Ep. 6.7
401

TALLINNA POLÜTEHNILISE
INSTITUUDI TOIMETISED

ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО
ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО ИНСТИТУТА

№ 401

ТРУДЫ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ

Сборник статей

VIII

ТАЛЛИН 1976

Ep. 6.7

TALLINNA POLÜTEHNILISE INSTITUUDI TOIMETISED
ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО ИНСТИТУТА
№ 401 1976

УДК 622

ТРУДЫ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ

Сборник статей

VIII

Таллин 1976

Содержание

I. Арукюла Х.Х. Исследование параметров буровзрывных работ на карьере "Вяо"..... 3

2. Крипсаар Э.А. К изменению деформаций влагонасыщенных образцов горных пород и строительных материалов..... I5

3. Пязок Р.А. Анализ производительности вскрышных экскаваторов на разрезе "Нарвский"..... I9

4. Пязок Р.А. Оптимизация межпроцессных заделов технологии вскрышных работ на карьерах методом математического моделирования..... 25

5. Талве Л.Г., Тярно Э.Я., Уйбопуу Л.А. Технологические схемы отработки камерного блока, возраст и потребный срок поддержания целиков при камерной внемке с обрушением..... 3I

6. Талве Л.Г., Арукюла Х.Х. Определение размеров междукамерных целиков по коэффициенту поддержания..... 37

© ТПИ, Таллин, 1976

Таллинский политехнический институт. Труды ТПИ № 401.
СБОРНИК СТАТЕЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ УШ. Редактор А. Рейер
Технический редактор В. Ранник. Сборник утвержден коллегией Трудов ТПИ 12 апреля 1976 г. Подписано к печати 19 авг. 1976 г. Бумага 60x90/16. Печ.л. 3,0+0,25 приложение. Уч.-изд.л. 2,3. Тираж 300. МВ-05630. Ротапринт ТПИ, Таллин, ул. Коскла, 2/9. Зак. № 967
Цена 23 коп.

Eesti NSV Teaduslik Raamatukogu IV

TALLINNA POLÜTEHNILISE INSTITUUDI TOIMETISED

ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО ИНСТИТУТА

№ 401 1976

УДК 622.235.003

Х.Х. Арукюла

ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРЕ "ВЯО"

Качество, выход и себестоимость основной товарной продукции – щебня на карьере "Вяо" зависит от применяемого оборудования, параметров и организации буровзрывных работ, экскавации и дробления.

На карьере "Вяо" применяется транспортная система разработки с валовой внемкой пород. Отработка ведется двумя фронтами – западным и восточным – длиной по 500 м. На западном крыле разработку вели двумя добычными уступами средней высотой 5 м (верхний) и 7 м (нижний). На восточном крыле разработку вели одним уступом средней высотой 12 м.

Буровзрывные работы ведутся методом вертикальных скважинных зарядов при многорядном их расположении и короткозамедленном взрывании. Способ взрывания бескапсульний, с помощью детонирующего шнура и электродетонаторов короткозамедленного действия.

Внемка осуществляется заходками, подвигающимися параллельно фронту работ. Предел прочности разрабатываемого известняка на одноосное сжатие от 62–154 $МН/м^2$ (в сухом состоянии). Угол откоса бортов – 80 °.

На западном крыле карьера бурение скважин проводилось тремя станками СВБ-2 (диаметр скважин 115 мм). Скважины на обоих уступах располагали по квадратной сетке 3,5х3,5 м. Погрузка скола производилась экскаватором Э-2503.

На восточном крыле карьера бурение скважин проводилось одним станком 2СБШ-200 (диаметр скважин 214 мм). Паспортом буровзрывных работ предусматривалась сетка скважин 6,5х6,5 м при удельном расходе ВВ (в основном аммонит 6 ЖВ) 576 $кг/м^3$.

Разделку негабарита (куски размером свыше 0,7 м) осуществляли методом шпуровых зарядов. Шпуры бурили двумя ручными перфораторами ПР-18 Л.

Доставка взорванной массы от места погрузки к линиям дробления производилась автосамосвалами марки МАЗ-505 и КРАЗ-256. Окол перерабатывался на трех самостоятельных технологических линиях, оборудованных щековой дробилкой первичного дробления СМ-16 А, роторной дробилкой вторичного дробления ДР-11 и ОЦД-100 и конусной дробилкой третичного дробления КСД-1200. При рассеве дробленного материала на фракции получали: отходы (0-5 мм), мелкую фракцию (5-20 мм), среднюю фракцию (20-40 мм) и крупную фракцию (40-70 мм).

Известняк, добытый в карьере, используется для производства щебня, применяемого в качестве крупного заполнителя в бетонах, балласта для железных дорог, материала для основания автомобильных дорог. Малый размер кондиционного куска (0-0,7 м), требования минимального переизмельчения и трудности ведения буровзрывных работ из-за большой трещиноватости осложняют вопросы выбора оптимальных параметров буровзрывных работ и регулирования кусковатости пород при взрывании на карьере "Вяо". В 1972-74 годах бригадой кафедры горного дела Таллинского политехнического института на карьере "Вяо" были исследованы параметры буровзрывных работ, точность их определения, влияние изменения параметров буровзрывных работ на выход негабарита и товарной продукции, производительность экскаваторов. Цель исследований: оптимизация расположения скважин и кусковатости пород для совершенствования технологии разработки известняка и получения минимальных приведенных затрат на 1 $м^3$ товарной продукции (щебня).

Основные исследования были проведены на восточном крыле карьера, но для сравнения были определены и показатели на западном крыле (без изменения паспорта буровзрывных работ).

До взрыва путем непосредственных замеров определялись: расстояние между скважинами в рядах (a), расстояния между рядами скважин (b) и глубина скважин (H_c) для проверки выполнения испытуемого паспорта буровзрывных работ, по замерам длины (L) и ширины блока (B), а также высоты уступа

(H) определялся объем взрываемой горной массы в плотном теле.

При определении гранулометрического состава негабарита, полученного в результате взрывания, использовался линейный метод измерения кусковатости непосредственно на поверхности завала [I]. Параллельно с выходом негабарита (N) измерялась длина, ширина и толщина негабаритных кусков и определялись численные характеристики негабаритных кусков ($a'_{ср}$ и $c'_{ср}$).

Удельный расход ВВ (q_y) определялся через общий расход ВВ ($Q_.$) и объем блока (V).

Производительность буровых станков, экскаваторов и дробилок определялась с помощью хронометражных наблюдений и данных весовой. Относительная точность определения параметров при наличии основной зависимости типа $R = K\frac{xy}{z}$ рассчитывалась по формуле

$$\frac{w_R}{R} = \sqrt{\left(\frac{w_x}{x}\right)^2 + \left(\frac{w_y}{y}\right)^2 + \left(\frac{w_z}{z}\right)^2} \quad [2],$$

где x, y, z – средние значения измеряемых величин;

w_x, w_y, w_z – точность определения измеряемых величин.

Например, относительная точность определения объема блока, при зависимости $V = BLH$

$$\frac{w_v}{V} = \sqrt{\left(\frac{w_B}{B}\right)^2 + \left(\frac{w_L}{L}\right)^2 + \left(\frac{w_H}{H}\right)^2} =$$

$$= \sqrt{\left(\frac{0,5}{23}\right)^2 + \left(\frac{0,5}{62}\right)^2 + \left(\frac{0,25}{14}\right)^2} = 0,029 \text{ или } 2,9\%$$

и абсолютная ошибка

$$w_v = 0,029V = 0,029 \cdot 19800 = 580 \text{ м}^3.$$

Аналогично вычисляли относительную точность определения удельного расхода ВВ. При $q_y = \frac{Q}{V}$

$$\frac{w_q}{q_y} = \sqrt{\left(\frac{w_Q}{Q}\right)^2 + \left(\frac{w_V}{V}\right)^2} + \sqrt{\left(\frac{10}{15000}\right)^2 + 857 \cdot 10^{-6}} = 0,029 \text{ или } 2,9\%$$

и абсолютная ошибка

$$\Delta q_y = 0,029\, q_y = 0,029 \cdot 650 = 19 \text{ г/м}^3.$$

Точность определения массовой производительности экскаватора составила 2,2 % или 5,5 т/ч.

Результаты замеров расположения скважин (табл. I и 2) показали, что расстояния между скважинами и глубина скважин имели значительное рассеивание вокруг среднего значения, с коэффициентом вариации до 30 %. Для улучшения качества буровзрывных работ рекомендуется принимать максимальное допустимое отклонение параметров расположения скважин от паспортных не более 0,2 м.

Таблица I

Результаты замеров расположения скважин на восточном крыле (при бурении станком 2СШ-200)

	Статистические показатели				
	мин. м	макс. м	среднее м	σ м	v %
Расстояние между скважинами:					
- по рядам	2,5	6,6	4,6-5,9	0,2-I,I	3,0-22,0
- между рядами	I,8	6,9	2,I-6,5	0,I-I,3	2,0-30,3
Глубина скважин	3,0	I5,7	I0,2-I5,0	0,4-2,2	2,4-2I,8

σ - среднеквадратичное отклонение,

v - коэффициент вариации.

Таблица 2

Результаты замеров расположения скважин на западном крыле (при бурении станком СВБ-2)

	Статистические показатели				
	мин. м	макс. м	среднее м	σ м	v %
Расстояние между скважинами:					
- по рядам	I,5	3,8	3,I	0,2I-0,57	6,I-20,2
- между рядами	2,8	4,I	3,4	0,II-0,33	3,2-8,6

σ - среднеквадратичное отклонение;

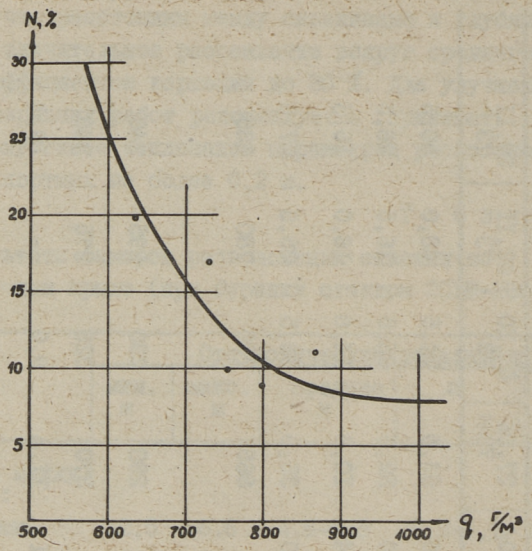
v - коэффициент вариации.

Результаты наблюдений по опытным взрывам (табл. 3 и 4) показали, что при сужении сетки и увеличении удельного расхода ВВ уменьшается выход негабарита фиг. I и возрастает производительность экскаватора.

Таблица 3

Результаты наблюдений по взрывам при бурении скважин станком 2СБШ-200

Показатели	Ед. изм.	Дата взрыва						
		I8.I0 72	03.II 72	I8.04 73	27.06 73	04.I0 73	02.II 73	29.II 73
Длина взрываемого блока	м	87,0	40,0	64,0	52,0	54,5	68,0	50,5
Ширина взрываемого блока	м	I3,5	25,0	26,0	32,5	25,5	I6,5	26,5
Высота уступа	м	I5,8	I5,I	I2,4	I0,8	I4,8	I6,0	I5,5
Объем бурения	$\frac{м}{1000\ м^3}$	28,0	3I,0	29,0	35,0	33,5	35,5	27,0
Удельный расход ВВ	$г/м^3$	670	730	730	865	795	780	635
Техническая производительность экскаватора Э-2005:								
за рабочее время	т/ч	255	295	220	290	230	295	240
за время основных операций	т/ч	320	355	360	370	325	275	340
Выход негабарита	%	-	-	I7,I	II,4	9,0	-	I9,9



Фиг. 1. Зависимость выхода негабарита (N) от удельного расхода ВВ (q_y) на восточном крыле (при бурении скважин станками 2-СБШ-200).

По данным табл. 3 выведена следующая корреляционная зависимость

$$Q_т^э = 0{,}165\, q_y + 225,$$

где $Q_т^э$ – техническая производительность экскаватора Э-2005 за основное время работы – т/ч;

q_y – удельный расход ВВ г/м^3.

При одинаковом удельном расходе ВВ выход негабарита значительно меньше на западном крыле (при бурении скважин станками СВБ-2). Однако при этом нужно отметить, что замеры проводились на верхнем уступе, где известняк мягче.

Результаты замеров негабарита (табл. 5 и 6) показали сравнительную устойчивость численных характеристик $d'_{ср}$ и $C''_{ср}$, но при наименьшем выходе негабарита можно отметить значительное увеличение $C'_{ср}$.

В качестве критерия оптимизации параметров буровзрывных работ рекомендуются минимальные приведенные затраты на I м^3 товарной продукции $C_{тов}$ [3]

Таблица 4

Результаты наблюдений по взрывам при бурении скважин станками СВБ-2

Показатели	Ед. изм.	Дата взрыва		
		I7.I0 73	24.I0 73	I2.II 73
Длина взрываемого блока	м	58,4	7I,3	5I,5
Ширина взрываемого блока	м	I8,7	22,4	20,6
Высота уступа	м	7,5	7,5	8,6
Объем бурения	м/I000 м^3	I32,0	I07,0	94,8
Удельный расход ВВ	г/м^3	650	57I	552
Техническая производительность экскаватора Э-2005:				
за рабочее время	т/ч	-	I95	226
за время основных операций	т/ч	-	259	252
Выход негабарита	%	7,0	8,2	9,6

$$C_{тов} = (\Sigma C + C_н)\frac{100}{B k_р}, \text{ коп/м}^3,$$

где ΣC – суммарные приведенные затраты на I м^3 в массиве, коп/м^3;

$C_н$ – условно постоянные (не зависящие от кусковатости) затраты, коп/м^3;

B – выход товарной продукции, в %;

$k_р$ – коэффициент разрыхления.

$$\Sigma C = C_{бвр} + C_{пер},$$

где $C_{бвр}$ – приведенные затраты на буровзрывные работы, коп/м^3;

$C_{пер}$ – условно переменные затраты на остальные рабочие процессы, коп/м^3.

Расчетные показатели работы карьера "Вяо" при различном расстоянии между скважинами, пробуренными станком 2СБШ-200, приведены в таблице 7.

Таблица 5

Результаты замеров негабарита
(станок 2СШ-200)

Показатели	Дата замера			
	18.04 73	27.06 73	14.07 73	04.10 73
Средние по негабаритным кускам:				
длина $a_{ср}$, см	89	104	95	117
ширина $b_{ср}$, см	56	69	68	74
толщина $c_{ср}$, см	29	26	25	42
Численные характеристики				
$a'_{ср} = \frac{a_{ср}}{b_{ср}}$	1,58	1,51	1,40	1,58
$c'_{ср} = \frac{c_{ср}}{b_{ср}}$	0,38	0,38	0,37	0,57
Выход негабарита в %	17,1	11,4	10,9	9,0

Таблица 6

Результаты замеров негабарита
(станок СВБ-2)

Показатели	Дата замера		
	18 X 73	27 X 73	12 XI 73
Средние по негабаритным кускам:			
длина $a_{ср}$, см	109	97	108
ширина $b_{ср}$, см	74	65	66
толщина $c_{ср}$, см	43	20	27
Численные характеристики			
$a'_{ср} = \frac{a_{ср}}{b_{ср}}$	1,48	1,49	1,67
$c'_{ср} = \frac{c_{ср}}{b_{ср}}$	0,58	0,30	0,29
выход негабарита в %	7,0	8,2	9,6

При составлении таблицы 7 использованы результаты наблюдений, данные отчетности карьера и завода.

Таблица 7

Расчетные показатели работы карьера "Вяо"

Показатели	Ед. изм.	Варианты			
		I	2	3	4
Расстояние между скважинами $a = b$	м	5,0	5,5	6,0	6,5
Удельный расход ВВ q_y	г/м^3	875	8I0	675	575
Выход негабарита N	%	8	I0	I8	29
Выход товарной продукции В	%	65,8	66,0	66,6	67,9
Техническая производительность экскаватора Э-2005 $Q_т^э$	т/ч	445	408	380	355
Годовая производительность погрузки окола $A_{пог}^э$	тыс.т в год	I820	I720	I630	I520
Приведенные затраты:					
на I м^3 в массиве:	коп				
на буровзрывные работы $C_{бвр}$		43	37	34	32
условно переменные $C_{пер}$		I30	I32	I36	I47
условно постоянные $C_н$		40	43	45	47
итого ΣC		I73	I69	I70	I79
Приведенные затраты на I м^3 щебня $C_{тов}$ (товарной продукции)	коп	I65	I62	I62	I69

В целях более эффективного использования оборудования предполагалась концентрация всех очистных работ на восточном крыле со средней высотой уступа $H = I2$ м и обслуживание очистных работ одним станком 2СШ-200 (в две смены) и двумя экскаваторами Э-2005 (в две-три смены). Годовая производительность погрузки окола определялась исходя из пропускной способности дробилочно-сортировочного комплекса.

Затраты определялись по действующим нормам и тарифам с учетом изменения производительности оборудования.

Стоимость машино-смен составила: для 2СШ-200 - 110 рублей (в т.ч. условно постоянная часть 58,4 рубля); для Э-2005 - 56,8 рубля (в т.ч. условно постоянная часть 17,2 рубля). Затраты за разделку негабарита включены в затраты по буровзрывным работам с учетом, что часть негабарита (30 -50 %) отгружали непосредственно потребителям.

Аналогичные расчеты при применении станков СВБ-2 показали, что приведенные затраты на 1 $м^3$ щебня примерно такие же. Однако, учитывая сложность организации очистных работ двумя уступами и повышение трудоемкости (требуется 3 станка СВБ-2, вместо одного 2СШ-200), применение станков СВБ-2 нерационально.

Оптимальное расстояние между скважинами при квадратной сетке, а также длина линии наименьшего сопротивления по подошве 5,5-6,0 м, при этом удельный расход ВВ составляет 680-810 г/$м^3$ и выход негабарита 10-18 %.

Оптимизация параметров буровзрывных работ и полный переход на ведение добычных работ одним уступом на одном крыле обуспечивают карьеру "Вяо" увеличение товарной продукции на 10-15 % и снижение себестоимости щебня на 3-4%.

Литература

1. Шлаин И.Б. Разработка месторождений карбонатных пород. М., "Недра", 1968.

2. Арукюла Х.Х., Рейер А.Х. Основы теории инженерного экспериментирования в горном деле. Таллин, ТПИ, 1973.

3. Волович ков Г.Я. Оптимизация кусковатости горных пород при взрывании. "Строительные материалы", № 12, 1972.

H. Aruküla

Investigation of Parameters of Drilling and Blasting Work in the Quarry "Väo"

S u m m a r y

The paper deals with the investigation and determination of the parameters of drilling and blasting work (the dimensions of the network of blast holes, the consumption of explosive, the dimension of rock after blasting the holes a.s.o.). The best network of blast holes is given on the basis of the criteria of minimum cost of limestone splinter.

TALLINNA POLÜTEHNILISE INSTITUUDI TOIMETISED
ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО ИНСТИТУТА
№ 401 1976

УДК 620.17

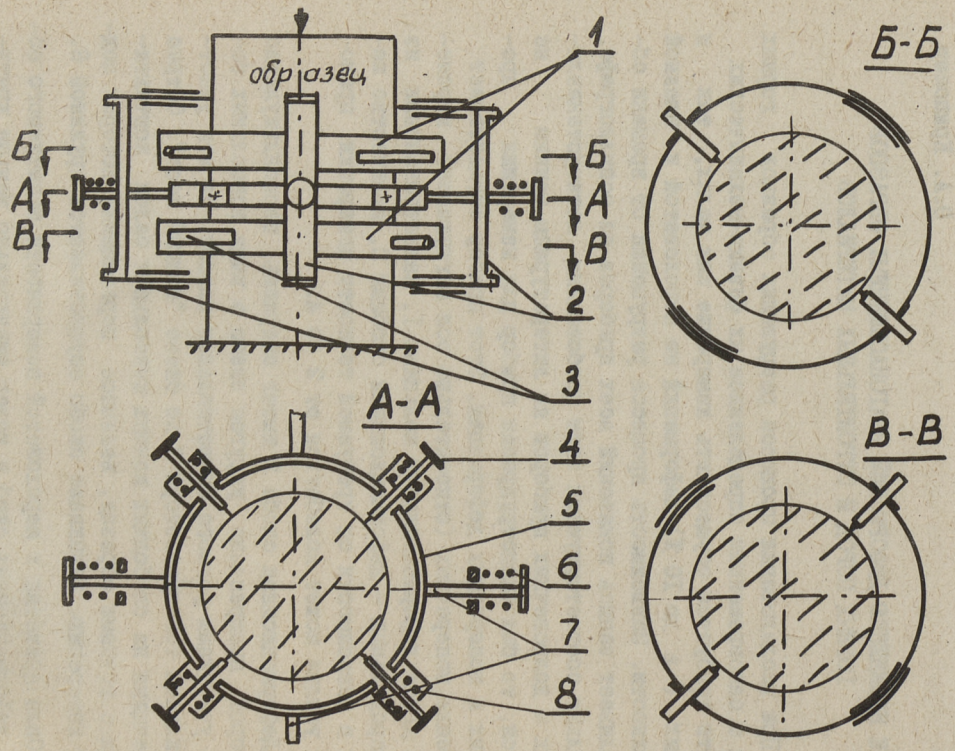
Э.А. Крипсаар

К ИЗМЕНЕНИЮ ДЕФОРМАЦИЙ ВЛАГОНАСЫЩЕННЫХ ОБРАЗЦОВ ГОРНЫХ ПОРОД И СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

При исследовании процесса разрушения образцов горных пород с одновременным определением их физико-механических свойств требуется осуществить измерение как малых, так и больших (ε до 10 %) деформаций на шероховатой и влажной поверхности. Зависимость процесса разрушения от времени обуславливает запись показаний всех приборов на осциллографе. Поскольку соответствующих этим требованиям легкоустанавливаемых и долговечных приборов по литературным данным не имеется, то был сконструирован прибор для измерения продольных и поперечных деформаций. Этот прибор осуществляет измерение поперечных (относительно оси нагружения) перемещений двумя деформационными кольцами 1, заимствованными из [1], продольных - деформационными скобами 2, количество которых в зависимости от требуемой точности центровки приложения усилия может колебаться от 2 до 4.

Деформационная скоба 2 имеет стержень, перпендикулярно к которой прикреплено упругое звено в виде консольных балок с участками равного сопротивления изгибу. На эти участки наклеены тензорезисторы 3 по схеме "полний мост". Острые наконечники на свободных концах консольных балок контактируются с точками образца, взаимное перемещение которых подлежит измерению. Замыкание скобы осуществляется пружиной 6.

Сила прижатия к шероховатой поверхности испытуемого образца деформационных скоб и колец значительно меньше критической силы продольной устойчивости, поэтому ее влияние на точность измерения незначительно. Применение тензорезисторов по схеме "полный мост" исключает искажение результатов замера при изменении положения опорного кольца во время испытания.



Фиг. 1. Схема размещения на образце прибора для измерения продольных и поперечных деформаций: 1 – деформационное кольцо; 2 – деформационная скоба; 3 – тензорезисторы; 4 – установочная игла; 5 – опорное кольцо; 6 – пружина деформационной скобы; 7 – направляющее деформационной скобы; 8 – пружина иглы.

Деформационные скобы и кольца тарируются совместно с тензоусилителем и записывающим устройством.

Последовательность установки прибора. Сначала в середину высоты испытуемого образца устанавливают при поднятых иглах 4 опорное кольцо 5. После освобождения игл опорное кольцо удерживается на образце под действием пружин 8, прижимающих иглы к образцу. Выше и ниже опорного кольца размещают деформационные кольца (см. фиг. I, сечения Б-Б и В-В). После этого по направляющим 7 устанавливают деформационные скобы и прижимают их к образцу пружиной 6. На установку прибора на образец требуется не более одной минуты.

Литература

I. Рузга Э. Электрические тензометры сопротивления. М., "Мир", 1964, с. 299-300.

E. Kripsaar

Strain Measurements on the Wet Specimens of Rock and Building Materials

Summary

This paper describes the structure of an apparatus for measuring axial and lateral strains on the specimen and recording them on the oscillograph. This apparatus is convenient for determining some physical-mechanical characteristics and for studying the failure mechanism up to the rupture.

TALLINNA POLÜTEHNILISE INSTITUUDI TOIMETISED
ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО ИНСТИТУТА
№ 401 1976

УДК 622.271.3

Р.А. Пязок

АНАЛИЗ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ВСКРЫШНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ НА РАЗРЕЗЕ "НАРВСКИЙ"

Эксплуатационная производительность экскаватора, как известно, зависит от емкости ковша, коэффициента экскавации, продолжительности цикла и использования рабочего времени экскаватора. Основными производственными факторами, влияющими на производительность, являются технологические, обусловливающие качество подготовки горной массы и соответствующее наполнение ковша при работе, а также организационные факторы, определяющие использование экскаватора во времени. В рассматриваемом случае анализ производительности вскрышных экскаваторов охватывает двухлетний период работы (1973–74 гг.) и имеет целью установление количественного влияния указанных факторов.

Исходным материалов для анализа послужили данные оперативного учета, фотохронометражные наблюдения и данные маркшейдерских замеров объемов вскрыши, количество циклов определялось по показаниям установленных на экскаваторах электронных счетчиков ковшей. На основе этого материала определялись среднечасовая производительность экскаватора за месяц и составляющие ее элементы по формулам:

$$Q = q n K_э,$$

$$n = \frac{N}{t_э}, \quad K_э = \frac{V}{qN},$$

где Q – среднечасовая производительность, м^3;
q – емкость ковша экскаватора, м^3;
n – среднее количество циклов в час;
$K_э$ – коэффициент экскавации;

N – количество циклов (ковшей) по счетчику;

$t_э$ – чистое время экскавации за месяц, часов;

V – объем вскрыши по маркшейдерскому замеру, $м^3$.

В результате были получены статистические ряды исследуемых параметров за два года, средние значения рядов приведены в табл. I.

Таблица I

Показатели производительности экскаваторов

Тип экскаватора	Количество циклов в час	Коэффициент экскавации	Среднечасовая производительность, $м^3$
ЭШ-20/75	42,0	I,002	845
ЭШ-I5/90	46,0	0,926	637
ЭШ-I0/60	49,5	0,786	390

Характерным является высокий в целом по разрезу коэффициент экскавации, у экскаваторов ЭШ-20/75 максимальное значение его за месяц достигало I,220. Это объясняется хорошим наполнением ковша и малым коэффициентом разрыхления породы (особенно при экскавации наносов). Наименьшие значения и большие колебания коэффициента экскавации наблюдались у ЭШ-I0/60, что отчасти объясняется большим различием условий его работы за исследуемый период.

Количество циклов в час у экскаваторов ЭШ-20/75 и ЭШ-I5/90 не отличается большими колебаниями (вариационный размах 7,2-I0,8), у ЭШ-I0/60 колеблемость признака существенно выше (вариационный размах 24,I), особенно заметно увеличение количества циклов после производства капитального ремонта экскаватора.

На основе статистических рядов рассчитаны корреляционные зависимости и определена теснота связи между переменными. Зависимости между среднечасовой производительностью (Q), коэффициентом экскавации ($K_э$) и количеством циклов в час (n) описываются следующими уравнениями:

для экскаваторов ЭШ-20/75

$$Q = 0,59 + 903\,K_э$$ (коэф. корреляции 0,795),

$Q = -53{,}3 + 21{,}4\,n$ (коэф. корреляции 0,652),

для ЭШ-15/90

$Q = -108 + 800\,K_э$ (коэф. корреляции 0,670),

$Q = -118 + 16{,}5\,n$ (коэф. корреляции 0,356),

для ЭШ-10/60

$Q = 76 + 400\,K_э$ (коэф. корреляции 0,552),

$Q = 16 + 7{,}8\,n$ (коэф. корреляции 0,719).

Из установленных зависимостей видно, что для ЭШ-20/75 и ЭШ-15/90 характерно преобладающее влияние на производительность коэффициента экскавации, а изменение производительности ЭШ-10/60 происходит в большей мере под влиянием изменения количества циклов в час. При этом взаимная корреляционная связь между аргументами не обнаружена ни у одного экскаватора.

Наибольший практический интерес представляет исследование годовой производительности экскаваторов и факторов, влияющих на нее. На основе полученных данных о среднегодовой производительности и структурных изменений в использовании календарного времени был выполнен сравнительный анализ годовой производительности за 1973 и 1974 гг.

Производительность вскрышных экскаваторов в 1974 году повысилась по сравнению с предыдущим годом в целом по разрезу на 16 %, в том числе по группе ЭШ-20/75 на 10, по ЭШ-15/90 и ЭШ-10/60 на 35 %. Дополнительный объем вскрыши составил 2746,7 тыс.$м^3$. Основными факторами роста годовой производительности являются соответствующие изменения в использовании годового календарного времени и повышение среднечасовой производительности экскаваторов за счет совокупного влияния изменения среднегодового коэффициента экскавации и среднего количества циклов в час.

Для определения удельного влияния перечисленных факторов на изменение годовой производительности последняя может быть представлена в виде произведения

$$Q_{год} = Q \cdot t_{э.год} = q\,n\,K_э\,t_{э.год},$$

где $t_{э.год}$ – годовой фонд чистого времени экскавации, часов.

Остальные обозначения те же, что и в предыдущих формулах.

Тогда с помощью известного метода элементарного анализа (метода цепных подстановок) количественное влияние очередного i-го фактора на производительность может быть определено как

$$\Delta Q_{год\cdot(i)} = a_2 \cdot b_2 \cdot \ldots \cdot (i_2 - i_1) \cdot \ldots \cdot \kappa_1 \cdot t_1 ,$$

где $\Delta Q_{год\cdot(i)}$ – рост годовой производительности за счет данного фактора, $м^3$;

a, b, i, κ, t – показатели (сомножители формулы годовой производительности), индексы I и 2 обозначают принадлежность показателя соответственно базисному и сравниваемому периодам.

Подобным методом были выполнены расчеты по каждому вскрышному экскаватору, в результате получена структура влияния анализируемых факторов на производительность экскаваторов в целом по разрезу (табл. 2).

Таблица 2

Структура влияния факторов на годовую производительность экскаваторов

Факторы		Прирост производительности	
		тыс.$м^3$	%
Изменение баланса годового времени	всего	I8I5,3	66,0
в том числе:	времени перегонов	-87,4	-3,2
	времени простоев	308,3	II,2
	времени ремонтов всего	I579,9	57,5
в том числе:	годовых, средних и капитальных	57I,6	20,8
	плановых текущих	552,0	20,I
	аварийных	456,3	I6,6
	времени праздников и выходных	I4,5	0,5
Изменение среднечасовой производительности экскаваторов, всего		93I,4	34,0
в том числе за счет:			
коэффициента экскавации		698,5	25,4
количества циклов в час		232,9	8,9
	Итого	2746,7	I00,0

Из приведенных в таблице цифр видно, что 66 % прироста объема вскрышных работ было достигнуто за счет улучшения использования календарного времени и 34 % за счет повышения среднечасовой производительности экскаваторов. Основным фактором роста годовой производительности является снижение простоев экскаваторов в ремонте. За счет сокращения продолжительности плановых ремонтов было обеспечено 40,9 % прироста годовой производительности, за счет снижения аварийности - 16,6 %. Повышение среднечасовой производительности было обусловлено в основном увеличением коэффициента экскавации.

Структура влияния факторов по отдельным экскаваторам имеет существенные различия. Например, по группе ЭШ-20/75 подавляющее влияние на изменение годовой производительности оказало улучшение использования календарного времени (92,7 % прироста производительности), однако в то же время увеличилось годовое время перегонов. Последнее оказалось настолько существенным, что перекрыло прирост производительности остальных экскаваторов по данному фактору и обусловило общие потери объема вскрыши по разрезу 87,4тыс.м^3. У экскаваторов ЭШ-15/90 и ЭШ-10/60 в 1974 г. значительно улучшились условия эксплуатации, поэтому 57 % прироста годового объема работ (1470,4 тыс.м^3) было получено за счет повышения среднечасовой производительности.

Результаты проведенных исследований свидетельствуют о том, что в данных условиях преобладающее влияние на эксплуатационную производительность вскрышных экскаваторов оказывают организационные факторы, обусловливающие изменение использования экскаваторов во времени. Систематический ежегодный анализ производительности по изложенной методике позволит количественно оценить влияние отдельных организационно-технических условий производства и наметить конкретные мероприятия по улучшению интегрального использования экскаваторов.

R. Päsok

Analysis of the Capacity of Development Work Draglines in the Quarry "Narva"

S u m m a r y

The quantity effect of technical and organizational factors on the capacity of draglines is investigated under concrete circumstances. The methods for analysing are given.

TALLINNA POLÜTEHNILISE INSTITUUDI TOIMETISED
ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО ИНСТИТУТА

№ 401 1976

УДК 622.271

Р.А.Пязок

ОПТИМИЗАЦИЯ МЕЖПРОЦЕССНЫХ ЗАДЕЛОВ ТЕХНОЛОГИИ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ МЕТОДОМ МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

Ритмичность и согласованность производства на карьерах зависит от правильной увязки во времени и пространстве смежных технологических процессов. Последнее возможно лишь при условии учета реальных показателей надежности функционирования технологических схем.

Вскрышной процесс можно рассматривать с позиций теории надежности как неразветвленную последовательную систему с промежуточным аккумулятором, состоящую из двух элементов - бурового станка и экскаватора. Аккумулятором является некоторый объем подготовленной для экскаватора горной массы.

При неограниченных запасах подготовленной горной массы элементы системы функционируют независимо друг от друга. Однако при уменьшении запасов, являющихся межпроцессным заделом, начинает проявляться взаимное влияние отказов и при нулевом значении задела система превращается в простую последовательную, надежность которой характеризуется коэффициентом готовности

$$K_r = \frac{1}{1 + \sum_{i=1}^{n} \frac{\bar{\tau}_i}{\bar{t}_{pi}}},$$

где n - количество элементов в системе;

$\bar{\tau}_i$ - среднее время восстановления i-го элемента;

$\bar{t}_{pi}$ - наработка на отказ i-го элемента.

Предельные значения межпроцессного задела нетипичны для вскрышных работ. Нулевое значение не может быть по условиям технологии производства, верхний предел ограничивается воз-

можностями бурового оборудования по производительности, технологическими соображениями и экономическими факторами.

Практический интерес представляет установление минимально необходимой величины межпроцессного задела, при которой вероятностный характер показателей надежности бурового оборудования не будет оказывать влияния на работу экскаватора. Для решения задачи используем математический метод исследования надежности технологической линии с аккумулирующим бункером [I] и характеристики эксплуатационной надежности вскрышного оборудования в условиях разреза "Нарвский" производственного объединения "Эстонсланец".

Формулируя задачу, используем реальное условие, что в случае отказа бурового станка экскаватор продолжает работать некоторое время Δ, зависящее от наличия подготовленных запасов горной массы. Если восстановление отказа станка начинается одновременно с экскавацией резервных запасов, то справедливо допущение о том, что наработка станка на отказ увеличивается (компенсируется), а расчетное время восстановления его уменьшается также на величину Δ.

Тогда, присвоив показателям надежности экскаватора и бурового станка соответственно индексы I и 2, коэффициент готовности системы можно записать как

$$K_r = \frac{1}{1 + \frac{\bar{\tau}_1}{\bar{t}_{p1}} + \frac{\bar{\tau}_2 - \Delta}{t_{p2} + \Delta}}.$$

Из полученного выражения видно, что коэффициент готовности может принимать два стационарных значения в зависимости от соотношения между $\bar{\tau}_2$ и Δ. При $\bar{\tau}_2 \leq \Delta$ восстановление бурового станка не превышает времени отработки экскаватором резервных запасов. Тогда последнее слагаемое в знаменателе выражения теряет логический смысл и выражение будет представлять собой коэффициент готовности экскаватора. Практически это означает, что отказы станка не влияют на работу экскаватора.

Если $\bar{\tau}_2 > 0$, значит время восстановления станка превышает период отработки резервных запасов экскаватором и простой последнего неизбежен. В таком случае для решения задачи необходимо найти среднее время восстановления отказов станка продолжительностью более $\Delta(\bar{\tau}_2')$ и в даль-

нейшем использовать его в выражении коэффициента готовности системы вместо $\bar{\tau}_2$.

Среднее время восстановления $\bar{\tau}_2'$ зависит от функции распределения времени восстановления станка и может быть определено из выражения [2]

$$\bar{\tau}_2' = \frac{\int_{\Delta}^{\infty} t f(\tau_2) dt}{\int_{\Delta}^{\infty} f(\tau_2) dt},$$

где $f(\tau_2)$ – плотность распределения τ_2.

По вышеприведенным формулам были выполнены расчеты коэффициента готовности вскрышного комплекса в зависимости от Δ. Исходные данные приняты следующие: наработка на отказ экскаватора 53 часа, бурового станка – 6,7, время восстановления экскаватора 8 часов, бурового станка – 3,5, распределение времени восстановления станка экспоненциальное, коэффициент готовности экскаватора 0,889. В результате получены следующие значения $K_г$ в зависимости от Δ:

Δ, ч	0	7	I4	2I	28	35	42	49	56	63
$K_г$	0,60	0,7I	0,76	0,79	0,82	0,83	0,85	0,86	0,87	0,88

Как видно из расчетов, коэффициент готовности системы растет, экспоненциально приближаясь к значению коэффициента готовности экскаватора. Практически можно считать, что отказы бурового станка перестают влиять на работу экскаватора при величине Δ = 63 часа (расхождение коэффициентов I %), что соответствует трехдневному периоду работы при времени экскавации в смену 7 часов.

На основе установленной зависимости можно оптимизировать величину подготовленного фронта работ для вскрышного экскаватора в конкретных условиях.

Расчет запасов горной массы и интенсивности их отработки целесообразно вести по планограмме горных работ, исходя из скорости подвигания экскаваторного забоя по фронту участка карьера. Тогда вместо объемных показателей запасов можно использовать линейные, т.е. подготовленность оценивать через соответствующее опережение буровых работ.

Межпроцессный задел на вскрыше в общем случае включает два элемента – участок взорванной горной массы и обуренный блок. Минимальная длина взорванного участка перед

экскаватором регламентируется правилами безопасности ведения взрывных работ (200 м), величина одновременно взрываемого блока определяется паспортом буровзрывных работ, исходя из многих факторов ("старения" скважин, производственных возможностей участка взрывных работ на карьере, влияния взрывов на простои вскрышного оборудования и т.д.).

К моменту сокращения длины взорванного участка до минимально допустимой величины l_1 должен быть подготовлен к взрыву очередной блок l_2. Если это условие не будет соблюдаться, то экскаватор перед предстоящим взрывом придется перегонять на безопасное расстояние, что связано с дополнительными затратами времени. Поэтому при решении задачи такой случай можно считать за отказ системы. Аналогично этому будем считать, что если фронт буровых работ в произвольный момент времени удален от экскаваторного забоя на величину $l_1 + l_2$, то резервного запаса, компенсирующего возможные отказы бурового станка, еще не имеется и система в целом может рассматриваться как простая последовательная.

Общее опережение фронта буровых работ в любой произвольный момент времени должно быть больше $l_1 + l_2$ на величину резервного запаса l_3, за счет которого осуществляется компенсация отказов бурового станка и повышается надежность функционирования системы. Величина l_3 может быть определена, исходя из требуемого по условиям устойчивости работы экскаватора компенсационного времени Δ и ожидаемой скорости подвигания экскаваторного забоя (v) как

$$l_3 = \Delta v.$$

Скорость подвигания экскаваторного забоя является вероятностной категорией и в конкретных условиях зависит от производительности и эксплуатационной надежности экскаватора и основных горнотехнических параметров системы разработки - мощности вскрышных пород (высоты уступа) и ширины экскаваторной заходки. Для определения ее была использована математическая модель планограммы вскрышных работ, в которой методом статистических испытаний моделировалось подвигание экскаваторного забоя с учетом вероятностных характеристик надежности экскаватора (плотностей распределения времени безотказной работы и времени восстановления) и изменения мощности вскрышных пород по фронту участка [3].

В результате моделирования и расчетов были определены оптимальные величины межпроцессного задела на вскрыше по участкам разреза "Нарвский" (таблица I), обеспечивающие бесперебойную работу вскрышных экскаваторов при минимальном замораживании средств на буровзрывных работах. Полученные данные предназначены для использования при оперативном планировании и управлении производством.

Таблица I

Оптимальное опережение буровых работ на вскрыше

Участок	Ожидаемое подвигание экскаваторного забоя, м	Длина резервного блока, м	Рациональная длина взрываемого блока, м	Общее опережение буровых работ, м
№ I	8,4	76	220	496
№ 2	I0,7	96	220	5I6
№ 3	I0,65	96	220	5I6
№ 4 - Восток	7,I	64	300	564
№ 4 - Запад	5,8	52	I25	377

Литература

I. Климов Б.Г., Богуславский В.Я. Влияние параметров неразветвленной технологической линии шахты с аккумулирующим бункером на ее надежность. Известия вузов. Горный журнал, I974, № I0.

2. Шор Я.Б. Статистические методы анализа и контроля качества и надежности. М., "Советское радио", I962.

3. Пязок Р.А. Применение сетевых графиков при планировании горных работ на карьерах. - В кн. "Экономические исследования в горной промышленности", вып. I, М., "Недра", I975.

R. Päsok

Optimation of Connecting Line of the Development Work Operation by Mathematical Modelling in the Quarries

S u m m a r y

The optimation problem of the prepared stock of oil shale is set up and solved taking into account the probability of the reliability function of the elements of the technological scheme.

TALLINNA POLÜTEHNILISE INSTITUUDI TOIMETISED
ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО ИНСТИТУТА
№ 401 1976

УДК 622.831.1

Л.Г.Талве, Э.Я.Тярно, Л.А.Уйбопуу

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ОТРАБОТКИ КАМЕРНОГО БЛОКА, ВОЗРАСТ И ПОТРЕБНЫЙ СРОК ПОДДЕРЖАНИЯ ЦЕЛИКОВ ПРИ КАМЕРНОЙ ВЫЕМКЕ С ОБРУШЕНИЕМ

Испытание и внедрение камерной системы разработки на эстонских сланцевых шахтах началось в 1957 г. В шахтных условиях испытано всего четыре варианта камерной выемки [Talve, 1968]. Ввиду отсутствия специального самоходного оборудования для коротких забоев в настоящее время применяется из испытанных технологических схем только одна - вариант со столбчатыми целиками.

В целях избежания стихийных обрушений и нормализации управления кровлей в коротких очистных забоях на глубине более 40 м в 1974 г. начались регулярные экспериментальные работы для разработки научных основ камерной системы разработки с управляемым обрушением толщи покрывающих карбонатных пород в местных природных условиях.

Камерная система разработки с обрушением имеет ряд существенных преимуществ по сравнению с применяемой до настоящего времени на эстонских сланцевых шахтах камерной выемкой без обрушения:

- уменьшаются размеры междукамерных целиков или увеличиваются пролеты камер, что ведет к соответствующему уменьшению технологических потерь сланца в недрах и создает благоприятные условия для более производительной работы добычных машин;

- улучшаются технико-экономические показатели (рост производительности труда и др.);

- улучшаются условия безопасности при ведении горных работ в связи с устранением потенциальной опасности стихийных обрушений;

– уменьшается удельный объем подготовительных выработок.

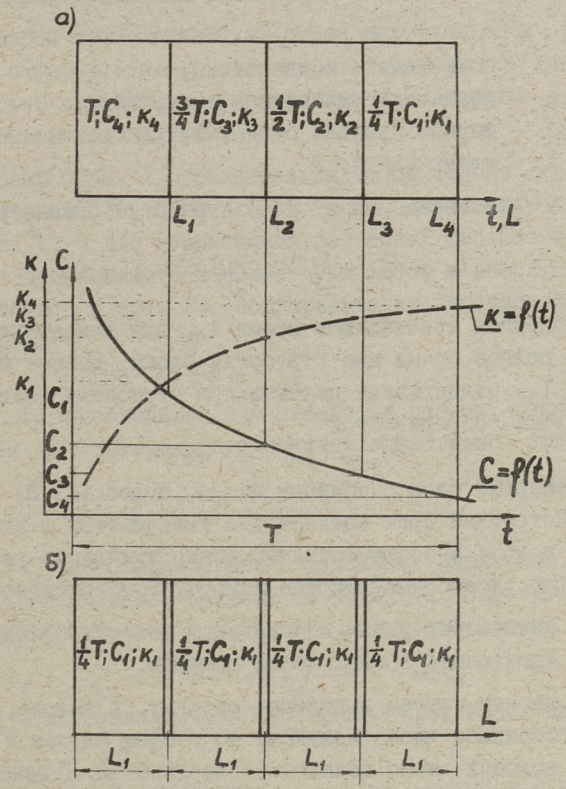
Реализация перечисленных достоинств требует научно обоснованного подхода к решению комплекса вопросов горной геомеханики и управления толщей покрывающих пород с учетом срока службы целиков. Эти проблемы, относящиеся к отрасли науки – реологии, на эстонских сланцевых шахтах в настоящее время только выдвигаются. Поэтому не установлена роль различных факторов, влияющих на обоснованный выбор размеров целиков, чтобы успешно управлять мощными энергетическими процессами в ходе ведения горных работ. Главным реологическим и соответственно технологическим фактором является потребный срок поддержания целиков. Помимо технологической специфики срок службы целиков зависит от реологической характеристики пород пласта, непосредственной кровли и толщи покрывающих пород, которые пока не определены.

При варианте камерной системы разработки со столбчатыми целиками возраст междукамерных целиков уменьшается линейно по мере отработки камерного блока. Он имеет максимальное значение у первого поперечного ряда целиков, уменьшается у каждого следующего ряда целиков и достигает минимального значения у последнего поперечного ряда перед окончанием отработки блока. Возраст целика равняется промежутку времени от его образования до конца отработки камерного блока или ее изолированной части. Следовательно, возраст целиков зависит от координат соответствующего поперечного ряда и скорости перемещения фронта отработки блока или его крыльев.

Потребный срок поддержания целиков равняется максимальному возрасту целиков в отрабатываемом камерном блоке или его изолированной части. Он складывается из времени, необходимого для совершения очистных работ на проектной площади камерного блока и времени, необходимого для демонтажа оборудования или развития работ в новой изолированной полосе.

Теоретически надо было бы размеры целиков определить в зависимости от их проектного возраста или координат их расположения. Соответственно надо было бы постоянно умень-

шить размеры целиков в каждом следующем поперечном ряду по мере их образования. Однако реализовать это технологически весьма затруднительно.



Фиг. 1. Зависимость потребного срока поддержания от технологических схем а) при ступенчатом изменении коэффициента поддержания; б) при постоянном коэффициенте поддержания с изолированием полос барьерными рядами целиков.

При практическом определении потребного срока поддержания целиков могут быть использованы две технологические схемы:

а) ступенчатым изменением размеров целиков полосами (фиг. I а),

б) применение изолированных полос с равными размерами целиков (фиг. I б).

По первой схеме срок t_p отработки камерного блока зависит от запасов Q блока и нагрузки q_y (месячной) на блок. Запасы Q блока можно определить по уравнению

$$Q = (1 - к) \cdot p \cdot (B1 + B2) L,$$

где к – коэффициент поддержания;
p – производительность пласта, т/м^2;
B1, B2 – ширина крыльев блока, м;
L – длина блока, м.

Соответственно срок t_p отработки блока равняется

$$t_p = \frac{Q}{q_y} = \frac{(1-к)\, p (B_1 + B_2) L}{q_y}, \text{ мес.} \qquad (I)$$

Учитывая необходимое время t_m, для демонтажа оборудования, полное время для отработки блока, равное потребному сроку T_p поддержания целиков при отработке всего камерного блока, определяется

$$T_p = t_p + t_m, \text{ мес.}$$

Камерный блок разбивают на n полос (2, 3, 4 или более). Потребный срок поддержания уменьшается в каждой очередной полосе и соответственно можно уменьшить размеры целиков (при постоянной ширине камер). Это достигается путем

- уменьшения длины целиков при постоянной их ширине
- уменьшения обоих сторон целиков.

В первом случае в поперечном ряду, в полосе, сохраняется постоянное число целиков, во втором случае в последующих полосах число целиков увеличивается. Помимо изменения размеров целиков допускается изменение и размеров камер, но это усложняет несколько технологию отработки, особенно изменение ширины поперечной камеры.

Потребный срок T_r поддержания целиков в полосах при равной ширине их равняется:

в первой полосе $T_{r1} = t_p + t_m$,

во второй полосе $T_{r2} = \frac{t_p (n-1)}{n} + t_m$,

в третьей полосе $T_{r3} = \frac{t_p (n-2)}{n} + t_m$,

и в последней полосе $T_{rn} = \frac{t_p}{n} + t_m$,

где n – число полос в камерном блоке со ступенчатым изменением параметров блока.

При первой схеме срок поддержания целиков на практике достигает T_p = 12–20 мес.

При второй технологической схеме камерный блок разбивают при отработке на n (желательно равных по длине) полос, которые отрабатывают независимо и изолируют друг от друга барьерными целиками.

Потребный срок T_n поддержания одной полосы складывается от времени t_r, необходимого для отработки полосы, времени t_b – для образования барьерных целиков и времени t_v – необходимого для развития работ в новой полосе. Соответственно срок T_n поддержания изолированной полосы равняется

$$T_n = t_r + t_b + t_v, \text{ мес.} \qquad (2)$$

Время t_n, необходимое для отработки полосы, зависит от ее длины L_n, которое определяется аналогично уравнению (I)

$$t_n = \frac{Q_n}{q_v} = \frac{(1-\kappa)p\,(B_1 + B_2)L_n}{q_v}, \text{ мес.}$$

Время t_b, необходимое для образования барьерных поперечных рядов целиков, зависит от ширины L_b барьерной полосы и коэффициента κ_b поддержания барьерной полосы

$$t_b = \frac{Q_b}{q_{vb}} = \frac{(1-\kappa_b)p\,(B_1 + B_2)L_b}{q_{vb}}, \text{ мес,}$$

где $q_{vb} < q_v$ – нагрузка на блок во время образования барьеров.

При постоянной длине полос $L_1 = L_2 = L_n = \text{const}$ и с равным коэффициентом поддержания барьерных рядов целиков срок поддержания их в отдельных полосах может быть принят равным

$$T_{n1} = T_{n2} = T_{n3} = \text{const}.$$

Исключением является последняя полоса, при которой в уравнении (2) срока T_{nn} поддержания целиков сумму $t_b + t_v$ отрезков времени заменяют отрезком t_m времени, необходимым для демонтажа оборудования. Следовательно,

$$T_{nn} = t_n + t_m, \text{ мес.}$$

Учитывая некоторый запас времени при демонтаже оборудования можно на практике принять

$$t_b + t_v \approx t_m.$$

Следовательно, при данной схеме отработки с барьерными полосами срок T_r службы целиков во всех полосах может быть принят равным. При разбивке камерного блока на n изолированных полос время T_p отработки всего камерного блока равно

$$T_p \approx nT_r \approx n(t_r + t_b + t_v), \text{ мес.}$$

В зависимости от принятой технологической схемы камерной системы разработки с обрушением при варианте со столбчатыми целиками определяют в конкретных условиях потребный срок поддержания целиков. На основе последнего и принятой ширины камер определяют размеры целиков. (См.наст. сб,с. 37).

Литература

1. Talve L. Room and Pillar System of Mining in Oil Shale Mines of Estonian Deposits. United Nations Oil Shale Symposium, Tallinn, 1968.

2. Талве Л.Г., Арукюла Х.Х. Определение размеров междукамерных целиков по коэффициенту поддержания. (См. наст. сб,с. 37).

L. Talve, E. Tärno, L. Uibopuu

Die Technologischen Schemas, das Alter und die Erforderliche Stützungsfrist beim Kammerbruchbau

Zusammenfassung

In diesem Artikel sind zwei technologische Schemas des Kammerbruchbaus angeführt. Nach dem ersten Schema wird der Kammerblock durch die Barrierepfeiler in Streifen gleicher Breite geteilt. Nach dem zweiten Schema werden die einzelnen Streifen voneinander nicht isoliert, nur die Abmessungen der Pfeiler werden entsprechend der Kürzung der Stützungsfrist verändert. Nach beiden Schemas ist das Prinzip der Bestimmung der Stützungsfrist der Pfeiler angeführt.

TALLINNA POLÜTEHNILISE INSTITUUDI TOIMETISED
ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО ИНСТИТУТА
№ 401 1976

УДК 622.831.1

Л.Г.Талве, Х.Х.Арукюла

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ МЕЖДУКАМЕРНЫХ ЦЕЛИКОВ ПО КОЭФФИЦИЕНТУ ПОДДЕРЖАНИЯ

Пласт горючих сланцев в Эстонском месторождении имеет сложное строение. Основные составляющие литологического состава – органическое вещество, карбонаты и глинистый терригенный материал – имеют различные реологические характеристики, которые пока не определены. В связи с этим затруднена привязка результатов лабораторных испытаний по определению физико-механических параметров пласта к расчету размеров целиков, особенно при учете потребного срока службы целиков. Поэтому наряду с лабораторными исследованиями необходимо организовать длительные шахтные экспериментальные работы для исследования поведения целиков в зависимости от различных факторов, в том числе от реологических. На основе этих данных можно параметры камерного блока определить по коэффициенту поддержания к [Талве,1974],

$$к = \frac{H}{C},$$

где H – глубина разработки, м;
C – условная мощность, м.

Поскольку условная мощность C зависит от срока t поддержания целиков, т.е. она является реологическим параметром

$$C = f(H,t),$$

то, следовательно, и коэффициент поддержания $к$ является реологическим параметром

$$к = \varphi(C,t).$$

Задаваясь глубиной H разработки и сроком t поддержания целиков, можно определить условную мощность и дальше коэффициент поддержания. Задавая дополнительно ширину камер можно определить размеры целиков по формуле

Таблица I

Техническая характеристика управляемых и стихийных обрушений на сланцевых шахтах (в зоне корригирования или очаге обрушения)

№№ пп	Шахта	№ камерного блока	Крыло	Возраст целиков, t, мес	Мощность покрывающих пород, H, м	Коэффициент поддержания к	Предельная условная мощность $C_к$, м	Приведенная условная мощность (к 50 м) C''_0, м
I.	"Ахтме"	26	левое	4,3	47	0,I23	382	408
2.	"Ахтме"	I8	правое	3,0	42	0,II5	363	420
3.	"Ахтме"	35	левое	I,4	50	0,II2	444	444
4.	"Ахтме"	35	правое	I,2	50	0,I0I	492	492
5.	"Ахтме"	6	левое	39	4I	0,I95	2I0	259
6.	"Ахтме"	7	правое	I8	4I	0,I52	270	323
7.	"Ахтме"	I6	оба	II	42	0,I86	223	272
8.	"Ахтме"	3I	оба	I4	5I	0,I58	322	3I6
9.	"Ахтме"	34	оба	I4	49	0,I62	302	308
I0.	"Виру"	4I-юж	правое	24	42	0,I59	265	302
II.	"Виру"	42-юж	правое	I2	42	0,I6I	260	308
I2.	"Эстония"	50I	оба	36	62	0,I94	320	258

$$K = \frac{\Sigma S_1}{\Sigma S_2} = \frac{\Sigma a.b}{\Sigma (a + c)(b + d)},$$

где S_1 – площадь поперечного сечения целика, $м^2$;

S_2 – площадь кровли, поддерживаемая данным целиком, $м^2$;

a, b – размеры целиков;

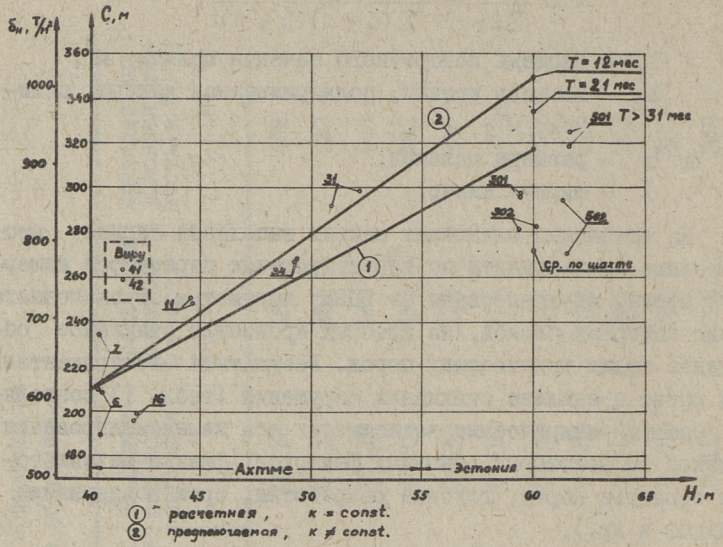
c, d – ширина камер.

На эстонских сланцевых шахтах выполнены первые промышленные эксперименты по корригированию параметров камерного блока. Анализированы на ЭЦВМ параметры ограниченного числа камерных блоков, на которых произошло стихийное обрушение толщи покрывающих пород. Результаты экспериментальных работ и анализа стихийных обрушений (табл. I) позволяют вывести эмпирические зависимости для дименсионирования целиков от некоторых основных факторов (физико-механические свойства пород, глубина разработки, срок поддержания целиков и др.).

I. Зависимость условной мощности от глубины разработки

На фиг. I представлена зависимость условной мощности от глубины разработки при сроке службы целиков, во многих случаях, превышающих потребный срок отработки камерного блока (t = I8–2I мес.). На этой же фигуре показаны параметры стихийных обрушений по шахтам "Ахтме" и "Виру". При размерах целиков, применяемых на шахте "Эстония", и соответствующих им условных мощностях стихийных обрушений пока не было. Срок поддержания первых камерных блоков (30I, 302, 50I, 502) составляет уже более 3I месяца, что в два раза превышает срок, требуемый для отработки всего камерного блока. Условная мощность в камерном блоке 50I составляла 320 м, а среднее значение по I2 камерным блокам за I975 г. составляло только 2I6 м. Потребному сроку поддержания целиков t = I2–2I мес. соответствует условная мощность C = = 330–350 м. Следовательно, размеры целиков по шахте в целом были явно завышены.

На фиг. I прямая I показывает линейную зависимость условной мощности от глубины при применяемых параметрах ка-



Фиг. 1. Зависимость условной мощности от глубины разработки
1–при применяемых параметрах камерных блоков на шахте "Эстония";
2–при уменьшенных размерах целиков на шахте "Эстония".

мерных блоков ($k = const$). В диапазоне глубины от 40 до 60 м (I,5 раза) условная мощность изменяется по этой прямой также в I,5 раза – от 2I0 до 3I5 м. Прямая 2 соответствует положению, когда на шахте "Эстония" будут площади поперечного сечения целиков уменьшены согласно потребному сроку поддержания (t = I2–2I мес). Тогда условная мощность достигнет величины 350 м. В этом случае сохраняется между C и H тоже линейная зависимость, но с большим уклоном. Наличие уклона прямых и их величина показывают, что параллельно с увеличением глубины происходит определенное упрочнение целиков, в результате чего коэффициент поддержания существенно не зависит от глубины и остается практически постоянным. Если это так, то размеры целиков практически не зависят от глубины, а главным образом от срока их поддержания. Правильность этой гипотезы может быть обоснована изменением литологического состава пласта в зависимости от глубины залегания пласта и уточняется в дальнейшем по мере получения дополнительных данных от опытных

работ по корригированию параметров камерного блока.

2. Зависимость условной мощности от глубины и срока поддержания целиков

На основе изложенного выше для определения размеров целиков пришлось бы построить эмпирические зависимости типа $C = f(H,t)$ в виде семейства кривых $C = f(t)$ для различных значений H, что является громоздким и ненаглядным. На основе приведенных данных используем гипотезу, что обрушение в камерном блоке происходит независимо от глубины разработки при одинаковой величине приведенной условной мощности C_0''. Ее значения определяют по экспериментальным данным в зависимости от предельной условной мощности $C_к$, глубины разработки H, приведенной глубины разработки H_0 и срока t поддержания целиков, т.е.

$$C_0'' = \psi(C_к, H, H_0, t).$$

Поскольку C_0'', при $t = const$, не зависит от глубины H, то при проектировании размеров целиков можно использовать зависимость

$$C = \psi(t),$$

которая выражается одной кривой (при $H = const$). В условиях действующих сланцевых шахт эстонского месторождения целесообразно пересчитать фактические данные по предельной условной мощности на среднюю мощность покрывающих пород $H_0 = 50$ м по формуле

$$C_0'' = C_к - (H - H_0)\kappa_t, \text{ м},$$

где $\kappa_t = 6{,}25 - 0{,}02\,t$ (при предположении, что $C = f(H)$ – линейная функция);

$H_0 = 50$ м – приведенная глубина разработки.

Результаты расчетов приведены в таблице I.

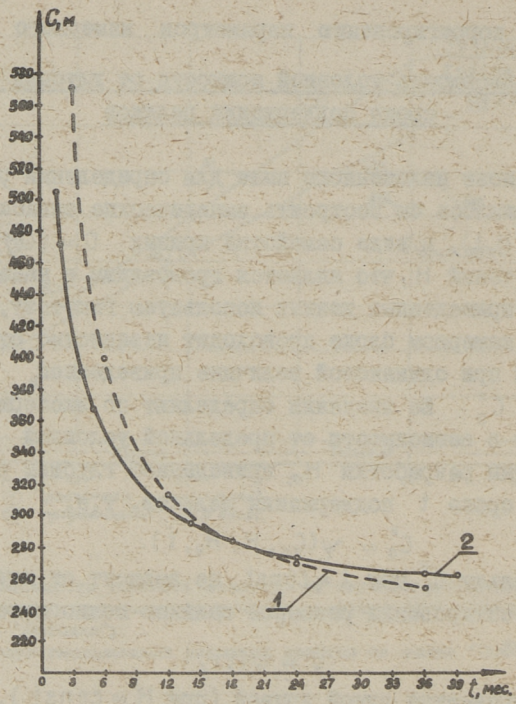
Предполагая, что функция $C_0' = f(t)$ имеет вид уравнения

$$C_0' = u + v\,t^m,$$

получим по экспериментальным данным

$$C_0' = 225 + 1040\,t^{-1}.$$

По полученному уравнению составляем таблицу 2 в зависимости от срока службы целиков в диапазоне от 3 до 48 месяцев. Зависимость представлена графически на фиг.2 (кривая I).



Фиг. 2. Зависимость условной мощности от срока поддержания целиков
1– предварительная;
2– уточненная.

Таблица 2

Зависимость приведенной условной мощности от срока поддержания целиков

t, мес	3	6	I2	I8	24	36	48
$\frac{1040}{t}$	346	I73	87	58	43	29	22
C_0'	57I	398	3I2	283	268	254	247

Для уточнения коэффициентов u, v и показателя степени m в формуле приведенной условной мощности пользуемся методом наименьших квадратов. Обозначив

$$C_1 = v t^m = C_0'' - 225,$$

показатель m и коэффициенты u, v имеют следующие выражения

$$m = \frac{n\sum \lg t \cdot \lg C_1 - \sum \lg t \cdot \sum \lg C_1}{n\sum (\lg t)^2 - (\sum \lg t)^2} =$$

$$= \frac{12 \cdot 21{,}890 - 11{,}914 \cdot 23{,}507}{12 \cdot 14{,}211 - (11{,}914)^2} = -0{,}61,$$

$$\lg v = \frac{\sum (\lg t)^2 \cdot \sum \lg C_1 - \sum \lg t \cdot \sum \lg t \cdot \lg C_1}{n\sum (\lg t)^2 - (\sum \lg t)^2} =$$

$$= \frac{14{,}211 \cdot 23{,}507 - 11{,}914 \cdot 21{,}890}{12 \cdot 14{,}211 - (11{,}914)^2} = 2{,}56,$$

$$v = 3{,}63,$$

$$u = \frac{\sum C_0'' - v\sum t^m}{n} = \frac{4030 - 1342{,}06}{12} = 224.$$

Таблица 3

Значение $C_к$ в зависимости от H и t

t, мес	Глубина разработки H, м					
	40	45	50	55	60	65
3	347	378	409	440	47I	502
6	284	3I5	345	376	406	437
I2	243	273	303	333	363	393
24	2I8	247	276	305	333	362
36	209	237	264	292	320	347

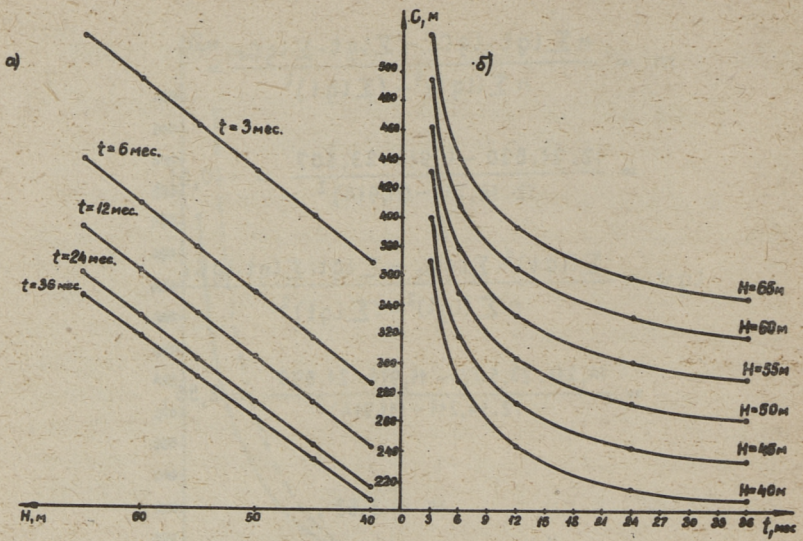
Таким образом, уточненная зависимость $C_0 = f(t)$ для глубины H = 50 м имеет вид

$$C_0 = 224 + 363t^{-0{,}61}$$

и ее графическое выражение приведено на фиг. 2 (кривая 2).

Среднее квадратичное отклонение σ определяется по формуле

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum (C_0'' - C_0)^2}{n-1}} = \sqrt{\frac{7493}{11}} = 26{,}1 \text{ м}.$$



Фиг. 3. Зависимость условной мощности от глубины разработки (а) и срока поддержания целиков (б).

Коэффициент K_v вариации

$$K_v = \frac{\sigma}{\sum C_0''/n} = \frac{26,1}{336} = 7,75\ \%.$$

Зависимость $C_K = f(t)$ при конкретной мощности покрывающих пород устанавливается пересчетом по формуле

$$C_K = C_0 + (H - H_0)(6,25 - 0,02t).$$

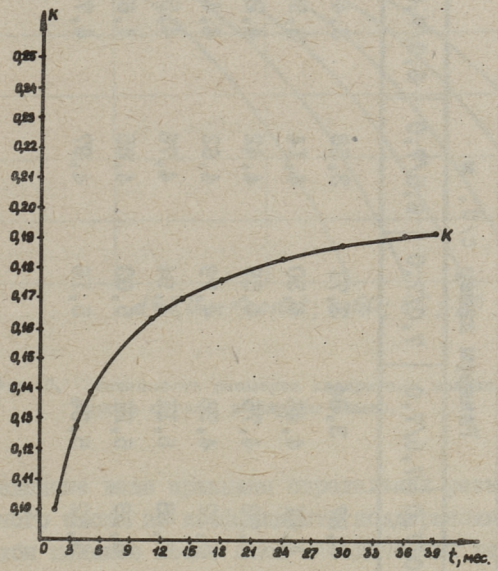
Результаты пересчета сведены в таблицу 3. На фиг. 3 представлены зависимости $C_K = f(t)$ при различной мощности покрывающих пород, а также $C_K = f(H)$ для различного срока службы целиков.

3. Зависимость коэффициента поддержания от условной мощности и срока поддержания целиков

Для расчета размеров междукамерных целиков технологически наибольший интерес имеет зависимость $K = f(t)$ в диапазоне от 4 до 19 месяцев. Как показали расчеты по имеющимся экспериментальным данным коэффициент поддержания с изменением глубины практически не изменяется по сравнению

с глубиной 50 м. Таким образом, зависимость $K = f(t)$ может быть предварительно выражена уравнением

$$K = \frac{50}{C_0} = \frac{50}{224 + 363 \cdot t^{-0,61}}.$$



Фиг. 4. Зависимость коэффициента поддержания от срока поддержания целиков.

Значения функции $K = f(t)$, приведенные к глубине разработки $H = 50$ м, представлены в табл. 4 и ее графическое выражение на фиг. 4.

Таблица 4

Зависимость коэффициента поддержания от срока поддержания целиков

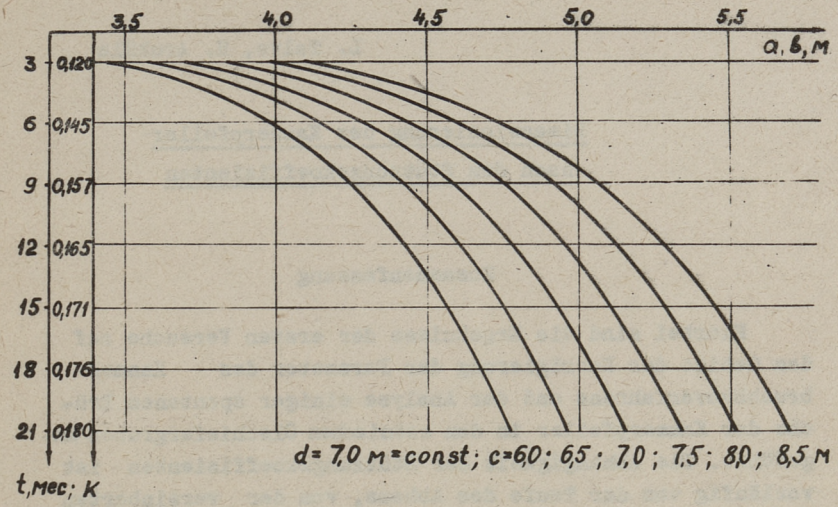
t, мес	3	6	9	I2	I5	I8	2I	24	27	30	33	36	39
K	0,I20	0,I45	0,I57	0,I65	0,I7I	0,I76	0,I80	0,I83	0,I85	0,I87	0,I89	0,I90	0,I9I

В таблице 5 и на фиг. 5 представлены примерные размеры междукамерных целиков в зависимости от их срока службы и ширины камер.

Таблица 5

Размеры квадратных междукамерных целиков в зависимости от их срока службы и ширины камер

Срок службы целиков t, мес	Коэффициент поддержания K	Размеры камер c/d, м					
		8,5/7,0	8,0/7,0	7,5/7,0	7,0/7,0	6,5/7,0	6,0/7,0
3	0,I20	4,09	3,87	3,84	3,7I	3,58	3,44
6	0,I45	4,75	4,6I	4,46	4,30	4,I4	3,99
9	0,I57	5,07	4,92	4,76	4,59	4,42	4,26
I2	0,I65	5,29	5,I2	4,96	4,79	4,62	4,43
I5	0,I7I	5,45	5,28	5,II	4,94	4,76	4,58
I8	0,I76	5,56	5,39	5,2I	5,03	4,85	4,67
2I	0,I80	5,70	5,52	5,34	5,I6	4,97	4,78



Фиг. 5. Зависимость размеров квадратных целиков от их срока службы и ширины камер.

Приведенные выше принципы определения размеров целиков камерного блока по коэффициенту поддержания с учетом срока службы целиков носят пока методический характер. По мере накопления результатов от дальнейших опытных работ и массовых взрывов целиков, а также стихийных обрушений, приведенные принципы служат основой для разработки методики проектирования параметров камерного блока с учетом необходимой надежности работы целиков. Эта методика учитывает все основные факторы, влияющие на длительное поведение целиков (свойства пород и т.п.), так как она базируется на результатах изучения реологического поведения пород при камерной выемке на основе характеристик конвергенции конкретного месторождения в зависимости от применяемых параметров системы разработки. На основе разрабатываемой методики имеется возможность в дальнейшем создать номограммы для дименсионирования целиков в местных условиях, как это практикуется, например, в калийной промышленности ГДР.

Литература

1. Талве Л.Г. Управление обрушением при камерной выемке по характеристикам конвергенции.—"Тр. Таллинск. политехн. ин-та", № 368 , Таллин, 1974.

L. Talve, H. Aruküla

Dimensionierung der Kammerpfeiler nach dem Stützungskoeffizienten

Zusammenfassung

Hierbei sind die Ergebnisse der ersten Versuche auf dem Gebiet der Korrigierung der Parameter des Kammerbruchbauverfahrens und der Analyse einiger spontanen Brüche der Kammerpfeiler in den estnischen Ölschiefergruben angeführt. Die Abhängigkeit der Stützungskoeffizienten ist vorläufig von der Teufe des Abbaus, von der vereinbarten Mächtigkeit und von der für den Abbau des Kammerblockes notwendigen Frist gezogen. In dem estnischen Ölschieferbecken ist es möglich annäherungsweise die Dimensionierung der Pfeiler unmittelbar auf Grund des Stützungskoeffizienten in Abhängigkeit von der erforderlichen Frist für die Stützung der Pfeiler durchzuführen.

Eesti NSV Teaduslik Raamatukogu IV Teadus...

Цена 23 коп.