выполнять без перегружателей, но с использованием погрузочно-транспортных машин в такой же последовательности, за исключением целиков, которые соприкасаются с тенвейерным штреком. Первые 2-3 отпала в камерах выгрумаются с помощью погрузочных машин, остальные отпалы – с помощью погрузочно-транспортных машин. Первичная ширина камер, соприкасающихся с конвейерным штреком — 4,3 м, а целики между этими камерами рассчитываются на один месяц. При коэффициенте запаса прочности I,4 первичная ширина этих целиков 3,7 м. Камеры между 3,7-метровыми целиками подлежат расширению с 4,3 до 6,0 м (один отпал), затем — закладке. Погрузка и доставка горной массы из расширенных камер до скребкового конвейера осуществляется с помощью погрузочно-транспортной машины ПД-5А (табл. I).

Таблица I Погрузочно-транспортная машина ПД-5A

Год начала серийного производства - 1987 (ПД-59 с 1990 г.) Изготовитель - Воронежский завод горно-обогатительного оборудования Производительность, техническая, т.ч-1, не менее... 87.5 Грузоподъемность, номинальная, т, не менее 6 Вместимость ковша, м3, не менее: основного 3 2,5 сменного Радиус поворота, мм, не более: 3000 внутренний 6100 внешний Максимальный преодслеваемый угол подъема, град. не менее 15 Дорожный просвет, мм. не менее 300 Скорость движения, км/ч, не менее 15 Установленная мощность, кВт, не более II8 Габаритные размеры, мм, не более: 8000 длина ширина 2200 1850 высота высота по капоту I350 Масса, т, не болеь 15 Цена по прейскуранту, тыс. руб. 55.84 Цена хоз. договорная, тыс. руб. 90,25

Для закладки части отработанных камер используются собственные отходы горнообогатительного производства размером 25-I25 (70) мм. а технология их подачи в шахту сле-

Для спуска закладочного материала приспосабливается один из шурфов вблизи руддвора. Выгрузка закладочного материала из шурфа в шахтные вагонетки типа ВД-3,3-900 откидными днишами) осуществляется при помощи питателя. Для перемещения вагонеток предусмотрен толкатель. Загруженный состав с закладочным материалом перевозится до места разгрузки при помощи электровозов. Закладочный материал вагонеток выпускается на скребковый конвейер, затем, с помошью перегружателей типа ПЛП и ленточной метательной закладочной машины (ЛМЗМ) перебрасывается в камеры Необходимый объем закладочного материала 6000 м³ рис. 2б). на каждый "блок", а техническая производительность ДМЗМ - до 60 м³/ч [4]. Можно предполагать, что при трехсменной работе эксплуатационная производительность MEMIL около I000 м³ в сутки, а продолжительность закладочных работ составит 6 суток на условный "блок".

На основании выполненных расчетов установлено необходимое количество рабочих, занятых закладкой отработанных камер: при составе звена 3 человека в смену общая численность составит 9 человек в сутки. Все вспомогательные работы выполняются между закладочными циклами теми же 9 рабочими в течение 4,655 суток (Общая продолжительность отработки одного "блока" — 10,655 суток). Для доставки закладочного материала в вагонетках внутришахтным транспортом (только в течение закладочного цикла) требуется дополнительно по 3 машиниста электровоза в сутки.

В таблице 2 приводятся результаты технико-экономических расчетов, позволяющие сравнивать эффективность различных вариантов отработки панельных целиков с базовым вариантом — с отработкой камерного блока.

По изложенным в таблице 2 данным экономически наиболее целесообразным является I вариант. В расчетах не учитывается возможный ущерб от повреждения поверхности или от снижения качества сельхозугодий над панельными целиками по следующим соображениям.

I. Момент раздавливания целиков является неизвестными и можно определить лишь после проведения специальных исследований (см. статью В.С. Ундуска в настоящем сборнике).

Таблица 2 Результаты технико-экономических расчетов

Наименование показателей	изме-	Базовый вариант: отработ-	Предлагаемые ва- рианты отработки панельных целиков	
	рения	ка камер- ного блока	без заклад- ки (I вариант)	с частич- ной за- кладкой (П вари- ант)
Isate	2	3	4	5
Вынимаемая мощность	M	2,8	2,8	2,8
Производительность пласта по товарному сланцу	T/M2	3,268	3,268	3,268
Среднесуточная нагруз-ка на добычный участок:	enviros	quequ'esse	ionuste (pa	абосервис
по товарному сланцу	T	1513,4	1513,4	1513,4
по горной массе	M3	I296,8	1296,8	1296,8
в т.ч. очистная добыча	T	1320,4	1513,4	1513,4
добыча из подготови- тельных выработок	%	12,757	deg persee	NEOR BOM
	T T.C	193,1	O Time server	n Territoria
	M3	165,4	Arribon Land	man amount
Среднегодовая нагрузка на добычный участок по товарному сланцу	T	384404	384404	384404
Количество выходов в сутки:		etores (f)		отопродава
ГР03	чел	I8	19	17
рабочих	чел	37	38	48
Производительность труда:			ign 2 epic redit Leor	Bar Ha
ГР03	т/чел	73,36	79,65	89,02
рабочего	т/чел	35,69	39,83	31,53
Рост производительно-	%	emanter i	and the same	ion office
при очистной добыче	Bapas	中央的政府的	7,9	21,35
с учетом закладочных работ	E SUSTER	L-10 Ogen	e diekioneo	-11,66
Эксплуатационные затра-	руб/	1,797	1,616	2,068
n Modello Bayras parasitati	руб/м	2,097	I,885	2,413
with the strict of the strict and	ingsetter	a lexcost in	DESCRIPTION OF THE PARTY OF THE	readle lefter

I I	2	3	4	5
Эксплуатационные затра- ты по проведению подго- товительных выработок	руб/ т т.с руб/м ³	2,28I 2,662	OR VETTOR	Cpok ore Hord year Suchdean
Эксплуатационные за- траты по добычному участку	руб/	I,859	1,616	2,068
в т.ч. по закладочным работам	руб/ /т т.с руб/м ³	0 B - 0 FO MAC 301 - 0 FO MAC		0,433
Эксплуатационные за- траты по закладочным работам	руб/м3	wandawan wandawan wandawan	SKOQH 15K GEXSK MAR MARKETT	I,164
Плата за ресурсы	руб/	1,5	Strangeau a	ugl <u>b</u> exts.
Увеличение себестоимо- сти сланца за счет платы за ресурсы	руб/	2,028	orpadoras oras doxpa	HACMEOE -
Удельные затраты по добычному участку вместе с платой за ресурсы	руб/т руб/м ³	3,887 4,536	варивнтя квиерных зности_ по	IQII. I XMRIJEO BOOSELINES
Промышленные запасы товарного сланца	тыс.т	605,564	-списан	ы –
в т.ч. запасы по очистной до- быче	THC. T	528,313	617,781	709,512
Капитальные вложения на оборудование	тыс.	359,356	308,838	472,955
Удельные капитальные вложения	руб/т	0,680	0,500	0,667
Годовой экономический эффект на один до- бычный участок	тыс.ру	б -	885,574	702,506
в т.ч. за счет снижения себестоимости добычи и удель- ных капитальных вложений	тыс.ру	м отомо б –	103,789	-79,591
за счет отпаде- ния платы за ресурсы	тыс. р	уб –	779,57	779,57
за счет прироста запасов	тыс.ру	б -	2,215	2,527

4 1 2	2	3	4	5
Срок отработки добыч- ного участка Экономический эффект	год	1,575	1,607	I,846
на всю панель, длиной 8,1 км	тыс.руб	Bosses Daget	1423,117	1296,826
Повышение срока служ- бы шахты на каждую панель	лет	DES MAIS	0,11	0,127

2. Раздавливание частично отработанных панельных целиков может произойти либо после, либо одновременно с раздавливанием междукамерных целиков в соприкасающихся с панельными целиками участках камерных блоков.

При варианте I обеспечивается примерно равная устойчивость отработанных блоков и панельных целиков, что даст возможность сохранить существующий рельеф поверхности в случае обрушения подработанных пород.

При варианте П после стихийных обрушений кровли в соседних камерных блоках над панельными целиками остаются возвышенности, по краям которых уклон поверхности может превышать допустимый и тем самым частично повредить сельхозугодье. Для предотвращения этого необходимо, чтобы оседания поверхности над панельными целиками после их частичной отработки, и над соседними камерными блоками практически не отличались. Этому требованию удовлетворяет вариант І. Необходимость применения варианта П возникает на участках, где оседание земной поверхности не допускается. Кроме того, вариант П позволяет увеличить извлечение полезного ископаемого.

Таким образом, предлагаемые варианты технологии частичного извлечения панельных целиков просты в конструктивном отношении, безопасны, обеспечивают снижение потерь полезного ископаемого и увеличение сроков службы действующих шахт.

Литература

I. Постановление Верховного Совета ЭССР № 25 от 13.02.1990 г. "О налогах природопользования".

- 2. Рейнсалу Э.Я. К вопросу о формировании платы за природные ресурсы при добыче горючих сланцев // Рациональное использование природных ресурсов в новых условиях хозяйствования: Материалы совместного заседания секций Совета Минуглепрома СССР, сент. 1989 / ВНИИОСУГОЛЬ. Пермь, 1989. С. 12-17.
- 3. Технологическая схема очистных и подготовительных работ с применением самоходных пневмоколесных машин в условиях Эстонского месторождения горючих сланцев. М.: Ин-т горн. дела им. А.А. Скочинского, 1988. 28 с.
- 4. \emptyset р к е в и ч Г.Ф., Гайчук В.И., В ий-луп Х.В. и др. Закладочные работы при ликвидации горных выработок на ПО "Эстонсланец" // Тр. Таллиннск. техн. ун-та. 1989. № 695. С. 27-50.

V. Undusk, G. Jurkevitš, A. Adamson

Paneeltervikute väljamise tehnoloogia põlevkivikaevandustes

Kokkuvõte

Artiklis esitatakse paneeltervikute osalise väljamise variandid "Estonia" kaevanduse tingimustes: kaevandamine ilma täitmiseta ja osa kambrite täitmisega. Esitatud tehnilis-majanduslike arvutuste tulemused võimaldavad võrrelda väljapakutud variantide efektiivsust baasvariandiga - kamberploki kaevandamisega.

V. Undusk, G. Yurkevitch,
A. Adamson

Mining Technology of Panel Pillars for the Oil Shale Mines

Abstract

The article presents the variants of partial extraction of panel pillars in the Estonia Mine: mining without filling and mining with stowing a part of the chambers. The results of technical-economic calculations are presented, enabling the comparison of the efficiency of the presented variants with the base variant - mining with blocks with the use of room-and-pillar.

TALLINNA TEHNIKAÜLIKOOLI TOIMETISED

ТРУЛЫ ТАЛЛИННСКОГО ТЕХНИЧЕСКОГО УНИВЕРСИТЕТА

УДК 622.337.2:622.831.246.001.24

В.С. Ундуск

РАЗРУШЕНИЕ ЦЕЛИКОВ НА СЛАНЦЕВЫХ ШАХТАХ

Разрушение целиков представляет собой процесс, который происходит при взаимодействии различных факторов. Одни из них влияют на несущую способность целиков, другие на нагрузку, воспринимаемую целиками. К первым факторам относятся: сейсмическое действие взрыва, соотношение геометрических размеров целиков, форма целиков, контактные условия, анизотропия массива, трещиноватость, реологические свойства пород, хрупкое разрушение, к другим — величина пролета камер, мощность покрывающих пород, приливное воздействие Луны и Солнца, боковое давление в нетронутом массиве.

Взрывные работы при проходке камер неизбежно сопровождаются нарушением междукамерных целиков в приконтурной части выработки, что приводит к уменьшению их поперечного сечения. В результате статистической обработки параметров междукамерных целиков шахт "Ахтме", "Виру" и "Эстония" установлено, что разрушенные взрывными работами породы отделяются от целика приблизительно в течение одного месяца при условии [I]:

L≥L1,

где L - расстояние центральной линии целика от массива (забоя);

L₁ - некоторое предельное расстояние, начиная с которого нагрузка на рассматриваемый целик стабилизируется.

Величина L1 определяется из соотношения

$$L_1 = Htg\omega + 0,5(A+y)$$
,

где Н - мощность покрывающих пород, м;

ω - угол обрушения подработанных пород; при глубине

разработки свыше 30 м в среднем для всей толщи пород $\omega = 19^{0}$;

А - ширина поперечной камеры, м;

ч - размер целика в направлении продвигания забоя, м.

На основе обработки результатов замеров площади сечения междукамерных целиков в возрасте до одного месяца включительно получен коэффициент κ_{Ni} , характеризующий относительное уменьшение поперечного сечения целиков в течение одного месяца после их образования (здесь N обозначает количество, b номер поперечных рядов целиков, образовавшихся в течение одного месяца).

KNI = 5 / 5,

где \vec{S}_i и \vec{S}_i - средние значения площади поперечного сечения междукамерных целиков, расположенных в i -м и I-м рядах, и образовавшихся в течение рассматриваемого месяца (i увеличивается по ходу продвигания забоя).

Результаты расчетов приводятся в таблице.

Таблица Относительное уменьшение поперечного сечения пеликов

Количество N и порядковый номер и поперечных рядов целиков, образовавшихся в течение одного месяца		Средние значения коэффици- ента Ки	Относитель- ная ошибка, %	
N	i	, Nr	LOU XIGHOSMANULX	
Ma I gon a	2	3	4	
2 2	ennori; a ondier	1,000	mermores or der	
	2	I,046	±4,37	
3	I	1,000	- :	
	2	1,055	+4,23	
	3	I,II4	±4,23 ±4,57	

В случае, если съемка целиков i-го поперечного ряда ($i=1,\ldots,3$) проводилась в течение недели после их оформления, то при использовании приведенных в таблице данных необходимо полагать, что i=N.

Задачу определения скорректированных параметров цели-ков рекомендуется решать в следующем порядке:

- I. Определить порядковый номер і поперечного ряда целиков, образовавшихся в течение месяца съемки.
- 2. При помощи коэффициента κ_{Ni} скорректировать площадь поперечного сечения целиков.

где S_{ij} - площадь поперечного сечения целиков с порядковым номером j в рассматриваемом поперечном ряду i;

S_{ijc}- скорректированная площадь тех же целиков.

- 3. По горно-геологическому паспорту определить ширину (\times_{ij}) и длину (y_{ij}) целиков.
- 4. Вычислить суммарную ширину (q_{ii}) зон разрушения стенок выработки вследствие взрывных работ в момент съемки целиков:

$$q_{ij} = 0.5(x_{ij} + y_{ij}) - \sqrt{0.25(x_{ij} + y_{ij})^2 - x_{ij} \cdot y_{ij} (1 - \frac{1}{K_{NL}})}$$

5. Скорректировать размеры целиков:

6. Используя q; скорректировать ширину камер.

Чтобы учесть влияние большинства остальных перечисленных выше факторов на процесс уменьшения параметров столбчатых целиков, в расчетах предлагается использовать функцию f, которая в первичном виде приводится в [I]. Дальнейшими исследованиями установлено, что разрушение стенок целиков происходит с определенными начальной скоростью и ускорением, т.е. предложенные в [I] формулы приобретают новый вид. Площади поперечного сечения целиков в момент времени "к" определяются закономерностью:

где $S_{\kappa-1}$ - площади поперечного сечения целиков в момент времени "к - I" (к = I, 2, ..., n);

 n - максимальное количество рассматриваемых моментов времени;

fк - значение функции f в момент времени "к".

Функция f в момент времени "к" имеет следующий вид:

где Δf_{κ} - величина уменьшения функции f в течение промежутка времени Δt_{κ} , т.е. $\Delta f_{\kappa} < 0$.

$$\Delta f_{K} = N_{K} \{4R_{tK} \cdot t_{K}^{m+1} [(m+1) \frac{\Delta t_{K}}{t_{K}} - 2] - \Delta t_{K} \cdot B(c+1) \},$$
rge
$$N_{K} = \frac{B \cdot c \cdot F_{K} \cdot \Delta t_{K}}{32 \cdot R_{+}^{2} \cdot t_{+}^{2(m+1)}},$$

 $R_{t_{K}}$ - "кубиковая" прочность материала целика в возрасте t_{K} , МПа;

t_к - возраст рассматриваемого целика в сутках;

- т, с безразмерные параметры, зависящие от свойств пород (для сланцевых шахт Эстонского месторождения т = 0,25; с = 2...10 вместе с увеличением устойчивости основной кровли "с" увеличивается: в районах геологических нарушений с = 2...5, в нормальных условиях с = 6...8, в районах высокой устойчивости основной кровли с = 9...10);
 - В параметр, зависящий от свойств горных пород и применяемой единицы времени; если возраст определяется в сутках, тогда В = 14,86 МПа сут.

$$F_{K} = \left(\frac{\sigma_{K} - \gamma H}{R_{tK} \cdot \kappa_{\phi K}}\right),$$

где σ_{κ} - напряжения в рассматриваемых целиках в момент времени "к", МПа;

у — усредненный объемный вес пород налегающей толщи, равный 0,025 MH/m^3 ;

Н - мощность покрывающих пород, м;

 $\kappa_{\Phi \kappa}$ - коэффициент формы целика в момент времени "к".

Если $\frac{\sigma_{\kappa}}{R_{t_{\kappa}} \cdot \kappa_{\phi \kappa}}$ < 0.44, тогда $R_{t_{\kappa}} = R_{t=30}$; то есть ползучесть целиков еще не началась (по данным ВНИМИ).

Если
$$\frac{\sigma_{\kappa}}{R_{t\kappa} \cdot \kappa_{\phi\kappa}} > 0,44$$
, тогда $R_{t\kappa} = \Pi + \frac{B}{t_{\kappa}^{m}}$,

где Π - параметр, зависящий от свойств пород; для сланцевых шахт Эстонского месторождения Π = 6,5 MTa [2].

Возраст целика в момент времени "к" определяется как сумма:

$$t_{\kappa} = t_{o} + \sum_{\kappa=1}^{\kappa} \Delta t_{\kappa},$$

где to - начальный возраст целика, сут.

Если $S_{\kappa} \geqslant 0.25\pi \times_{\kappa} y_{\kappa}$, то $\kappa_{\varphi\kappa}$ эстается постоянным (здесь \times_{κ} ширина, y_{κ} — длина целика в момент времени "к"). Если $S_{\kappa} < 0.25\pi \times_{\kappa} y_{\kappa}$, необходимо определить ширину целика и соответствующее значение $\kappa_{\varphi\kappa}$, пользуясь следующей формулой:

$$X_K = X_{K-1} + \Delta X_K$$

При этом

$$\Delta x_{\kappa} = 0.5 \left(x_{\kappa-1} + \frac{\frac{U}{6} \, \kappa_{-1}}{K_1} \right) - \sqrt{0.25 \left(x_{\kappa-1} + \frac{V_3 \, \kappa_{-1}}{K_1} \right)^2 - \frac{S_{\kappa-1}}{K_1} \left(1 - \frac{4}{\pi} f_{\kappa-1} \right)} \; ,$$

где κ_1 - эмпирический коэффициент, зависящий от соотношения пролетов, прилегающих к целику выработок:

$$K_1 \approx (A_c/b_c)^{1,8}$$

где A_c , b_c - скорректированная ширина поперечной и продольной камер соответственно.

Коэффициент формы определяется по ВНИМИ СЗЈ:

где λ и ψ - безразмерные коэффициенты;

если
$$2.8 < x \le 5.7$$
, тогда $\lambda = 1.6$ и $\Psi = 0.6$; $5.7 < x \le 9.9$, тогда $\lambda = 2.1$ и $\Psi = 1.5$.

Промежуток времени Δt_{κ} , в течение которого площадь поперечного сечения целика S_{κ} уменьшается на ΔS_{κ} , пропорционален коэффициенту запаса прочности целика и противопропорционален коэффициенту Пуассона материала целика.

где I - единица времени, сутки;

п_{пр.к}- коэффициент запаса прочности целика в момент времени "к";

→ коэффициент Пуассона материала целика в момент времени "к".

Для пр.к известна зависимость:

При определении зависимости $v = f(n_{np})$ исходим из следующих соображений:

- вместе с уменьшением коэффициента запаса прочности (n na) коэффициент Пуассона (>) увеличивается;
 - 2) начальное значение > = 0,25 [4];

3) при
$$\frac{\sigma_{\kappa}}{R_{t\kappa} \cdot K_{\phi\kappa}} > 0,44$$
 начинается ползучесть

уменьшение прочности материала целика, а значение коэффициента Пуассона увеличивается на 0,05, т.е. до 0,3;

4) при $n_{np}=1$ значение v=0,5.

Следовательно:

$$\gamma_{\kappa} = (0.48 \frac{\sigma_{\kappa}}{R_{t\kappa} \cdot K_{\phi\kappa}} - 0.048)^{1.652} + 0.25$$

Процесс нагружения и деформирования столбчатых целиков характеризуется при помощи следующей зависимости [5]:

$$\Delta h_{\kappa} = \frac{h}{E_{t\kappa}} \left[\sigma_{\kappa} - \left(1 - \frac{2 \cdot v_{\kappa}^2}{1 - v_{\kappa}} \right) \chi H \right],$$

где 🏻 🖒 к - величина деформации целика;

h - высота целика;

E_{tк} - изменяющийся во времени модуль упругости материала целиков.

Етк - определяется по ВНИМИ [6]:

$$E_{t\kappa} = E_0 \frac{1}{1 + \frac{E_0}{\xi} (24t_{\kappa})^{\omega}},$$

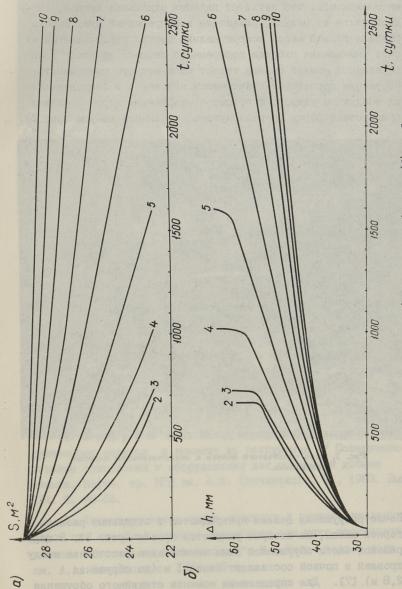
о – безразмерный параметр, определяемый из опыта;

t_к - возраст целика в сутках.

Для определения значений S_{k} и Δh_{k} проведен проверочный расчет при следующих исходных данных:

ширина поперечных камер A=8 м; ширина продольных камер b=7 м; мощность покрывающих пород H=60 м; размеры целиков без зон разрушения стенок, $x_0=y_0=5.4$ м; $E_0=2150$ МПа; $\xi=3690$ МПа, ψ $\omega=0.15$.

Результаты расчетов уменьшения площади поперечного сечения и увеличения деформации столбчатых целиков во времени приводятся на рис. I (a, б).



 $P_{\rm BC}$. 1. Уменьшения илощали поперечного сечения (а) и увеличения деформации (б) столбчатых целиков во времени: 2...10 - значения безразмерного параметра "c".

В течение нескольких часов до самопроизвольного обрушения кровли процесс разрушения целиков приобретает такую интенсивность, что звуки от падения отдельных кусков, отделившихся от целика, сливаются в непрерывный шум. Высота развала горной массы вокруг целика быстро увеличивается за счет уменьшения площади поперечного сечения целика. В определенный момент целики теряют свою несущую способность. Обрушение происходит практически мгновенно и сопровождается воздушным ударом. В процессе разрушения ядро целиков приобретает форму перевернутого усеченного конуса (рис.2).

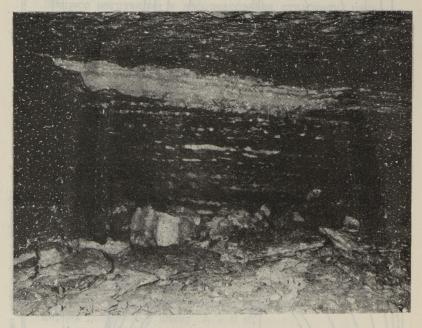


Рис. 2. Ядро столбчатого целика в заключительном периоде разрушения.

После разрушения целики превращаются в отдельные развалы горной массы, на которые упирается кровля (рис. 3). В центральной части обрушенной зоны минимальное расстояние между кровлей и почвой составляет около I м (до обрушения — 2,8 м) [7]. Для определения момента стихийного обрушения кровли в каком-либо отработанном камерном блоке можно при-



Рис. 3. Вид разрушенных целиков.

менять изложенную в [8] методику, где необходимо пользоваться предложенными в настоящей статье формулами.

Точное определение значения эмпирического параметра "с" для каждого камерного блока возможно после районирования шахтных полей, исходя из устойчивости основной кровли. Это требует проведения специальных исследований.

Литература

- І. У н д у с к В.С. Метод определения возраста междукамерных целиков к моменту их разрушения // Совершенствование технологии и оборудования для подземной добычи сланца. Научн. тр. ИГД им. А.А. Скочинского. М., 1983. Вып. 214. С. 60-65.
- 2. Технологическая схема очистных и подготовительных работ при камерной системе разработки для шахт производственного объединения "Эстонсланец". М.: Ин-т горн. дела им. А.А. Скочинского. 1980. 35 с.

- 3. Технологическая схема очистных и подготовительных работ с применением самоходных пневмоколесных машин в условиях Эстонского месторождения горючих сланцев. М.: Ин-т горн. дела им. А.А. Скочинского. 1988. 28 с.
- 4. К р и п с а а р Э.А. К вопросу определения запаса прочности междукамерных целиков на шахтах Эстонского месторождения горючих сланцев // Тр. Таллиннск. политехн. ин-та. 1974. № 368. С. 55-61.
- 5. Либерман Ю.М., Гомес Ц. Метод определения давлений на целики при разработке изолированными панелями // Физико-механические свойства, давление и разрушение горных пород. Научн. тр. ИГД им. А.А. Скочинского. М., 1962. Вып. І. С. 133-140.
- 6. В у б л и к Φ .П. Результаты исследований несущей способности целиков // Тр. ВНИМИ. Л., 1970. Сб. 76. С. 138–157.
- 7. У н д у с к В.С. Исследование деформации целиков и смещений кровли при камерной системе разработки // Технология и комплексная механизация добычи горючих сланцев. Научные сообщения ИГД им. А.А. Скочинского. М., 1977. Вып. 147. С. 24—32.
- 8. Либерман Ю.М., Ундуск В.С. Аналитическое определение нагруженности, деформации и размеров целиков в процессе отработки камерного блока // Горючие сланцы. 1979. № 8. С. 27-34.

Tervikute purunemine põlevkivikaevandustes

Kokkuvõte

Artiklis esitatakse katsetööde ja teoreetiliste uurimuste tulemused kambritevaheliste tervikute deformeerumise
ja purunemise seaduspärasuste osas põlevkivikaevandustes.
Stiihilise varingu ennustamiseks mingis kaevandatud kambriplokis on esitatud metoodika.

V. Undusk

Pillars Breaking in the Oil Shale Mines

Abstract

The article presents the results of experimental and theoretical research work on the regularity of pillars deformation and breaking in the oil shale mines. The methods for predetermination of uncontrolled caving moment in some mined-out blocks are presented.

TALLINNA TEHNIKAÜLIKOOLI TOIMETISED

ТРУДЫ ТАЛЛИННСКОГО ТЕХНИЧЕСКОГО УНИВЕРСИТЕТА

УДК 622.625

В.Х. Лаурингсон

ОЦЕНКА РЕЖИМНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОНВЕЙЕРНОГО ТРАНСПОРТА НА СЛАНЦЕВЫХ ШАХТАХ

Для оценки эффективности использования ленточных конвейеров по времени и производительности могут быть использованы следующие режимные параметры:

- I) коэффициент машинного времени ($\kappa_{\rm M}$) как временный режимный параметр конвейеров;
- 2) коэффициент загрузки привода (к₃) как энергетический режимный параметр конвейеров;
- 3) коэффициент производительности (к_q) как технологический режимный параметр конвейеров.

При этом знание точных значений коэффициента машинного времени для конкретных конвейеризированных выработок позволяет более точно выполнить также транспортные расчеты как в эксплуатационных условиях действующих шахт, так и при проектировании новых сланцевых шахт.

В данной статье рассматриваются результаты замеров и хронометражных наблюдений, сделанных кафедрой горного дела ТТУ при исследовании работы конвейерного транспорта на сланцевых шахтах "Ахтме" и "Эстония", где применяется камерная система разработки. Представляются также результаты обработки сменных планограмм работы конвейеров в условиях ш. "Эстония".

Коэффициент машинного времени для различных конвейеризированных выработок определяется по формуле

$$K_{M} = \frac{T_{CM} - \Theta_{nA} - \Theta_{\alpha\beta} - \Theta_{np}}{T_{CM}}, \qquad (I)$$

где Тсм - длительность смены, мин;

- 9_{пл} время приемки-сдачи смены и плановых профилактических осмотров конвейеров, мин;
- $\Theta_{{\sf cib}}$ время простоев, связанных с авариями конвейеров, мин;
- 9 пр время прочих простоев по вине смежных технологических звеньев, мин.

Как известно, для комплексной оценки условий эксплуатации и ремонта транспортных машин широко используется коэффициент технического использования $(\kappa_{\mathsf{T},\mathsf{N}})$, который не учитывает время простоев по вине смежных технологических звеньев, т.е. $\Theta_{\mathsf{Np}} = 0$. Поэтому представляет интерес, какое соотношение между коэффициентами κ_{M} и $\kappa_{\mathsf{T},\mathsf{N}}$ в конвейерном транспорте. Из [I] видно, что в конвейерном транспорте существует соотношение $\kappa_{\mathsf{T},\mathsf{N}} \geqslant \kappa_{\mathsf{M}}$. При этом равенство коэффициентов $\kappa_{\mathsf{T},\mathsf{N}}$ и κ_{M} имеется в бункерно-конвейерных системах, когда работа конвейеров принимается независящей от смежных технологических звеньев.

Следует также отметить, что знание конкретных значений коэффициента машинного времени дает возможность весьма точно определить расчетный часовой грузопоток по методу коэффициента неравномерности.

Степень использования установленной мощности привода конвейера обычно оценивается коэффициентом загрузки (κ_3), который выражается

$$\kappa_3 = \frac{P_X}{P_H} \,, \tag{2}$$

где Р_х - мощность данного режима двигателя (двигателей), кВт;

 P_{H} - мощность номинального режима двигателя (двигателей), кBт.

Знание характера изменения коэффициента загрузки позволяет в свою очередь оценить качество электропотребления конвейерами по таким энергетическим показателям как КПД и коэффициент мощности (соэФ) приводных электродвигателей.

Следует также отметить, что в данной работе представляются текущие мощности P_{χ} с погрешностью в пределах 5 %, так как для каждого режима измерена киловаттметром присоединенная мощность, а мощность на валу двигателя (P_{χ}) определена расчетом.

Статистическая оценка режимных параметров конвейерного транспорта

на сланцевых шахтах

Воминения попримения		-		Cmp	пистина	DE GNAO	Оправодни посказать по		100
ad rounder	2	N X MUH X MUKC X	XMakc	:×	ь	>,%	Ф V, % храсч	Примечания	
I. Коэффициент машинного времени конвейера (Км):			TARE				PAROL		R. H.W.
сборного штрека	53 [23	0,41	0,90	0,59	0,41 0,71 0,59 0,06 0,56 0,90 0,76 0,11	11,3	0,60	В знам. ш. "Эстония"	тония"
панельного штрека	167	0,57	01,0 67,0 86,0 73,0	64.0	0,10	12,7	0,80	ш. "Эстония"	
гл. магистрального штрека	120		0,76 I,00 0,95 0,09	0,95	60,0	9,5	0,95	ш. "Эстония"	
2. Коэффициент загрузки привода (кз):									
сборного конвейера	141		0,27 0,61 0,44 0,07	0,44	0,07	6°5I	1	m. "Axrme"	
панельного конвейера	183	0,49	0,49 1,12 0,73 0,13	0,73	0,13	17,8	-	ш. "Эстония"	
3. Коэффициент произво- дительности сборного конвейера (кч.):	56	56 0,14 0,76 0,45 0,13	0,76	0,45	0,13	28,9	Jeres To	ш. "Ахтме"	
. n - uncho	наблю	пений:	×	IX	×	- COOTE	ветственно	Примечания: І. п - число наблюпений: х Х. ж. х соответственно минимальное, максималь-	ARCHMAJIE-

ное, среднее и расчетное значения признака; О- среднеквадратичное отклонение признака; V - ко-ANGELO HAUSEMANN, YMUH, MARKO, N. Y DACH эффициент вариации признака.

- 2. Исследуемый конвейер КПЗ-500П сборного штрека на ш. "Ахтме" имеет длину 596 м и мощность привода 2х75 кВт.
- "Эстония" имеет длину 2050 м и мощность привода Исследуемый панельный конвейер КРУ-350 на ш. 3x90 KBr. 3

Степень совершенства использования конвейера по производительности характеризуется коэффициентом производительности

 $\kappa_{q} = \frac{Q_{\phi}}{Q_{\tau,n}} , \qquad (3)$

где Q_{ϕ} - фактическая (эксплуатационная) производительность, т/ч;

 $Q_{\tau,n}$ – паспортная техническая производительность конвейера, τ/τ .

В данной работе коэффициент производительности κ_q определен для сборного конвейера КЛЗ-500П одного камерного блока на шахте "Ахтме" при $Q_{\tau,\eta}=500$ т/ч. При этом фактическая производительность определена по числу загружаемых за I час вагонеток ВГ 3,3 на погрузочном пункте.

Статистические показатели рассматриваемых режимных параметров приведены в таблице I. Из табличных данных вытекает, что в настоящее время большинство ленточных конвейеров работает на сланцевых шахтах со значительным резервом как по производительности, так и по мощности приводов.

Как показывает анализ, одним возможным вариантом улучшения использования конвейеров является усреднение участковых грузопотоков с помощью механизированных (конвейерных) бункеров, установленных на стыке сборного штрека с панельным штреком.

Литература

- I. Системы подземного транспорта на угольных шахтах / Под общей ред. В.А. Пономаренко. М.: Недра, 1975. 310 с.
- 2. Транспорт на горных предприятиях / Под ред. Б.А. Кузнецова. М.: Недра, 1976. 552 с.
- 3. Результаты обработки данных промышленных экспериментов и наблюдений подземного транспорта на сланцевых шахтах // Промежуточный отчет работы АМ-2020/239. ТПИ, 1984. 60 с.

V. Lauringson

Põlevkivikaevanduste konveiertranspordi režiimiparameetrite hinnang

Kokkuvõte

Artiklis vaadeldakse mitmeid lintkonveierite tööd iseloomustavaid režiimiparameetreid (masinaajategur, ajami koormustegur, tootlikkustegur) selleks, et hinnata konveiertranspordi kasutamise efektiivsust põlevkivikaevandustes. Mainitud režiimiparameetrid määrati kas katseliselt või vaatlustega Ahtme ja "Estonia" kaevanduses, kus on kasutusel kamberkaevandamisviis. Esitatud parameetrite väärtusi on kasulik arvestada ka konveiertranspordi arvutustes, selleks et
tõsta arvutuste täpsust põlevkivikaevanduste jaoks.

V. Lauringson

Analysis of Conveyor Transport Rate Parameters in Oil Shale Mines

Abstract

The article presents the following rate parameters concerning conveyor transport: coefficient of machine time, load factor of electric drive, conveyor capacity coefficient.

The author suggests that the presented parameters should be taken into account in making project calculations for conveyor transport in oil shale mines with the aim of raising the exactness of the calculations.

The parameters were determined on the basis of experiments carried out in the Ahtme and Estonia mines where room-and-pillar mining system is used.

TALJINNA TEHNIKAÜLIKOOLI TOIMETISED

ТРУДЫ ТАЛЛИННСКОГО ТЕХНИЧЕСКОГО УНИВЕРСИТЕТА

УДК 622.84 ((405))

Б.Е. Наумов, Э.Я. Рейнсалу

ПОСТТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В ЗАКРЫТЫХ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

В Эстонии почти все эксплуатируемые месторождения полезных ископаемых - горючего сланца, фосфорита, известняков и др. - находятся на той стадии, когда все большее значение приобретает проблема закрытия - ликвидации или консервации горнодобывающих предприятий. Озабоченность общественности состоянием окружающей среды придает проблеме закрытия отработанных шахт и карьеров особую актуальность.

Сегодня, на наш взгляд, вопрос состоит в том, чтобы наиболее полно и комплексно оценить виды, диапазон, глубину и длительность технологического воздействия закрытых горных предприятий на окружающую среду, определить полный уровень ее динамического равновесия. При этом обязательно должна быть оценена возможность биогеоценоза территории к самовосстановлению. Сложность такой оценки и научная непроработанность ее критериев не дают оснований не ставить эту цель. Неизбежная стадия на пути к ней – оценка техногенного давления на геологическую среду.

Существует общий, узаконенный порядок закрытия горнодобывающих предприятий и их частей, предусматривающий обеспечение безопасности людей, наиболее полную и целесообразную выемку запасов полезных ископаемых, охрану окружающей
среды, защиту зданий и сооружений, возможность использования горных выработок в других отраслях народного хозяйства и т.п. Этот порядок в виде соответствующей инструкции
[I] разработан на основе богатого опыта крупных и разнообразных месторождений и бассейнов СССР и мира. Но, несмотря на наличие регламентирующих материалов, нельзя
быть уверенным в экологически уравновешенном исходе ситуа—
ции, поскольку любая инструкция, как бы совершенна она ни

была, только предусматривает, а не определяет необходимые мероприятия. Поэтому в Эстонии, где, с одной стороны, не столь велик срок горнодобывающих традиций и относительно просты условия эксплуатации месторождений, что усыпило в какой-то мере инженерную экологическую мысль, а с другой - природная среда легко уязвима, к процессу закрытия горного производства следует относиться весьма тщательно.

Весьма важно, по нашему мнению, учитывать в проектах закрытия предприятий образование в геологической среде отработанных территорий и зон, прилегающих к карьерам шахтам, т.н. посттехнологических процессов. Этот термин предлагается авторами для обозначения процессов, вызванпроизведенными горными и сопутствующими им работами. Эти процессы проявляются чаще всего в виде проседаний, обрушений и смещений земной поверхности; изменений гидрогеологического и гидрологического режимов вод, активизации гео- и гидрохимических процессов с вертикальной и горизонтальной миграцией химических элементов внутри отработанного пространства; эмиссии элементов - загрязнителей в окружающую среду. Характерно, что эти процессы могут причинять существенный ущерб окружающей природной и культурной среде в течение длительного времени после ликвидации горного производства.

В последнее время в Северо-Восточной Эстонии участились случаи внезапных обрушений и прогибов топоповерхности над отработанным 20 и более лет назад пространством. В результате ухудшается качество земли, возникает опасность для людей и механизмов, сооружений.

В Маарду отмечены случаи проседаний и провалов пород кровли глубиной до I-I,5 м над старыми шахтными выработками, что в 70-х годах едва не привело к аварии: один провал разрушил около I/4 ширины действовавшей дороги между складом руды и бункером флотофабрики. Имеются сведения о переувлажнении сельхозугодий (например, на территории восточного крыла шахты "Ахтме", где 25-30 лет тому назад земли были осущены в результате дренирующего действия горных работ). Во многих подобных случаях возможен и субъективизм в оценках причин подобных явлений: стремление земледельцев обвинить в своих бедах промышлен-

ность. Объективно же это вполне может происходить в результате сдвижения горных пород, кольматации техногенных трещин или пор в толце пород, что, например, имеет место на отвалах Маардуского карьера.

Типичным посттехнологическим процессом можно считать вертикальную миграцию очагов горения кукерсита из террикона закрытой шахты "Кукрузе" в подземное отработанное пространство. Типичной была и горизонтальная миграция очагов горения диктионемового сланца в отвалах Маардуского карьера, продолжавшаяся в течение ряда лет от краевых откосов к центру, вдоль скоплений сланца в межгребневых впадинах, с уничтожением уже выросших деревьев. Этот процесс в свое время позволил некоторым специалистам сделать неверный вывод о спонтанном зарождении самостоятельных очагов самовозгорания в отвалах 10-15-летнего возраста.

Нормальным явлением считается затопление закрытых шахт и карьеров. Объем воды в едином подземном бассейне сланцевых шахт № 2, 4, "Кукрузе" и "Кява" оценен порядка 23-25 млн.м3. Сезонно уровень и объем воды колеблется. Вода сильно загрязнена, в т.ч. продуктами разложения сланца-кукерсита и органических остатков в горных выработках [2]. Воздействие загрязненной воды этих затопленных шахт на природную среду вообще не исследовано. гой подземный бассейн воды имеется в закрытой шахте "Кивиыли". Благодаря принятым мерам предотвращено крупное загрязнение этой воды выбросами сланцехимического завода "Кивиыли". В подземных горных выработках в Маарду уровень вод колеблется в пределах 1,5-2,6 м (наклонный шахтный ствол), в карьерах - от 0.5-0.8 до 3.0 м работе насосных установок и до 5-6 м при авариях этих установок. Объем выработанного карьерами пространства ориентировочно равен $120 \cdot 10^6$ м³, а объем воды в нем – до 20 - 25 млн_м³.

Необходим прогноз событий, последующих затоплению карьеров после их закрытия или консервации. Если при затоплении Вийвиконнаского сланцевого карьера (после его закрытия) негативным явлением явится заболачивание й гибель леса в наиболее низких частях рекультивированной

территории, то на Маардуском месторождении фосфорита ожидаются более многообразные посттехнологические процессы.

Маардуский комплекс, состоящий из двух карьеров (Северный и Южный) и двух подземных участков (Маардуский Олгазеский) плюс хвостохранилище, шлаконакопитель и пр., по всем аспектам является наиболее сложным горнотехническим объектом среди подлежащих закрытию в ближайшее время. На Маардуском фосфоритном месторождении отработано 12.3 км площадей, в том числе I,6 км - подземным способом (не считая район Юльгазе). В отвалах размещено более 85 млн. м³ горных пород, из них 26,3 млн. м³ диктионемового сланца. В хвостохранилище накоплено 8,7 млн. т кварцевого песка - отходов обогащения. По степени токсичности горные породы Маардуского месторождения ранжируются в следующем порядке: диктионемовый сланец, глауконитовый песчаник. фосфоритсодержащие кварцевые и оболовые песчаники, известняки.

В геологической среде отработанной территории Маардуских карьеров наблюдаются весьма многообразные процессы, которые в посттехнологической стадии не прекращаются, а возможно еще более активизируются либо видоизменяются.

Техногипергенез отвальной массы

Этот процесс сложен и многообразен, но его основные факторы суть:

- электро- и биохимические реакции, приводящие к образованию эндогенного тепла и самонагреву диктионемового сланца и пирита и аккумуляции тепла (самовозгорание реализуется при условиях: превышения критических параметров скопления влажного сланца, доступа атмосферного кислорода в достаточном количестве; положительного теплового баланса) [3];
- -образование промежуточных, в том числе пирофорных соединений железа [4]:
- наряду с естественной ускоренная физическая и химическая деструкция пород, слагающих отвальный массив;
- увеличение физической поверхности процесса хемосорбции в результате разрушения (расслоения) кусков пород;

- увеличение пористости и плотности, снижение теплотворности сланца [3, 4].

Основные показатели техногипергенеза в отвалах: электрохимическая разность потенциалов — от I3—I4 до 600 мВ при температуре самонагрева от 6—I2 до I00—I20 °C (в основном до 20—30 °C); температура горения до 800—850 °C (в основном 200—400 °C); действующая поверхность процесса хемосороции — от 5000 до 3I 400 м²/м³ при росте температуры от 6—8 до I20 °C; средняя скорость роста температуры в очагах 0.2—6.6 °C/сут, остывания — до 2.2 °C/год в массе отвала. Температурный градиент отвальной массы составляет I0.5—II.6 °C/м I3J. Некоторые показатели посттехнологических процессов по карьерам приведены в таблице.

Техногипергенез складированных отходов обогащения фосфоритной руды (хвостохранилище) мало изучен. Их масса состоит в основном из кварцевого песка с содержанием до 3% P₂O₅, с наличием флотореагентов (в том числе типа АНП-2, ПДК на который равен нулю) и минеральных групп (пирита и др.). Дамба хвостохранилища включает, кроме песка, известняк, диктионемовый сланец и четвертичные отложения.

В отвалах формируются "активная зона усиленной аэрации... и пассивная зона незначительной аэрации... на глубине свыше 3-4 м" [3], где образуются окислительная и восстановительная среды, особенно при наличии воды в основании отвалов или в водоемах. Окислительно-восстановительный (редокс) потенциал Ей в приповерхностном слое зумпнов, канав и в родниках колеблется от +180...+195 мВ (Наумов, Кустарева, 1989) до +350...+450 мВ и с увеличением глубины до 2,5 м составляет 0 мВ (Йоханнес, Каризе, 1980).

Очевидно, что подъем уровня карьерных вод резко меняет редокссреду, активизируя, с одной стороны, процессы выщелачивания окисленных элементов, а с другой – процесс их восстановления и седиментации.

Миграция химических ингредиентов

Этот процесс в целом является составной частью гипергенеза, но в техногенных условиях он настолько специфичен, что его следует рассматривать отдельно. Его составляющие – это высоко- и низкотемпературное выщелачивание, перенос и переотложение элементов внутри карьеров и в окружающих породах, эмиссия из отработанного пространства (в основном в гидросферу).

Собственно в отвалах происходят вертикальная и горизонтальная миграции химических ингредиентов. Восходящая, к поверхности — при выходе парогазовоздушной смеси (скорость выброса — до 3—5 м/с) ГбЈ, где происходит обогащение приповерхностного слоя сульфат-ионами и восстановленной серой, другими элементами, в том числе рением, — но только при температуре выше 60—80 °С в местах, где были очаги самонагрева и горения (в основном в 70—х — начале 80—х годов) Г7Ј. Нисходящая миграция происходит при инфильтрации атмосферных осадков в основном за счет окислительной зоны мощностью до 3—5 м, где на Северном карьере в виде скоплений — полос в межгребневых впадинах, ориентированных в меридиональном направлении, сосредоточено в целом 28—36 % диктионемового сланца ГЗ, б].

Горизонтальная миграция внутри карьеров происходит за счет техногенного водоносного комплекса, в т.ч. внутри отвалов, согласно гипсометрии подошвы фосфоритного пласта (дна карьеров) и по внутрикарьерным водоотводным канавам и траншеям. Комплекс формируется за счет инфильтрационных и подземных вод безнапорного ордовикского и напорного ордовико-кембрийского горизонтов. Доля притока в карьер за счет подземных вод составляет 46-79 %.

Внутри отвалов и водоемов имеет место образование геохимических барьеров. В отвальной массе они приурочены к скоплениям известняков и глауконитовых песчаников. В дренажной системе и в зумпфах — водосборниках на глубине более 2,5 м происходит процесс седиментации, также приводящий к появлению новообразованных минерагенных зон [5,8].

Внекарьерная миграция элементов в настоящее время происходит главным образом за счет откачиваемых и выте-

кающих самотеком (в том числе и через подземные выработки), а также фильтрующихся из Северного карьера вод. Седиментогенез происходит и в поверхностной дренажной системе, в озере Маарду, в овраге Крооди и прибрежной части залива Мууга. В нижней части оврага Крооди свою долю
загрязнения вносят прослои захороненного пиритного огарка (отходы сернокислотного производства), фильтрующаяся
из хвостохранилища вода и - главное - стоки химического
производства ПО "Эстонфосфорит". Они обогащают водный поток фтором, фосфором, железом, хлором, медью, АНП-2, органикой и др., ингредиентами. Кроме ПО "Эстонфосфорит",
через овраг или непосредственно в залив Мууга сбрасывают
стоки и другие предприятия г. Таллинна, в т.ч. Новоталлиннский порт.

В общем поверхностном стоке через овраг Крооди (27, I млн. м³/год) доля ПО "Эстонфосфорит" составляет менее 80%, а доля открытых горных работ - 27,8%, но растворенных веществ карьеры (главным образом Северный) поставляют 46,8%: 22,75 тыс.т/год. Со стоками из Северного и Южного карьеров соответственно в залив Мууга и озеро Маарду выносится 19,75 тыс.т и 3 тыс.т растворенных веществ в год, в основном сульфат-ионов, кальция и магния.

Удельный годовой поверхностный сток из этих карьеров составляет соответственно 0,63 млн.м³/км² и 1,63 млн/м³/км², но удельный годовой вынос растворенных минеральных веществ имеет обратную пропорцию: 1010 т и 656 т на каждый миллион тонн диктионемового сланца, размещенного в отвалах (в основном за счет концентрации этих веществ: 7,5 г/л и 1,1 г/л). Разница в концентрации объясняется следствием более мощной и глубокой тепловой и химической деструкции на Северном карьере. При этом суммарная мощность диктионемового сланца в отвалах Северного карьера составляет 2,75 м, а Южного – 4,19 м (в пересчете на целик). Общая жесткость карьерных сточных вод соответственно 86 и 21 мг-экв/л, доля сульфат-ионов в них весьма стабильная: 40-60 % от сухого остатка (см. таблицу).

В сапропелях и биоте озера происходит определенное накопление элементов, в донных осадках залива этот пропесс не изучен. Подсчитано, что эмиссия элементов из карьеров будет происходить в течение нескольких десяти-

Теблица

Некоторые показатели посттехнологических процессов карьеров ПО "Эстонфосфорит" [3, 4, 6, 7, 9]

	Единица	Карьер	0
Показатель	измере-	Северный	Южный
	2	က	4
Возраст отвалов на 1990 г.	лет	до 26	до 16
Доля диктионемового сланца в отвальной массе в целом	24	28,4	37,2
Доля массы диктионемового сланца, размещенная в ак-	24	34,9 до	менее 1-2
тивной зоне усиленной аэрации (на глубине до 3 м)		72,5-80	
Суммарная мощность диктионемового сланца в отвалах	M	2,75	4,19
Пораженность поверхности отвалов пожарами (140-850 °С)			
70-е годы	100	15-20	25-30 ^x
конец 80-х годов	200	0	0
Средняя температура отвальной массы:			
71 I961-086I	၁ _၀	8,61	80-100 и более
1984-1986 гг.	ွ	I, 3I	26,9-20,7
Предельная температура отвальной массы,			
июнь 1989 г. хх: на 93 % площади	၁၀	ниже 28	ниже 20.
на 98 %. площади	ွပ	ниже 28	ниже 40
Удельный поверхностный сток из карьеров (с I км ²			
площади: дренаж и откачка	млн.м3/год	0,63	(N
ОТКАЧКА	млн.м3/год		I,63

	-		
AT TO SERVICE OF THE	2	3	4
Конпентовция растворенных веществ в сточных карьер-	no Legio Legio	18 30 T 30 T 30	
ных водах (1988 г.)	г/л	7,5	I,I
Удельный вынос растворенных веществ со сточными			
карьерными водами (на I млн.т сланца, 1988 г.)	т/год	0101	929
Общий вынос растворенных веществ со сточными			
карьерными волами (1988 г.)	Thic.T/rog	19,75	3,0
R TOM UNCLE: CVJE MAT-NOHOB	THC. T/LOM	11,43	1,18
KBJBIINA	TEG. T/ POH	2,22	0,5
MALTHIA STATE	TEG. T/rog	2,56	0,21
We lie 3	т/год	8,39	0,35
фосфора	т/год	8,44	1,75

х В 1974-1976 гг. (первые годы работы карьера)

на Южном карьере в двух скважинах зафиксирована температура I20-240 °C (Б. Наумов. В 1987-1989 гг. замеры температуры производились совместно с работниками ГЛТХСа: В. Костовецкий, А. Сулимин), в декабре 1987 г. – марте 1988 г. и ниже 64-106 °С (А. Песчанов, Н. Каменева) в 1989 г. ×

летий и даже столетий. Так, из соображений только пятикратного водного обмена по отношению к общей массе диктионемового сланца в отвалах (при сохранении кождый раз пропорции вода/сланец =3,2/I) расчетное время хорошо растворимых сульфат-ионов составит 5I-88 лет. Для остальных элементов этот показатель может быть на порядок выше.

Вопрос определения предельно допустимой техногенной нагрузки на прибрежную зону залива Мууга имеет важное значение; за 100 лет эмиссии элементов только из карьеров в водную среду будет выброшено около 5-7 млн.т только тонких взвешенных и растворенных веществ, в том числе различных экологически значимых металлов.

Следствием посттехнологических процессов является изменение радиационной обстановки и теплового режима определенной массы геологической среды, контактирующей с отработанным пространством. Если тепловой режим отвалов изучен достаточно подробно, то динамика радиационной ситуации только изучается.

Анализ состояния Маардуской техногенной территории показывает, что прогноз посттехнологических процессов в этом районе должен учитывать в динамике:

- гидродинамические и гидрохимические показатели в зависимости от уровня карьерных (в т.ч. подземных) вод;
- степень минерализации вытекающих из карьеров вод, количество, длительность и допустимость выброса ингредиентов загрязнителей в залив Мууга и озеро Маарду;
- воздействие карьерных вод на скружающую оба карьера геологическую среду;
- физические показатели отвальной массы: устойчивость, фракционный состав, пористость, фильтрационные свойства, тепловой и радмационный режимы и т.п.

На основании изложенного можно дать укрупненную прогнозную оценку развития посттехнологических процессов весьма уникального и сложного (в то же время типичного для аналогичных условий) объекта — Маардуского горного комплекса по следующим направлениям. Остановка насосов повлечет за собой поднятие уровня карьерных вод на 5-6 м на юге Северного карьера и установление нового гидродинамического режима: усиление напора и стока через подземные выработки и дренажную траншею, подъем уровня грунтовых вод на промплощадке ПО "Эстснфосфорит" и вокруг карьера (в том числе в Каллавере), расширение зоны фильтрации карьерных вод в целик на север (к глинту), на запад (к оврагу Крооди) и на восток (в сторону реки Ягала). Фильтрация на юг, к Южному карьеру, замедлится или даже остановится — в зависимости от установившегося уровня вод в этом карьере, не имеющем стока. Здесь уровень вод может подняться и на большую величину.

минерализация карьерных вод Северного карьера при поднятии уровня увеличится до 7-10 г/л и более, и количество выносимых тонких взвешенных и растворенных веществ может увеличиться до 10 и более млн. т в столетие. За счет скислившихся в отвалах сульфидов содержание сульфат-ионов повысится и может появиться угроза устойчивости бетонных и металлических сооружений Новоталлиннского порта. В целом гидрохимическая нагрузка на прибрежную акваторию залива мууга в этом районе возрастает. Свое загрязняющее влияние будет продолжать оказывать и хвостохранилище – как на подземные, так и на прибрежные воды.

Последствия долговременного гидрохимического воздействия на акваторию и сооружения порта точно оценить в настоящее время невозможно, а потом может сказаться поздно. Поэтому, на наш взгляд, необходима очистка карьерных стоков с применением естественных фильтров-дамб из породсорбентов (глауконит и пр.) или же методом обратного осмоса и электродиализа, позволяющих в серийно выпускаемых аппаратах умягчать сточные шахтные воды с солесодержанием 3-9,6 г/л и более в 200-700 раз (работы Института коллоидной химии и химии воды им. А.В. Думанского АН УССР) [9]. Расходы должны нести все предприятия, влияющие на акваторию залива Мууга в этом районе. При реализации рассола возможна определенная прибыль.

Состояние воды озера Маарду улучшится, так как в него с 1989 г. прекращен сброс вод Северного карьера, а во-

ды Южного карьера в настоящее время менее загрязнены, чем озерные: сухой остаток составляет в среднем I,I и 2 г/л, жесткость — 20 и 29 мг-экв/л соответственно. Вопрос необ-ходимости очистки озера от накопившихся сапропелей в силу ряда субъективных и объективных факторов пока не решен. Запасы сапропеля составляют 3,6 млн. т и могут быть использованы в качестве удобрений или даже лечебных грязей.

Тепловой режим отвалов не внушает опасений: отвальная мусса имеет отрицательный тепловой баланс и постепенно остывает, но зоны, подвергавшиеся высокому самонагреву, попрежнему будут главным источником загрязнения вод. Загрязнение атмосферы пожарными газами прекращено, но вскрытие определенных (не всех) участков отвалов может привести к появлению пожаров.

Величина радиационного фона на отвалах несколько выше, чем на ненарушенных площадях в этом районе и не представляет никакой опасности, но постоянное проживание людей на этой территории нежелательно из-за увеличения популяционной дозы и возможных (правда, крайне малых) генетических последствий в отдаленном будущем.

Геохимические процессы в отвальной массе карьеров по добыче сланца-кукерсита не карактеризуются столь значительными экологическими последствиями, поэтому они не привлекли внимания исследователей. В большой, но если иметь в виду экологический аспект, все же в недостаточной степени исследованы процессы термического разложения (горения) кукерсита в отвалах (терриконах) и в подземных условиях (Дипломная работа геолога Э. Пуура в Тартуском университете, 1989 г.).

Выводы

Анализ диапазона, динамики и длительности процессов, происходящих в затронутой горньми работами геологической среде, показывает, что экологические последствия техногенных возбуждений могут оказаться весьма протяженными во времени и на данной стадии изученности не всегда могут быть однозначно спрогнозированы. Качественными можно считать только те проекты ликвидации и консервации горнодобывающих предприятий, в которых предусмотрено эффективное погашение посттехнологических процессов.

Литература

- І. Инструкция о порядке ликвидации и консервации предприятий по добыче полезных ископаемых (в части обеспечения безопасности, рационального использования и охраны недр), утв. постановлением Госгортехнадзора СССР от II.07.85 № 28. Госгортехнадзор СССР. М., 1985. 28 с.
- 2. Бутакова А.Л., Рейнсалу Э.Я., Юргенфельдт Г.Ю. Определение объема воды затопленных сланцевых шахт. Инф. бюлл. "Горючие сланцы" № 5, 1980 г. С. I-5.
- ✓ 3. Наумов Б.Е. Предупреждение самовозгорания горных пород в отвалах при открытых разработках фосфоритных месторождений Прибалтики // Автореф. дис. ... канд. техн. наук. М.: 1986.
- 4. Наумов Б.Е., Александров И.В., Войтковский И.В. Фазопреобразование железосодержащих компонентов в процессах автоокисления и самовозгорания диктионемового сланца — Химия твердого топлива. 1988. 4. С. 41-52.
- 5. Йоханнес Э., Каризе В., ПилльА. Некоторые проблемы контроля за охраной качества подземных и поверхностных вод при открытой добыче фосфоритов (на примере Маарду) // Тез. докл. респ. научно-техн. конф. Хозяйственный механизм рационального природопользования при добыче полезных ископаемых. Таллинн: 1980. С. 102-105.
- 6. На умо в Б.Е. Основные закономерности процесса аутогенного нагрева диктионемового сланца в отвалах Маардуского фосфоритного рудника // Сб. науч.тр. ГИГХС. Проблемы горной экологии. М.: 1981. Вып. 53. С. 59-63.
- 7. Наумов Б.Е. Экологическая эффективность пожаробезопасной технологии отвалообразования с захоронением диктионемового сланца в выработанном пространстве карьера // Сб. науч. тр. ГИГХС. Экологические проблемы горного производства. М.: 1985. Вып. 66. С. 65-69.
- 8. Певзнер М.Е., Наумов Б.Е., Пуура В.А., Беленький П.Г. Распределение диктионемового сланца и температурный режим его самонагрева в отвалах

Маардуского фосфоритного карьера // Известия АН ЭССР, сер. Геология / Таллинн: 1982. Т. 31. С. 131-139.

9. Комплексная переработка шахтных вод / Под ред. А.Т. Пилиленко. Киев: Техника, 1985.

B. Naumov, E. Reinsalu

Posttehnoloogilised protsessid suletud mäetööstusettevõtetes

Kokkuvõte

Käsitletakse maavarade kaevandamisest tingitud pingete jääknähtusi, mis ilmnevad pikka aega pärast mäetööde lõppu ja isegi pärast mäetööstusettevõtte sulgemist.

B. Naumov, E. Reinsalu

Post-Technological Processes in Closed Mines

Abstract

Waste occurrence due to tensions appearing after mining, even a long time after them and sometimes after closing down the mines, is dealt with in the paper.

TALLINNA TEHNIKAÜLIKOOLI TOIMETISED

ТРУДЫ ТАЛІЛИННСКОГО ТЕХНИЧЕСКОГО УНИВЕРСИТЕТА

УДК 622.271.14;550.8

Р.А. Пязок

АНАЛИЗ ОБОСНОВАННОСТИ КОНДИЦИЙ НА СЫРЬЕ ФОСФОРИТНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ТООЛСЕ

Кондиции на ископаемое сырье играют очень большую роль, поскольку они в конечном счете определяют судьбу каждого месторождения. От них зависит величина промышленных запасов и среднее качество сырья в контурах этих запасов по содержанию полезного компонента и вредных примесей. При ошибках в установлении кондиций и недостаточной технологической и экономической обоснованности последних возникает ошибка в оценке промышленного значения месторождения. Опасны как недооценка, так и переоценка, поскольку они связаны либо с безвозвратными потерями сырья в недрах, либо с напрасными излишними затратами денег в освоение месторождения.

Постоянные кондиции на сырье месторождения Тоолсе разрабатывались дважды. Вначале институтом ВНИИГ были разработаны и в 1972 г. утверждены в ГКЗ СССР кондиции для открытого способа разработки месторождения. На оскове этих кондиций были рассчитаны и утверждены запасы месторождения. В 1977 г. Госгорхимпроект разработал постоянные кондиции для варианта подземной разработки месторождения. Кондиционные параметры обоих вариантов приведены в табл. I [1].

Указанные кондиции были разработаны сравнительно давно, когда еще действовали оптовые цены 1966 года на фосфатное сырье и отсутствовали достаточно достоверные по-казатели затрат на эксплуатацию месторождения. Сейчас наврело время пересмотра этих кондиций, поскольку с 1982 года действуют иные цены, появились некоторые более новые данные о затратах на добычу и обогащение сырья. Целью настоящей статьи является анализ обоснованности и правомер-

ности приведенных в таблице I кондиционных параметров, на основе которых запасы месторождения были поставлены на государственный баланс.

Таблица І

Наименование параметра	Открытая разра- ботка	Подземная разра- ботка
Минимальное содержание Р205 в	PRIHODO MEO	00000
пробе (бортовое содержание), %	4	3
Минимальное среднее содержание		
Р205 (промминимум) в подсчетном		
блоке, %	8,5	8,3
Максимальное содержание MgO в		
подсчетном блоке, %	0,6	0,6
Минимальный железистый модуль в		
подсчетном блоке М(Fe)	0,19	0,19
Минимальная мощность промпласта, м	0,5	I,5
Максимальный линейный коэффициент		
вскрыши, м/м	24	
Минимальная мощность покрывающих		
пород, м		I5

Экономическая обоснованность кондиционных параметров

По экономическим критериям должны рассчитываться два важнейших кондиционных параметра — бортовое содержание по-лезного компонента (в краевой пробе) и промминимум в подсчетном блоке или в целом по месторождению [2]. Оптимальное бортовое содержание положено определять вариантными расчетами по критерию максимума прибыли от эксплуатации месторождения, или, что в принципе одно и то же, максимума прибыли на тонну погашаемых геологических запасов последнето [3]. Промминимум в подсчетном блоке определяется по критерию нулевой рентабельности добычи и переработки (обогащения) сырья.

В проекте кондиций для варианта открытой разработки месторождения Тоолсе оптимизационные расчеты бортового со-держания вообще не производились. Оно было однозначно и

сезо всякого обоснования принято равным 4% P_2O_5 . В ТЭО Госгорхимпроекта такие вариантные расчеты были выполнены, однако выбор был сделан по критерию минимума затрат на добычу и обогащение тонны сырья. Оптимизация границ извлечения запасов месторождений по критерию минимума затрат на добываемый продукт является, как известно, нонсенсом. Погоня за минимальными затратами на добычу обычно приводит к выборочной отработке наиболее богатой части месторождений и большим потерям сырья в недрах. Многочисленные примеры подтверждают эту тенденцию.

Таким образом, важнейший кондиционный параметр в обоих вариантах разработки месторождения является необоснованным. Об этом косвенно свидетельствует даже такая деталь (табл. I), что при дешевом открытом способе эксплуатации месторождения границы извлечения запасов оказываются более узкими, чем при дорогостоящей подземной разработке. А по идее должно быть наоборот.

Значения промминимума содержания P_2O_5 в блоке также требуют корректировки и приведения в соответствие с имеющимися на сегодня экономическими показателями. В материалах Госгорхимпроекта по месторождению Тоолсе себестоимость тонны P_2O_5 в концентрате составляет I38 руб., или на тонну исходного сырья (при товарном выходе из него продукта 0,066) 9,I руб. Действующая оптовая цена на прибалтийский фосконцентрат сейчас составляет в расчете на тонну P_2O_5 I53 руб./т.

Подставив эти величины в известное аналитическое выражение промминимума, получим

$$\alpha = \frac{100 \, c_p \cdot a}{\text{U·K}_{\text{ofor.}}(\text{I-K}_{\text{pas.}})} = \frac{100 \cdot 9, \text{I} \cdot \text{I}, \text{I}}{153 \cdot 0,692(\text{I-0},06)} = 10 \,\%,$$

где C_p = 9,I руб. - затраты на добычу и обогащение тонны руды;

a = I,I - коэффициент роста затрат (с учетом непредвиденных работ);

 $U_1 = 153$ руб. — действующая оптовая цена концентрата (за тонну P_2O_5);

 $K_{o\delta or.} = 0,692$ — извлечение P_2O_5 из сырой руды при обогащении;

Краз. = 0,06 - коэффициент разубоживания.

По мере увеличения затрат на разработку сырья значение промминимума будет также увеличиваться, значит будет уменьшаться величина промышленных запасов, которая может быть рентабельно отработана. В целях сохранения уровня извлечения запасов из недр пришлось бы увеличить оптовую цену на прибалтийский концентрат, которая и без того сейчас наибольшая по Союзу. Например, хибинский апатитовый концентрат и фоссырье Каратау имеют цены на тонну P_2O_5 соответственно 57 и 60 рублей. Цену на прибалтийский концентрат сейчас можно рассматривать как замыкающие затраты на фосфатное сырье в СССР.

В вышеотмеченных материалах Госгорхимпроекта не учтены затраты на надежное обезвреживание диктионемового сланца при эксплуатации месторождения. Соответствующая технология пока не разработана, а поэтому не может быть и экономически обсчитана. Нет достоверных сведений о затратах на добычу сырья при подземной разработке месторождения. Поэтому величина промминимума определялась нами при различных уровнях затрат, она затем использовалась совместно с результатами статистического анализа качества сырья в месторождении для оценки уровня кондиционности его запасов.

Таким образом и второй кондиционный параметр - промминимум - является в рассматриваемых ТЭО кондиций ошибочным.

Технологическая обоснованность кондиций на сырье

Сырье месторождения предназначено для химической переработки в фосфорные и фосфорсодержащие минеральные удобрения. К отправляемому на химическую переработку фосфоритному концентрату предъявляются очень жесткие требования в части содержания полезного компонента и вредных примесей, главным образом окислов магния, железа и алюминия. Эти требования к прибалтийскому концентрату сведены в ТУ-II3--I2-96-82. Технические условия на концентрат диктуют соответствующие требования к исходному обогащаемому сырью, которое должно гарантировать возможность получения из него

продукта нужного качества. В противном случае сырье оказывается непригодным для производства минеральных удобрений и его можно применять лишь как фосфоритную муку для удобрения полей. Ничтожная агрохимическая эффективность муки из прибалтийского ракушечного фосфорита в настоящее время широко известна.

Исследования обогатимости фосфоритов месторождения Тоолсе проводились Кингисеппской лабораторией ГИГХСа. Полупромышленному обсгащению подвергалась проба, взятая из одной выработки в краевой части месторождения (где это практически оказалось возможным). Кроме того, лабораторным методом было обогащено IO малых технологических проб из кернового материала буровых скважин в различных участках площади месторождения. По результатам этих малочисленных и поэтому, на наш взгляд, не совсем представительных опытов обогатителями сформулированы требования к обогащаемому сырью. Сопоставим их с кондиционными параметрами (табл. 2).

Таблица 2

Требуемое качество поступающей на обогащение руды	Качество руды в масси- ве с учетом ее разубо- живания при добыче	Кондиции на подсчетный блок			
P ₂ O ₅ ≥ 9,5 %	$P_2O_5 = \frac{9.5}{0.94} = 10.1 \%$	P ₂ O ₅ ≥ 8,5 %			
Mg0 ≤ 0,45 %	$Mg0 = \frac{0.45}{0.94} = 0.48 \%$	Mg0 ≤ 0,6 %			
$M(Fe) \leq 0,16$	M(Fe) =0, I6·0, 94=0, I5	$M(Fe) \le 0,19$			

Как видно из приведенных в таблице цифр, требования к сырью весьма односторонне отличаются от рекомендуемых кондиций. В кондициях содержание полезного компонента уменьшено, а содержание вредных примесей увеличено. Между тем, полупромышленному испытанию на обогатимость подвергалась проба еще более высокого качества: $P_2O_5 = I2.3\%$, MgO = 0.2% и M(Fe) = 0,097. Возможность же получения соответствующего требованиям ТУ концентрата из сырья с показателями, близкими к рекомендуемым кондиционным параметрам, не установлена (во всяком случае такие данные в проекте кондиций отсутствуют). Из-за малочисленности опытов не установлена (во всяком случае такие данные в

тановлены даже корреляционные связи между компонентами и их модулями в обогащаемой руде и получаемом концентрате, котя это полагалось бы сделать.

Как было уже сказано, промминимум в подсчетном блоке $8,5~\%~P_2Q_5$ не годится по экономическому критерию. Следовательно, руда с таким содержанием не только вызывает сомнение с точки зрения возможности получения из нее кондиционного концентрата, она не обеспечивает при существующей цене на концентрат рентабельной отработки запасов.

Оценка варьируемости качества сырья по месторождению

Разработанные кондиции представлены некоторыми усредненными показателями, распространяющимися на весьма крупные части месторождения — подсчетные блоки. Средняя величина запасов одного блока составляет около 26 млн. труды, что превышает объем 4-летней добычи предприятия по проекту. Внутри каждого блока возможны большие колебания показателей качества сырья, что затрудняет обеспечение обогатительной фабрики сырьем стабильного состава. Кондиционным же требованиям должен, в первую очередь, отвечать поток поступающего с горнодобывающего предприятия сырья, а не запасы какого-то блока или месторождения в целом.

Для оценки кондиционности сырья с учетом изменчивости его качества по площади месторождения нами были выполнены статистические исследования сети разведочных скважин по данным химических анализов керновых проб [4]. В каждой скважине мощность промпласта определялась по минимальному содержанию P_2O_5 в пробе 4% (бортовое содержание). В пределах этой мощности определялись средние значения P_2O_5 , MgO, Fe2O3 и M(Fe). Единую статистическую совокупность составляли 399 буровых скважин в контурах промышленных запасов месторождения. Каждая из них характеризовалась своими показателями содержания компонентов и представляла определенную часть этих запасов. В среднем часть ускважину приходилось около 660 тыс. т руды. Основные результаты статистических исследований показаны в табл. 3.

3

Наименование параметра	Размах	Среднее значение	Стандарт- ное от- клонение	Уровень кондицион- ности, %
P205, %	4,I-I9,5	10,9	2,47	83
Mg0, %	0,07-3,9	0,54	0,4	68
M(Fe)	0,05-0,92	0,16	0,072	75
По совокуп- ности па- раметров	MARINE UNION	cason -ungo		48

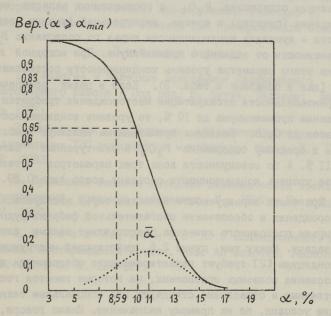


Рис. Плотность распределения содержания P_2O_5 в промышленных запасах местсрождения (пунктир) и график уровня кондиционности сырья по данному параметру в зависимости от величины промминимума.

Из приведенных данных видна существенная колеблемость любого из рассматриваемых признаков (параметров). Особенно широко варьируют содержания вредных примесей, например, MgO.

В последней графе таблицы показана вероятность соблюдения того или иного параметра в рамках рекомендуемых кондиций. Неожиданностью оказалась наименьшая кондиционность сырья по MgO. Ведь до сих пор считалось, что проблема высокой магнезиальности сырья на месторождении не может возникнуть. По совокупности всех трех параметров уровень кондиционности сырья составляет по месторождению 48 %, значит, более половины запасов представлено по существу непригодным для химической переработки сырьем.

На прилагаемом рисунке показаны кривая плотности распределения содержания P_2O_5 в промышленных запасах месторождения (пунктир) и кривая интегральной функции вероятности – кумулята кондиционности сырья по содержанию P_2O_5 в зависимости от заданного промминимума. При исходной величине этого параметра уровень кондиционности составляет 0,83 (как и показанс в табл. 3). Если в целях обеспечения рентабельности эксплуатации месторождения требуется повышение промминимума до 10%, то уровень кондиционности снизится до 0.65. Величина промминимума вплотную приблизится к среднему содержанию P_2O_5 в оконтуренных запасах 11%. А по совокупности всех трех параметров в таком случае уровень кондиционности составит всего лишь 0.39.

При такой варьируемости качества сырья эксплуатация месторождения и обеспечение обогатительной фабрики рудника сырьем постоянного качества представляет весьма сложную задачу. Между тем, пункт 2.6 действующей инструкции по кондициям [2] требует гарантированного обеспечения использования полезных ископаемых, на которые имеются государственные и отраслевые стандарты или специальные технические условия, по их прямому назначению. Иначе говоря, в проекте кондиций должна быть доказана возможность такого использования сырья.

Заключение

Прежде всего, запасы месторождения Тоолсе следует снять с государственного баланса, как подсчитанные на основе недостоверных кондиций. Кстати, то же самое следовало бы сделать с совершенно неперспективными месторождениями фосфоритов Эстонии: Азери, Тситре, Иру и Нарвское. Этим

самым удалось бы частично расчистить чрезвычайно засоренный аналогичными мелкими месторождениями баланс запасов фосфатного сырья страны.

Для месторождения Тоолсе нужны новые кондиции. Разработать их можно лишь после того, как будет решен вопрос экологически безопасной технологии открытых горных работ и определены достоверные затраты на такую технологию. По всей видимости они будут иметь более высокий промминимум содержания P_2O_5 и меньшие допуски по содержанию вредных примесей. Нетрудно предугадать, что переоконтуривание промышленных запасов по этим кондициям приведет к распаду месторождения на несколько изолированных участков и, возможно, к потере его как объекта для промышленного освоения.

Литература

- І. Геология и полезные ископаемые Раквереского фосфоритоносного района / Под ред. В. Пуура. Таллинн: Валгус, 1987.
- 2. Инструкция о содержании, оформлении и порядке представления ТЭО кондиций на минеральное сырье. М., ГКЗ СССР, 1983.
- 3. Временная типовая методика экономической оценки месторождений полезных ископаемых. М.: ГКНТ и Госкомцен СССР, 1980.
- 4. Пязок Р., Тенно К. О кондиционности фосфоритов месторождения Тоолсе. Изв. АН Эстонии. Геология, 1989. 38. № 3. С. 124-127.

R. Päsok

Toolse leiukoha fosforiiditoorme konditsioonide põhjendatuse analüüs

Kokkuvõte

Artiklis analüüsitakse Toolse leiukoha kontuurimisel ja varude arvutamisel kasutatud konditsioonilisuse parameetrite tehnoloogilist ja majanduslikku põhjendatust. Leitakse, et Toolse leiukoha tööstuslikku tähtsust on üle hinnatud. Tõestatakse, et leiukoha konditsioonid ja varude suurus tuleb ümber hinnata.

R. Päsok

An Analysis of the Phosphorite Conditions at the Toolse Deposit

Abstract

Problems connected with the technological-economic parameters used for contouring and estimating the phosphorite resources at the Toolse deposit are analysed. It is ascertained that the industrial importance of this deposit has been overestimated. The author proves that conditions should be revised and the reserves recalculated.

TALLINNA TEHNIKAÜLIKOOLI TOIMETISED

ТРУДЫ ТАЛЛИННСКОГО ТЕХНИЧЕСКОГО УНИВЕРСИТЕТА

УДК 550.8.622.273 Х.Х. Арукола

ДОСТОВЕРНОСТЬ МЕТОДОВ КОНТРОЛЯ КАЧЕСТВА ОПРОБОВАНИЯ ПО КЕРНАМ

В даиной статье оцениваются косвенные и прямые методы контроля качества опробования по кернам из скважим участка Кабала-Западний [3].

К косвенному методу контроля правильности отбора керновых проб отнесен вариант сопоставления двух половинок керна по среднему содержанию компонентов с проверкой статистических гипотез об однородности и видах распределений, о равенстве дисперсии и средних. Равенство дисперсии и средних проверялись по 132 пробам в целом и отдельно по 15 скважинам.

При прямом методе контроля качества опробования путем сопоставления данных основного опробирования с результатами контрольного опробования в смежных скважимах (на расстоямии до 5 метров), проверкой статистических гипотез об однородности и виде распределений, равенстве дисперсий и средних. Последняя гипотеза о равенстве средних проверялась по независимым и зависимым выборкам в целом по 23 скважинам и по каждой скважине. По основным и контрольным скважинам дана оценка случайных погрешностей с проверкой трех гипотез: однородности дисперсий, независимости дисперсии от уровня и нормального закона распределения от-клонаний.

При оценке достоверности определения выхода керма линейным и весовым способом при двух диаметрах: 93 мм (80 проб из 9 сиважин) и I5I мм (45 проб из 5 сиважин) проверены те же гипотезы, что при сопоставлении данных опробования в основных и контрольных сиважинах. Представлены результаты анализа двух половинок кериа по I33 пробам на содержание P_2O_5 , MgO, Fe_2O_3 $c\delta u q$, Fe_2O_3 nup, CoO и остаток. Анализы были равноточные, выполненные по одной методике и в одинаковых условиях измерения.

Из-за большой разницы между содержанием компонентов половимок керна по пробам 7226 и 7639 (скважина Р-2185) - результаты анализов этих проб были признаны грубой по-грешностью и исключены.

Таким образом, статистические оценки [I] в табл. І вычислены на ЭВМ СМ-1803-08 для n=132 проб:

среднее значение
$$\bar{X} = \frac{\sum X_i}{n}$$
,

дисперсия
$$D = \frac{\sum (X_{\nu} - \bar{X})^2}{n-1}$$
,

коэффициент вариации
$$V = \frac{\sqrt{D}}{\tilde{x}} \cdot 100$$
,

achimetria
$$A = \frac{\sum (x - \overline{x})^3}{n D^{3/2}}$$
,

excuesco
$$E = \frac{\sum (x - \overline{x})^4}{nD^2} - 3$$
.

Изменчивость содержаний компонентов по пробам можно оценить по значениям коэффициента вармации в %, который составляет следующий возрастающий ряд:

OCTATOR	32-33;
CaO	45-46;
P205	51-52;
Fe ₂ O ₃ οδιμ	57-62;
MgO	98-106;
Fe ₂ O ₃ nup	127-144.

Проверка мулевой гипотезы о нормальном распределении по оценкам дисперсии асимметрии и эксцесса. Согласно следующим неравенствам

$$|A| \le 3 D_0(A) = 3\sqrt{\frac{6}{n}} = 3\sqrt{\frac{6}{132}} = 0,64$$
.
 $|E| \le 3 D_0(E) = 3\sqrt{\frac{24}{n}} = 3\sqrt{\frac{24}{132}} = 1,28$.

Сравнение средних содержаний компонентов в % по двум половинкам керна

						100			
C DEA	Te	ı×	٥	>	A	В	F Haba.	THOSA.	rreij
P ₂ O ₅	на	12,66	42,79 43,4I	51,7	0,2I 0,16	-1,08 -1,19	10,1	1,58	OTEMOX
Мдо	Ha	1,16	1,30	98,3 IO6,0	1,83	3,23	1,18	62,0	
Остаток	HW	57,54	348,69	32,5	0,00	-1,11 -1,10	1,02	4,53	
Fe203 0544	на	0,98	0,37	61,7	96,0	1,62	1,25	0,14	
Fe ₂ 0 ₃ nup	HQ	0,105	0,018	126,6	3,57 4,9I	17,81	11,11	0,03	
CaO	на	20,05	82,64	45,4	0,03	-1,14	1,02	2,21	
Примечания:	Число	ИСПЫТЯ	HINT TIO OF	беим пол	OBWHKBM	и І внови	2 (по кажпом	Примечания: Число испытаний по обеим половинкам керна I и 2 (по кажпому ряпу) - 132.	

Проверка гипотез о нормальном распределении по выборочным значениям асимметрии и эксцесса, о равенстве дисперсий и средних по критическим точкам распределений Фишера и Стърдента. По данным табл. I нормальному распределению подчиняются только P_2O_5 , остаток и CaO, т.е. компоненты, которые имеют меньшую вариацию.

По мезависимым выборкам можно проверить на уровне значимости $\alpha = 0.05$ нулевые гипотезы о равенстве дисперсии и средних генеральных совокупностей [2].

Для дисперсии: нулевая гипотеза $H_0: DX = DY$, комкурирующая гипотеза $H_1: DX > DY$, эначение критерия Фишера (для P_2O_5),

$$F_{Ha\delta\Lambda} = \frac{D_{\delta}}{D_{M}} = \frac{43,41}{42,79} \approx 1,01 < F_{Kp}(\alpha, K_{1}, K_{2}) =$$

$$= F_{Kp}(0,05, 131,131) = 1,3$$

 D_{δ} - большее значение дисперсии; D_{M} - меньшее значение дисперсии.

Следовательно, нулевая гипотеза о равенстве дисперсий $P_2 \mathcal{O}_5$ по двум половинкам керна не отвергается и различие между дисперсиями следует признать незначимым. Это относится и к остатку и CaO.

Для средних нулевая гипотеза

конкурирующая гипотеза Н : ЕХ, + ЕХ2.

Критерий проверки этих гипотез с помощью распределения Стырдента.

Если по критерию Фишера различие между дисперсиями незначимое, то применяется t — критерий [2],

нулевая гипотеза не отвергается, если

$$(\bar{x}_1 - \bar{x}_2) < t(\bar{y}, n_1 + n_2 - 2)\sqrt{D} \cdot \sqrt{\frac{1}{n_1} + \frac{1}{n_2}} = T_{\kappa p},$$

$$D = \frac{(n_1 - 1)D_1 + (n_2 - 1)D_2}{n_1 + n_2 - 2}.$$

По табл. I для
$$P_2O_5$$

$$D = \frac{I3I \cdot 43,4I + I3I \cdot 42,79}{I32 + I32 - 2} = 43,I$$

$$t (0.95; 262) = I.96$$

$$T_{KP} = I,96 \cdot \sqrt{43,I} \cdot \sqrt{\frac{I}{I3I} + \frac{I}{I3I}} = I,59$$

 $|\bar{x}_1 - \bar{x}_2| = |I2,66 - I2,80| = 0,I4 < T_{KO} = I,59$

и следовательно, нулевая гипотеза не отвергается и средняе $P_2 \circ_5$ по половинкам керна различаются незначимо.

Аналогично проверены нулевые гипотезы о равенстве дисперсий и средних для других компонентов (табл. I), а также для отдельных скважин. Значимое различие дисперсии было только по Fe_2O_3 пор для скважин P-2I29 и P-22I3 и по MgO для скважини P-2I95.

Для выяснения однородности совокупностей используется метод дисперсии разных выборок (табл. 2).

Применяется следующее правило сравнения дисперсий [3]

$$Q = \frac{n_1(n_2-3) \sigma_1^2}{n_2(n_1-1) \sigma_2^2} = 0,985 \frac{\sigma_1^2}{\sigma_2^2}$$

$$\sigma(Q) = \sqrt{\frac{2(n_1+n_2-4)}{(n_1-1)(n_2-5)}} = 0,176.$$

Принимается, что совокупность однородна при условии $\frac{|Q-1|}{\sigma(Q)} < 3$.

Таблица 2

Выяснение однородности совокупностей распределения содержания компонентов по двум половинкам керна (n₂ = I32 и n₂ = I32)

is,o/lagerranda,emassana	Q.	Q-1
P ₂ O ₅	0,987	0,07
MqO	1,168	0,95
Остаток	0,990	0,06
Fe ₂ O ₃ o ₅ u ₄	1,224	1,27
Fe ₂ O _{3 nun}	1,094	0,53
Fe ₂ O _{3 nup}	0,994	0,04

Следовательно, распределение содержания компонентов в независимости от половинки керна однородно и результать лабораторных исследований по обеим половинкам керна можно объединить в одну общую совскупность. В случае за-

данной относительной погрешности можно ограничиться анали-

При оценке прямого метода контроля качества опробования по данным табл. З изменчивость среднего содержания компонентов по скважинам значительно меньше, чем по пробам (табл. I) и характеризуется коэффициентами вариации в %:

 $P_2O_5 - I8-20$ $Fe_2O_3 - 25-37$ MgO - 53-64

Проверка нулевой гипотезы о нормальном распределении показывает, что нормальному распределению по выборочным значениям не подчиняется только значение MgO по основным скважинам.

Таблица 3 Сравнение средних результатов по определению содержания компонентов (%), по независимым выборкам взятых из контрольных (I) и основных (2) скважин

Парамет-		X	D	٧	A	E	FHOSA.	Тнабл
Мощность	I 2	7,94 7,86	0,62 I,23	9,9 I4,I	-0,44 0,62	-0,24 -0,59	1,38	0,57
P ₂ O ₅	I 2	13,48 13,27		I8,0 I9,9	-0,43 -0,65	-0,46 -0,27	1,19	1,51
Mg0	I 2	I,295 I,074	0,473		0,29	-I,57 4,09	1,01	0,41
Fe ₂ O ₃	I 2	I,137 I,104	0,083		0,34	-0,50 -0,73	1,95	0,21

Сравнение дисперсий и средних с критериями для независимых и зависимых выборок показывает, что нулевые гипотезы о равенстве дисперсий и средних содержаний компонентов по основным и контрольным скважинам не отвергаются для совокупностей всех скважин n = 23.

При проверке однородности по основным и контрольным скважинам обе совокупности по содержанию всех трех компонентов и мощности пласта однородны, что подтверждается и результатами дисперсионного анализа, где на ЗВМ получены следующие значения критерия F (отношение факторной и остаточной дисперсий):

для
$$P_2O_5 - 0.07$$
 MgO - I.05 $Fe_2O_3 - 0.0I$.

При оценке случайных погрешностей проверяем три гипотезы: однородность дисперсий, независимость дисперсии
от j-го уровня и нормальный закон распределения разностей $S_j = x_{j_1} - x_{j_2}$ (для основных и контрольных скважин n = 23).

По значению критерия Кочрена [3]

$$g = \frac{s_{\text{max}}^2}{\sum_{i=1}^{q} s_i^2}.$$

Критическое значение III для вероятности 0,95 и 0,99 в зависимости от $\xi = q$, = 23 и к = I.

$$9_{0.05} = 0.34 \text{ M}_{\text{M}} \quad 9_{0.01} = 0.44,$$

поскольку по расчетам значения д составляют

для
$$P_2O_5 = 0,2I$$
 $MgO = 0,3I$ $Fe_2O_3 = 0,I7$.

Все гипотезы принимаются полностью и все дисперсии однородны.

Для оценки независимости дисперсий от уровня используем результати регрессионного анализа. Если корреляци-онная связь между y_{j1} и x_{j4} значима $(r \neq 0)$, то судить о независимости дисперсии от уровня можно по значимости отличия от нуля постоянного коэффициента \hat{a} , \hat{b} уравнений регрессии $y_{j} = \hat{a} + \hat{b} x_{j}^{\prime}$.

Для этого вычисляем

$$x'_{j} = \frac{1}{\min(x_{j1}, x_{j2})}; \quad y'_{j} = \frac{|x_{j1} - x_{j2}|}{\min(x_{j1}, x_{j2})} |S_{j}| \cdot x'_{j}$$

$$A = \max(x_{j1}, x_{j2}); \quad B = \min(x_{j1}, x_{j2})$$

а и B - постоянные;

г - коэффицмент корреляции;

t, и t_d - наблюдаемое значение критерия Стърдента.

В таблицах критерия Стырдента II) в зависимости от заданной вероятности P и числа степеней свободы K=q-1=n-1. При $t_r > t_{0,05}$ можно допустить, что $r \neq 0$ и $E \neq 0$, а при $t_r < t_{0,05}$ коэффициент \hat{G} незначимо отличается от нуля $(\hat{G}=0)$. Если эти критерии выполняются, то оценки дисперсий не зависят от уровня и их можно суммировать и вычислять общую среднеквадратическую погрешность (стандарт ошибок воспроизводимости) по формуле

$$S_{a} = \sqrt{\frac{1}{2q_{i}}} \sum_{j=1}^{q_{i}} (x_{j1} - x_{j2})^{2}.$$

При этом количественными оценками ошибок воспроизводимости служат абсолютные $(M_{\mathfrak{Q}})$ и относительные погрешности $M_{\mathfrak{Q}}$

 $M_a = \pm US_a$; $M_o = \frac{100M_a}{\tilde{\chi}_j}$,

где U - коэффициент вероятности, соответствующий нормальному закону распределения;

х; - номинальное значение рассматриваемого уровня.

Результаты вычислений статистик по основным и контрольным скважинам показывают, что только при односторонней критической области, по P_2O_5 и Fe_2O_3 случайные погрешности не зависят от уровня, об этом свидетельствует и незначимов отличие от нуля коэффициента корреляции P_2O_5 и Pe_2O_3 .

Анализ данных табл. 4 показывает, что гипотезы о нормальном распределении отклонений по выборочным значениям асимметрии и эксцесса для всех содержаний компонентов и мощности не отвергается поскольку все значения удовлетворяют неравенства $|A| < 3\sqrt{\frac{5}{5}} = 1,53$ \cup $|E| < 3\sqrt{\frac{24}{10}} = 3,06$.

Станцарты ошибек воспроизводимости S_q и абсолотные ошибки приведены в табл. 5.

При оценке достоверности определения выхода керна линейным и весовым способом коэффициенты варчации ссставили в %:

Таблица Статистическая оценка отклонений $(x_{j_1}-x_{j_2})$. компонентов и мощности фосфоритного пласта h

195	×	S	D	A	E
P205	0,208	2,183	4,789	0,15	-0,88
MgO	0,225	0,973	0,946	0,85	1,13
Fe ₂ O ₃	0,310	0,445	0,198	-0,21	1,04
h	0,070	0,646	0,415	-0,05	-0,I2

Таблица 5

Оценка ошибок воспроизводимости содержания компонентов и мощности по основным и контрольным скважинам

of a second	Sa	Ma	Sq, r
P205	1,52	4,26	II,4
MgO	0,69	1,93	58,4
Fe ₂ O ₃	0,31	0,86	25,6
h	0,54	1,50	6,8

Примечания: S_d - стандарты ошибок воспроизводимости; M_d - абсолютная погрешность (при вероятности 0,95);

Sq, r - расчетная относительная погрешность, %.

при диаметре бурения 93 мм:

линейным способом 18,3,

весовым способом 16,6;

при диаметре бурения 151 мм:

линейным способом 13,3,

весовым способом 12,0.

Проверка нулевой гипотезы о нормальном распределении показывает, что гипотеза по выборочным значениям асимметрии и эксцесса отвергается для обоих диаметров и споссбов определения выхода керна, поэтому выводы о проверке гипотез равенства дисперсий и средних менее достоверны (табл. 6).

Таблица 6 Сравнение средних результатов по извлечению керна линейным (л) и весовым (в) способами (%)

	x	D	A	E	FHOSA.	Tkp.
	88,02	Диам	етр бурения	93 MM	(n=80)	H K PA P
ЛВ	89,49 90,04	269,44	-I,93 -I,95	3,77	1,19	4,88
		Диам	этр буреняя	ISI MM	(n = 45)	
ЛВ	91,56 89,53	147,57 114,85	-I,48 -I,70	1,89	1,28	4,81

Средние дисперсий и средних для независимых выборок показывают, что нулевие гипотези о равенстве дисперсий и средних выхода керна линейным и весовым способом не отвергаются для обоех диаметров (93 и I5I мм) как в целом, так и по отдельным скважинам.

При проверке однородности по линейному и весовому способу определения выхода керна обе совокупности однородны и их можно объединить в одну совокупность.

По оценке случайных погрешностей по критерию Кочрена и по данным табл. 8 для обоих диаметров бурения (93 в 151 мм) дисперсии ошибок воспроизводимости однородны.

Для оценки независимости дисперсий от уровня вычисляем для диаметра бурения 93 мм:

$$y''_j = 1,02 x'_j + 0,027; r\{y',x'\} = 0,40$$

 $B \neq 0$ $B \neq 1$ $A \neq 0$ $r\{(A-B), B\} = 0,43 t_d = 4,2$

и для диаметра бурения 151 мм:

$$y''_j = -1,22 x'_j + 0,052; r\{y',x'\} = -0,08$$

 $B = 0$ $B \neq 1$ $q \neq 0$ $r\{(A - B), B\} = 0,07t_d = 0,43.$

Из этих данных можно сделать вывод, что для диеметра скважин 93 мм случайные погрешности не зависят от уровня.

При проверке гипотез о нормальном законе распределения случайных погрешностей в табл. 7 при диаметре сква-

$$|A| < 3\sqrt{\frac{6}{80}} = 0.82$$
 $|E| < 1.64$

при диаметре скважин 151 мм

Габлица 7

Оценка статистики ошибок отклонений $(x_{j_1} - x_{j_2})$ результатов по извлечению керна линейным и весовым способами

Диам.	×	S	D	A	E	Sa	Ma
93	-0,55	4,02	16,12	0,012	0,018	2,65	7,98
151				-0,079	I,690	3,30	9,25

По данным табл. 7 гипотеза о нормальном распределения для обоих диаметров и по обоим способам определения выхода керна не отвергается.

Оценка стандарта случайных погрешностей также приведена в табл. 7 и расчетные относительные погрешности при средних значениях выхода керна составили 3, I и 3.6 %, т.е. они сравнительно небольшие.

Выводы

В итоге как при косвенном методе контроля качества опробования сопоставлением результатов анализов по двум половинкам керна, так и при прямом методе контроля сопоставлением данных по кернам из основных и контрольных скважин все сопоставимые парные совокупности содержания компонентов следует признать однородными и различие между дисперсиями и средними нездачимым.

Причины зафиксированного значительного различия средних содержаний компонентов по отдельным скважинам требует дополнительного исследования.

Случайные погрешности однократного выборочного контроля содержания компонентов контрольными скважинами подчиняются нормальному закону распределения, однородны на уровнях и от последних на зависят, относительные погрешности при средних значениях содержаний компонентов составил от II % для P_2O_5 до 58 % для MqO.

При сравнении результатов линейного и весового способа определения выхода керна: коэффициент вариации был меньше у весового способа при большом диаметре бурения 151 мм, однако значимого различия дисперсий и средних по всем пробам в зависимости от способа не зафиксировано.

Дисперсии ошибок воспроизводимости однородны по обоим диаметрам и не зависят от уровня только для диаметра 93 мм, расчетные относительные погрешности определения выхода керна небольшие и составили 3-4 %.

Литература

- I. Г м у р м а н В.Е. Теория вероятности и математическая статистика. М.: Высшая школа, 1977.
- 2. Пустыльник Е.И. Статистические методы анализа и обработка наблюдений. М.: Наука, 1968.
- 3. У с и к о в D.T. Достоверность геолого-разведочной информации. М.: Недра, 1988.
- 4. Лященко И.В. Системное исследование проблем интенсификации процессов добычи угля. М.: Недра, 1983.

RESERVAÇÃO TOPO PROPERSO SERVIÇÃO SERVIÇÃO POR SERVAÇÃO POR SERVAÇÃO DE SERVIÇÃO DE SERVIR

H. Aruküla

Puursüdamike proovimise kvaliteedi kontrolli meetodite usaldatavus

Kokkuvõte

Analüüsitakse otseseid ja kaudseid puursüdamike geokeemilise proovimise meetodite kvaliteeti Kabala piirkonnas. Hinnatakse proovimise vigu ja kontrollitakse statistilisi hüpoteese jaotuste kuju, keskmiste ja dispersioonide kohta. Tõestatakse, et nii puursüdamike erinevate poolte kui ka baasi ja kontrollpuuraukude proovimise tulemused on homogeensed ja nende põhistatistikud ei erine oluliselt.

H. Aruküla

Reliability of Core Trial Quality Testing Methods

Abstract

Statistics are used to estimate indirect and direct methods of quality testing by geochemical trial of cores from bore-holes in the district of West Kabala. Sampling errors are estimated and testing hypothesis about the type of distribution, means and variances were carried out. It is proved that the results of testing component contents by both halves of core from basic and control bore-holes are homogeneous.

Содержание

I.	Юркевич Г.Ф., Адамсон А.П., Гайчук В.И., Палдра В.Э. Повышение эффективности под- земной разработки горючих сланцев	3
2.	Ундуск В.С., Юркевич Г.Ф., Адамсон А.П. Технология отработки панельных целиков для условий сланцевых шахт	20
3.	Ундуск В.С. Разрушение целиков на сланце- вых шахтах	31
4.	Лаурингсон В.Х. Оценка режимных параметров конвейерного транспорта на сланцевых шах-	42
5.	Наумов Б.Е., Рейнсалу Э.Я. Посттехнологи- ческие процессы в закрытых горных пред- приятиях	47
6.	Глязок Р.А. Анализ обоснованности кондиций на сырье фосфоритного месторождения Тоол- се	61
7.	Арукола X.X. Достоверность методов контроля качества опробования по кернам	71



Цена 2 руб. 40 коп.

