

Er. 6.7  
493

ISSN 0136-3549  
0203-9737

TALLINNA  
POLÜTEHNILISE INSTITUUDI  
TOIMETISED

493

ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО  
ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО  
ИНСТИТУТА

**ТРИ**  
**'80**

ПРОБЛЕМЫ  
ПОДЗЕМНОЙ  
И ОТКРЫТОЙ  
РАЗРАБОТКИ  
ГОРЮЧИХ  
СЛАНЦЕВ  
И НЕРУДНЫХ  
МАТЕРИАЛОВ





Ep.6.7

**ТРИ  
'80**

493

TALLINNA POLÛTEHNILISE INSTITUUDI TOIMETISED

---

ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО ИНСТИТУТА

УДК 622

● ПРОБЛЕМЫ  
ПОДЗЕМНОЙ  
И ОТКРЫТОЙ  
РАЗРАБОТКИ  
ГОРЮЧИХ  
СЛАНЦЕВ  
И НЕРУДНЫХ  
МАТЕРИАЛОВ

Горное дело X

Таллин 1980

© Таллинский политехнический институт



## ВЛИЯНИЕ ЗОЛЬНОСТИ НА НЕСУЩУЮ СПОСОБНОСТЬ ЦЕЛИКОВ

При определении оптимальных параметров системы разработки, в том числе размеров целиков, требуется знание определенных физико-механических свойств пласта и вмещающих пород. Физико-механические свойства графита Ногинского месторождения зависят, кроме других факторов, от его зольности. Зольность пласта графита колеблется в широком диапазоне (от 3 до 30 %), достигая в некоторых местах до 80 %. Важно выявить влияние зольности на механизм разрушения и расчета целиков.

Данные исследования проводились на образцах графита, специально изготовленных для этих целей. С целью уменьшения влияния других факторов, образцы отбирались в различных местах шахтного поля при условии обеспечения однородности структуры и типа [1].

Определение предела прочности на одноосное сжатие проводилось методом раскалывания на образцах неправильной формы с помощью прибора-пробника БУ-39 [2]. Каждый эксперимент повторялся на 8 образцах для увеличения надежности выводов, при этом коэффициент вариации не превышал 15 %.

Зольность образцов графита, которые подвергались исследованиям, определялась в лабораторных условиях. Для увеличения достоверности результатов, каждый эксперимент повторялся 4 раза, при этом коэффициент вариации не превышал 10 %. Всего было испытано более 50 образцов.

Поскольку зольность можно рассматривать как своеобразные включения из пустой породы, то кроме проведенных исследований разнозольных образцов графита изготавливались шлифы для уточнения конфигурации и крупности включений. Ре-

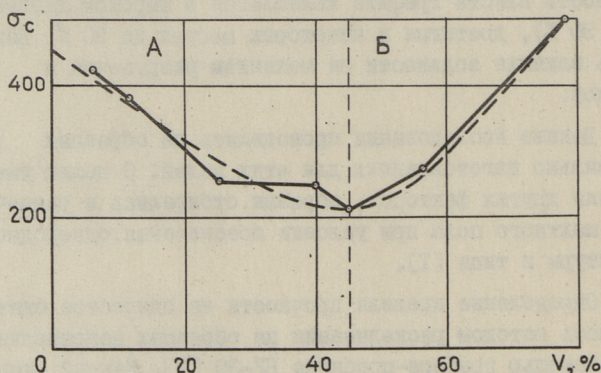
зультаты шлифового анализа крупности включений представлены в таблице I.

Т а б л и ц а I

Крупность включений в графите в среднем по шлифам

Крупность включений, $\mu$	Количество включений, %
Менее 10	55
От 10 до 50	32
От 50 до 100	8
Более 100	5

Результаты исследований влияния зольности на прочность графита представлены на фиг. I, где по оси ординат отложен предел прочности на сжатие, в кгс/см<sup>2</sup>, а по оси абсцисс — зольность в процентах.



Фиг. 1. Прочность графита в зависимости от зольности.

Влияние зольности на прочностные свойства графита объясняется следующим образом. При малом количестве включений (зона А) прочность неоднородных образцов уменьшается на 45...50 % за счет концентрации напряжений вокруг включений, так как в этой области появляются трещины и материал теряет несущую способность. Степень уменьшения прочности зависит от количества включений. При наличии включений в образце более 40...50 % (зона Б), образуется своеобразный каркас и прочность превышает первоначальную на 25...30 %.

Проведенные исследования показали, что физическая сущность влияния зольности на прочностные свойства графита такая же, как при наличии рассеянных включений в целике [3]. Таким образом, наличие зольности в целике влияет на характер его разрушения под нагрузкой, определяя тем самым величину разрушающей нагрузки на целик.

#### Л и т е р а т у р а

1. Инструкция по отбору проб горных пород. Л., ВНИМИ, 1965. 15 с.

2. Инструкция по эксплуатации прибора пробника БУ-39. Л., ВНИМИ, 1974. 25 с.

3. П а с т а р у с Ю.В. Исследование несущей способности неоднородных целиков с крепкими включениями применительно к Эстонскому месторождению горючих сланцев. - Горючие сланцы, 1976, № 8, с. 13-16.

J. Pastarus

#### Einfluß des Aschengehaltes auf die Tragfähigkeit der Pfeiler

#### Zusammenfassung

Die Tragfähigkeit der Pfeiler wurde auf den Proben von Graphit mit wechselndem Aschengehalt erforscht.

Die Forschung der Anschliffe aus Graphitproben zeigte, daß die Aschen in den Proben als eigenartige Konkretionen behandelt werden können. Die Ergebnisse der Forschung zeigten, daß beim Aschengehalt bis 40...50 % die Tragfähigkeit der Pfeiler um 45...50 % niedriger wird; beim größeren Aschengehalt wächst die Tragfähigkeit um 25...30 %.





ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СЛАБЫХ РАССЕЯННЫХ ВКЛЮЧЕНИЙ  
НА НЕСУЩУЮ СПОСОБНОСТЬ ЦЕЛИКОВ

На месторождениях осадочного происхождения пласты полезного ископаемого обычно имеют неоднородное слоистое строение с различными физико-механическими свойствами. Нередко в пластах содержатся включения различных минералов, отличающиеся от основного материала пласта прочностными и деформационными свойствами [1].

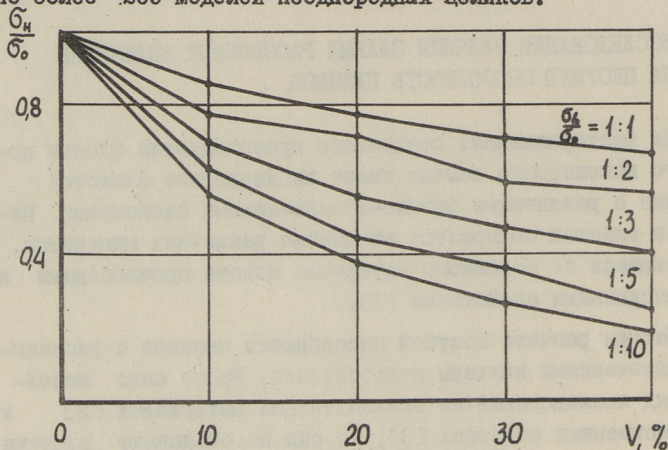
Методы расчета несущей способности целиков с рассеянными включениями изучены недостаточно. Ранее было выполнено ряд исследований на эквивалентных материалах [2] и на естественных образцах [3], но они не объясняют влияния разных факторов на несущую способность целиков.

Для изучения влияния рассеянных включений на несущую способность целиков были проведены экспериментальные исследования на моделях из эквивалентных материалов.

На основании накопленного производственного опыта, общих теоретических соображений и ранее проведенных экспериментов, можно выделить следующие главные факторы, от которых зависит несущая способность неоднородных целиков с рассеянными включениями: размер, количество и конфигурация включений; отношение прочностей, модулей упругости включений и основного материала целика; контактные условия между включениями и основным материалом целика.

При моделировании в качестве эквивалентных материалов, имитирующих включения и основного материала целика, были выбраны соответственно гипсо-меловая и песчано-парафиновая смеси. Исследованиями доказано, что при использовании этих эквивалентных материалов соблюдается подобие прочностных, упругих и деформационных свойств с породами природы при геометрическом масштабе моделирования 1:50.

В проведенных исследованиях отношение прочностей включений и основного материала целика составляло от 1:1 до 1:10, процентное содержание включений по объему составляло до 40 % и соотношение крупности включений к минимальному линейному размеру целика от 0,04 до 0,2. Всего было испытано более 200 моделей неоднородных целиков.



Фиг. 1. Прочность модели неоднородного целика в зависимости от количества включений при  $\sigma_n/\sigma_c = 0,12$ .

Результаты испытаний моделей неоднородных целиков с включениями приведены на фиг. 1. По оси ординат отложены отношения прочности модели целика с включениями к прочности основного материала модели целика, а по оси абсцисс — процентное содержание включений.

Выполненные исследования по изучению влияния слабых включений на несущую способность целиков методом моделирования эквивалентными материалами позволяют сделать следующие основные выводы:

1. Установлено, что с увеличением содержания слабых включений несущая способность целика уменьшается на 25... 70 %.

2. С увеличением крупности включений несущая способность целика увеличивается на 10...20 %.

3. Установлено, что с уменьшением отношения прочностей слабых включений и основного материала целика от 1:1 до 1:10 несущая способность уменьшается до 50 %.

## Л и т е р а т у р а

1. Бакинов Г.П. Совершенствование разработки горячих сланцев. М., Углетехиздат, 1959. 158 с.

2. Пастарус Ю.В. Исследование несущей способности неоднородных целиков с крепкими включениями применительно к Эстонскому месторождению горячих сланцев. - Горячие сланцы, 1976, № 8, с. 13-16.

3. Плахов А.В., Иванов Г.А. О несущей способности неоднородных по составу целиков. Колыма, 1973, № 6, с. 20-28.

J. Pastarus

### Forschung des Einflusses der schwachen gestreuten Konkretionen auf die Tragfähigkeit der Pfeiler

#### Zusammenfassung

Der Einfluß der schwachen gestreuten Konkretionen auf die Tragfähigkeit der Pfeiler wurde mit Modellieren auf den äquivalenten Materialien geforscht. Dabei wurden die Dimensionen, die Zahl und physikalisch-mechanischen Eigenschaften der Konkretionen berücksichtigt.

Die Forschungen ergaben, daß die schwachen gestreuten Konkretionen die Tragfähigkeit der Pfeiler um 40...70 % erniedrigen.

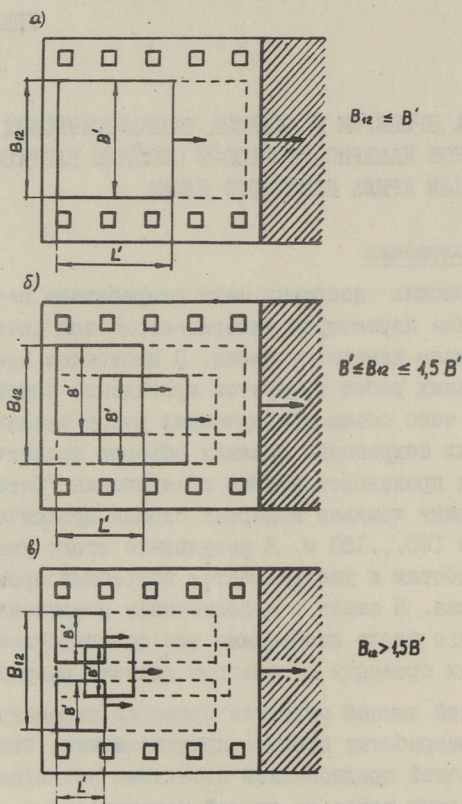


МЕТОДИКА ПРОВЕРКИ И АНАЛИЗА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ  
ПАРАМЕТРОВ КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ  
ПО ПОЛОСАМ КРЫЛА КАМЕРНОГО БЛОКАОбщие положения

Для эстонских сланцевых шахт разработана методика проверки и анализа параметров камерно-столбовой системы разработки по крыльям камерного блока. В настоящее время в ходе подготовительных работ требуется проведение боковых штреков, в результате чего объем проходческих работ увеличивается вдвое. В целях сохранения прежних объемов проходческих работ на шахтах производственного объединения "Эстонсланец" увеличили ширину крыльев камерных блоков практически вдвое — от 100 м до 160...180 м. В результате этого уменьшается скорость отработки и увеличивается потребный срок отработки камерного блока. В связи с существенным увеличением ширины крыла камерного блока необходимо это соответственно отражать в основах проверки параметров системы разработки.

За основой данной методики проверки параметров камерной системы разработки принято предположение, что необходимой и достаточной предпосылкой избежания развития обрушения толщи покрывающих пород до земной поверхности в пределах отработанной части камерного блока является условие обеспечения устойчивости целиков в пределах любой произвольно выбранной определенной минимальной площади — критической конфигура за заданный срок поддержания целиков. Критическая площадь обрушения зависит от мощности, физико-механических и реологических свойств пласта и покрывающих пород, конфигурации и расположения целиков и характера развития систем неупругих деформаций в покрывающей толще на отработанной площади. На основе экспериментальных данных в условиях сланцевых шахт Эстонского месторождения за критическую площадь

Принимается расчетный квадратный контур с размером стороны  $B' = 70 \pm 5$  м, в пределах которого размещается в среднем 5 рядов целиков.



Фиг. 1. Схема для выбора числа полос в крыле камерного блока.

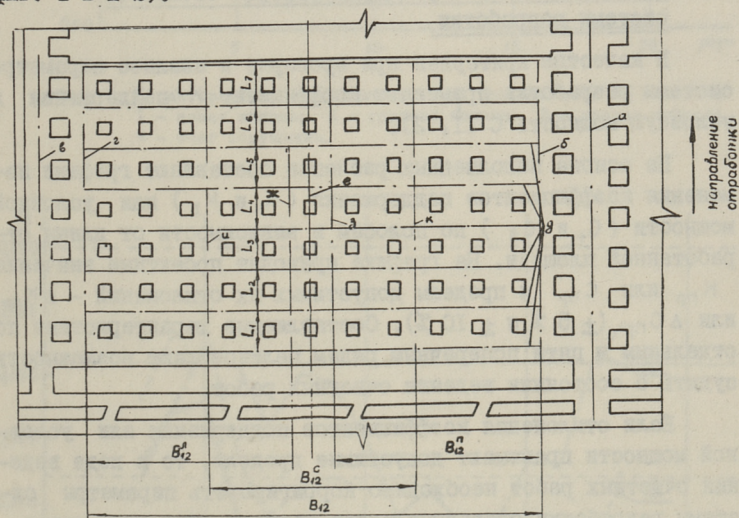
Расчетный контур имеет в общем случае две степени свободы перемещения в пределах крыла камерного блока — как в продольном, так и в поперечном направлении относительно длины оси крыла. Поэтому необходимо проверить условия устойчивости по всем возможным положениям скользящего контура в пределах крыла камерного блока. При упрощенных расчетах крыло разбивают на две или три продольные полосы в зависи-

мости от ширины относительно размера  $B'$  расчетного контура. Различают три случая разбивки крыла на продольные полосы:

1.  $B_{12} \leq B'$ , т.е. ширина  $B_{12}$  полосы междукамерных щеликов меньше или равна ширине  $B'$  расчетного контура, который имеет только одну степень перемещения – вдоль длинной оси полосы  $B_{12}$ , то получается одна расчетная полоса (фиг. 1 а).

2.  $B' \leq B_{12} \leq 1,5 B'$ , т.е. ширина  $B_{12}$  полосы междукамерных щеликов превышает ширину  $B'$  расчетного контура 1,0...1,5 раза. В данном случае фактическую полосу шириной  $B_{12}$  заменяют двумя расчетными полосами шириной по  $B'$ .

3.  $B_{12} > 1,5 B'$ , т.е. ширина  $B_{12}$  полосы междукамерных щеликов превышает ширину  $B'$  расчетного контура больше, чем в 1,5 раза. В данном случае фактическую полосу шириной  $B_{12}$  заменяют тремя расчетными продольными полосами шириной по (фиг. 1 в и 2).



Фиг. 2. Схема обозначений при разбивке крыла камерного блока на три полосы.

На плане камерного блока проводят следующие прямые (фиг. 2)

- а) по оси сборного штрека (а);
- б) по оси первой продольной камеры от сборного штрека (б);

в) по осям бокового штрека (в) или соседней продольной камеры (г);

г) по осям поперечных камер (д) с таким расчетом, чтобы площади обнажения левее и правее прямой линии были равные;

д) по оси крыла или полосы поперечного ряда целиков В12. За длину  $L_n$  данной полосы поперечного ряда целиков принимают соответствующий отрезок осевой линии крыла прямыми, проведенными по осям соседних поперечных камер.

После проведения ориентировочных контурных линий расчетных полос эти прямые заменяют ломаными линиями, отрезки которых разделяют пополам расстояние между соседними целиками.

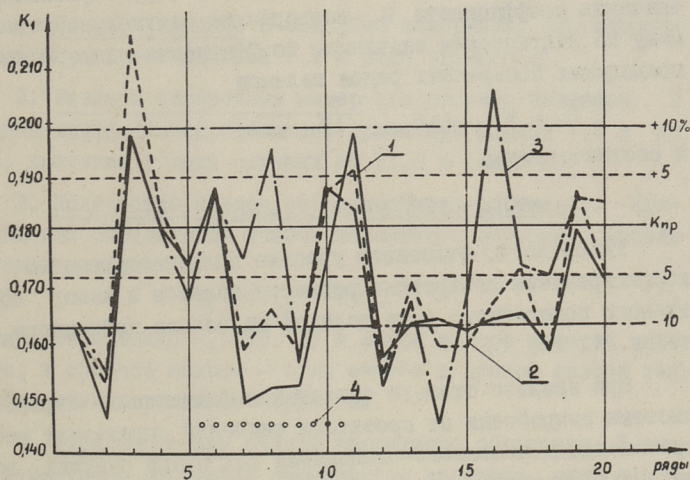
#### Обсуждение и анализ результатов проверки технологических параметров камерно-столбовой системы разработки

В качестве критериев при проверке и анализе параметров системы разработки применяют коэффициент  $K$  поддержания и условную мощность  $C$  [1, 2].

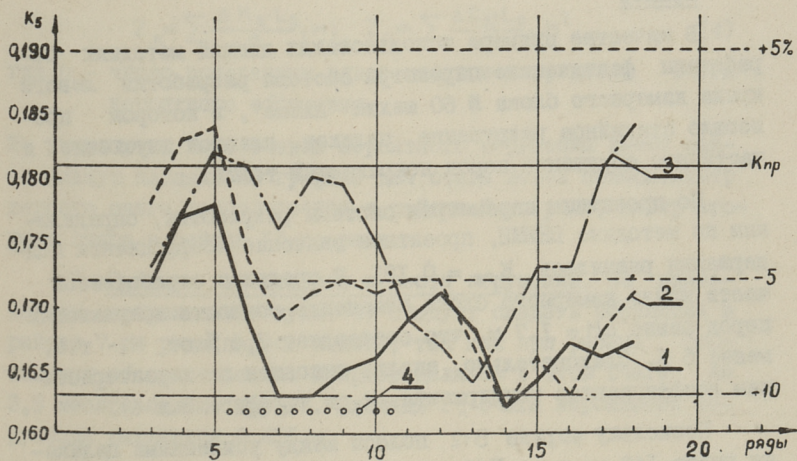
На основе выполненных расчетов составляют графики изменения коэффициентов поддержания ( $K_1$  и  $K_5$ ) или условной мощности ( $C_1$  и  $C_5$ ) по полосам в зависимости от длины отработанной площади. На графике приводят проектные значения  $K_{np}$  или  $C_{np}$  и пределы допустимых их отклонений —  $\Delta K_{np}$  или  $\Delta C_{np}$  ( $\pm 5\%$  и  $\pm 10\%$ ). Составляемые характеристики по отдельным и пяти поперечным рядам целиков дают возможность судить о состоянии ведения очистных работ.

Если отклонения коэффициентов поддержания или условной мощности превышают допустимые пределы, то в ходе ведения очистных работ необходимо корректировать параметры системы разработки очередных рядов целиков. При отклонении величины коэффициента поддержания у одного или нескольких поперечных рядов целиков необходимо параметры образуемого ряда соответственно корректировать, чтобы среднее значение по рядам сконтуренных целиков соответствовало проектному значению коэффициента поддержания.





Фиг. 3. Характеристики коэффициентов  $k_1$  поддержания по полосам:  
 1 - левая полоса; 2 - средняя полоса; 3 - правая полоса;  
 4 - очаг обрушения.



Фиг. 4. Характеристики коэффициентов  $k_5$  поддержания по полосам.

Корректированные параметры системы разработки, т.е. размеры целиков и камер следующего образуемого поперечного ряда определяют по соответственному корректированному значению коэффициента  $K_n$  поддержания целиков, определяемому по фактическим значениям коэффициента поддержания предыдущих поперечных рядов целиков

$$K_n = K_{np} - (\Delta K_{n-4} + \Delta K_{n-3} + \Delta K_{n-2} + \Delta K_{n-1}) \quad (1)$$

и соответственно

$$C_n = C_{np} + \Delta C_{n-4} + \Delta C_{n-3} + \Delta C_{n-2} + \Delta C_{n-1} \quad (2)$$

Руководство очистного участка принимает решение по корректированию конкретных размеров целиков и камер образуемого поперечного ряда целиков на основе найденного значения  $K_n$  или  $C_n$ .

При анализе степени отклонения фактических параметров системы разработки от проектных значений определяют места превышения допустимого отклонения как очаги будущих возможных обрушений и их координаты — полосы и поперечные ряды целиков начала и конца очагов. При равных значениях параметров более опасным является очаг возможного обрушения, в пределах которого возраст целиков больше.

#### Пример

В качестве примера использования данной методики отработаны фактические параметры системы разработки левого крыла камерного блока № 60 шахты "Ахтме", в котором произошло стихийное разрушение целиков, плавное опускание и частичное обрушение пород покрывающей толщи.

По проектным параметрам системы разработки, определенным по методике ВНИМИ, проектное значение коэффициента поддержания равнялось  $K_{np} = 0,181$ . В пределах отработанной части крыла камерного блока изменение мощности покрывающих пород равно  $\Delta H = 1,7$  м, что составляет 3,4 % от  $H$ , т.е. менее 5 %. Следовательно, анализ выполнен по характеристикам коэффициентов поддержания  $K_1$  и  $K_5$  (фиг. 3 и 4).

Поскольку ширина  $B_{12}$  полосы между усиленными целиками равна 143 м, т.е.  $B_{12} > 1,5 B'$ , то ширина крыла разбита на 3 полосы.

По анализу соблюдения параметров систему разработки можно сделать следующие выводы:

1. Размеры целиков в основном выдержаны. Фактические значения размеров целиков 7,3 % выше проектных.

2. Размеры поперечных камер существенно завышены. В среднем ширина камер превышает проектную ширину 7,5 м на 18 %, достигая в двух случаях до 11,0 м (46,7 %).

3. Количество очагов вероятностного обрушения. Критерием для определения очагов вероятного обрушения кровли является условие

$$K_5 \leq K_{np}(1-0,05). \quad (3)$$

По характеристикам  $K_5$  (фиг. 4) в левой полосе имеется два очага, в средней полосе – один очаг и в правой полосе также один очаг вероятного обрушения.

4. Характеристика очагов вероятного обрушения. У очагов вероятного обрушения оценивается величина отклонения  $\Delta K_5$ , длина  $L_0$  очага и возраст целиков в очаге. Графически площадь  $Z_k$ , ограниченная характеристикой  $K_5$  и прямой  $0,95 K_{np}$ , выражает совокупность величины отклонения  $\Delta K_5$  и длины очага и определяется уравнением

$$Z_k = \sum \frac{\Delta K_5 \cdot L_0}{n}, \text{ м}; \quad Z_c = \sum \frac{\Delta C_5 \cdot L_0}{n}, \text{ м}^2, \quad (4)$$

где  $n$  – число поперечных рядов целиков в пределах очага вероятного обрушения.

Из упомянутых выше очагов вероятного обрушения имеет максимальную площадь на графике два очага левой полосы. Центр первого очага располагается в районе 7-го ряда, центр второго очага в районе 14-го ряда.

5. Прогноз вероятности и места обрушения. По приведенным соображениям (пункт 4) следует ожидать обрушение в районе 7-го ряда первой полосы, так как при равных остальных обстоятельствах возраст целиков в этом очаге на 3,5 месяца больше других. Площадь  $Z_k$  очага вероятного обрушения равняется 0,456 м.

Приведенный прогноз был подтвержден проверкой на месте после обрушения.

6. Корректирование параметров системы разработки. По характеристике  $K_5$  после образования 20-го поперечного ряда наибольшее ослабление имеется в левой полосе. На основе формулы (I) скорректированное значение коэффициента  $K_1$  поддержания для образуемого 21-го ряда равно  $K_1^{21} = 0,232$ .

7. Заключение. На основе выполненных расчетов и визуальных наблюдений на месте обрушения, которые полностью согласуются с расчетными результатами, можно сделать следующие выводы:

а) причиной обрушения в левом крыле камерного блока № 60 было длительное недопустимое отклонение фактических параметров  $-\Delta K_5 = -10\%$ , вместо однократного допустимого  $-5\%$ ;

б) в трех соседних рядах целиков (от 7 до 9)  $\Delta K_1 = -16,0 \dots 17,7\%$ , вместо однократного допустимого  $\pm 10\%$ ;

в) имеется четыре очага вероятного обрушения, из которых в первом очаге левой полосы от 6 до 10 поперечных рядов возраст целиков на 3,5 месяца больше, чем в остальных очагах. В данном очаге произошло и обрушение.

#### Л и т е р а т у р а

И. Т а л в е Л.Г. Проверка фактических параметров камерно-столбовой системы разработки на сланцевых шахтах Эстонской ССР.- Тр. Таллинск. политехн. ин-та, 1978, № 451 с. 23-35.

2. T a l w e, L. Versuche zur Senkung der Abbauverluste im Ölschieferbergbau der Estnischen SSR. - Neue Bergbau-technik, 1977, Heft 1.

Kontrollverfahren zur Analyse der technologischen  
Parameter im Kammerpfeilerbausystem für Streifen  
des Kammerblocks

Zusammenfassung

In den estnischen Ülschiefergruben wurde die Breite der Kammerblöcke von 100 m auf 160...180 m vergrößert. Im Zusammenhang damit und um den für die Berechnungen der Abbausystemparameterprüfung erforderlichen Arbeitsaufwand zu verringern, wird der Vorschlag gemacht, die Flügelbreite in 2...3 Langstreifen einzuteilen. Die Kontrolle wird auf Grund des Stützungskoeffizienten oder der vereinbarten Mächtigkeit für jeden Streifen einzeln durchgeführt.

Die Überprüfung der Parameter der gebildeten Pfeilerreihe findet nach demjenigen Streifen statt, für den maximale Abweichungen von den projektierten Werten festgestellt wurden. Als Hauptkriterium wird bei der Analyse der Stützungskoeffizient für fünf Pfeilerreihen angewandt, wobei der Wert des Stützungskoeffizienten für einzelne Pfeilerreihen nur einen Hilfscharakter trägt, der beim Korrigieren der Abbausystemparameter benutzt wird. Es ist ein Beispiel für die Untersuchung der Ursachen eines spontanen Bruches im abgebauten Kammerblock angeführt.



О ДЛИТЕЛЬНОЙ ПРОЧНОСТИ ПОРОД МЕЖДУКАМЕРНЫХ ЦЕЛИКОВ  
НА СЛАНЦЕВЫХ ШАХТАХ ЭСТОНИИ

Физико-механические свойства пород пласта и боковых пород Эстонского месторождения горячих сланцев сравнительно широко исследованы в лабораторных условиях. Наряду с этим важное значение имеет изучение характера поведения целиков, нагружаемых за заданный срок в природных условиях по определенной программе с учетом специфики технологии добычи при камерно-столбовой системе разработки с обрушением. С целью получения необходимой информации для соответствующих исследований нами выполнены систематические многолетние замеры конвергенции в камерных блоках шахт с учетом конкретных величин параметров системы разработки.

Различают следующие значения прочности:

условно мгновенная прочность  $R_0$ , характеризующая сопротивление пород быстрому разрушению;

длительная прочность  $R(t)$ , определяемая напряжением, которое вызывает разрушение пород за заданный промежуток времени;

предел длительной прочности  $R_{\infty}$ , при котором разрушение не происходит при любом практически наблюдаемом промежутке времени от воздействия нагрузки.

На основе данных обрушений на шахтах "Ахтме", "Виру" и "Эстония" выводим кривую длительной прочности пород целиков на Эстонских сланцевых шахтах. Исследованиями [1] доказано, что наиболее тесная корреляционная зависимость существует между коэффициентом поддержания  $K$  и сроком поддержания целиков до обрушения  $t$ . Это положение учтено в дальнейших исследованиях.

Для определения теоретически обоснованной формы характеристики длительной прочности применили термофлуктуационную (кинетическую) теорию прочности Дурково-Литвинского, основные положения которой следующие:

разрушение целиков происходит в результате возникновения и развития дефектов структуры — микро- и макротрещин;

количество элементарных объемов, разрушенных за бесконечно малый промежуток времени, прямо пропорционально числу элементарных объемов, не разрушившихся до этого времени;

критерием разрушения целика является достижение степени поврежденности его структуры определенного критического постоянного значения.

На основе этих положений С.С. Вяловым выведена формула для определения длительной прочности [2]

$$R = \frac{\beta}{\ln\left(\frac{t+t_1}{T}\right)},$$

где  $\beta$  и  $T$  — параметры уравнения, которые определяются экспериментально;

$t_1$  — произвольное малое значение времени, при котором определяется условно-мгновенная прочность целиков.

По данным обрушений в шахтах определяем параметры уравнения. Для моментов времени  $t \gg t_1$  значением  $t_1$  можно пренебречь, приняв

$$R \approx \frac{\beta}{\ln(t/T)}.$$

Для определения параметров уравнения методом наименьших квадратов приведем выражение к линейному виду, а также выражаем прочность  $R$ ; через коэффициент поддержания и условную мощность  $C$ , т.е. через параметры камерно-столбовой системы разработки.

$$R = C\gamma = \frac{H}{K}\gamma, \text{ т/м}^2,$$

где  $H$  — глубина разработки.

По экспериментальным данным  $H_{\text{ср}} = 48,3 \text{ м}$ ,  $\gamma = 2,5 \text{ т/м}^3$  — объемная масса покрывающих пород.

Коэффициент  $k$  поддержания выражается через параметры камерно-столбовой системы разработки отношением



$$k = \frac{\sum S_1}{\sum S_2} = \frac{\sum ab}{\sum (a+c)(b+d)},$$

где  $S_1$  - площадь поперечного сечения целика,  $m^2$ ;  
 $S_2$  - площадь кровли, поддерживаемая данным целиком,  $m^2$ ;  
 $a, b$  - размеры целика,  $m$ ;  
 $c, d$  - размеры продольных и поперечных камер,  $m$ .

Отсюда

$$\frac{Hy}{k} = \frac{\beta}{\ln(t/T)}$$

и

$$k = \frac{Hy}{\beta} \ln t - \frac{Hy}{\beta} \ln T.$$

Обозначив  $Y = k$ ,  $X = \ln T$ ,  $a = -\frac{Hy}{\beta} \ln T$ ,  $b = \frac{Hy}{\beta}$  имеем уравнение вида  $Y = bX + a$ .

Используя данные обрушений в шахтах (имеются 22 точки, где известно  $k$  и  $t$ ) методом наименьших квадратов определяем параметры уравнения  $a = 0,1163$ ,  $b = 0,0148$ . По этим параметрам вычисляем  $\beta$  и  $T \cdot \beta = 8130 \text{ т/м}^2$  и  $T = 0,0004$  месяцев.

При этом коэффициент корреляции линейного уравнения  $r_{xy} = 0,92$ , что достаточно высоко.

В результате получим две формулы, определяющие коэффициент  $k$  поддержания и длительную прочность целиков в зависимости от времени поддержания (время  $t$  в месяцах)

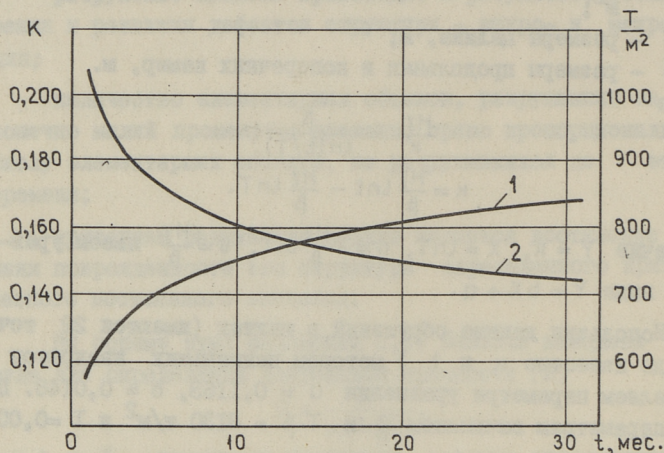
$$k = 0,015 \ln t + 0,116$$

$$R = \frac{8130}{\ln 2500t}.$$

По соображениям технологии разработки наименьший срок поддержания целиков I месяц. Этому соответствует коэффициент поддержания  $k_0 = 0,116$  и условно-мгновенная прочность  $R_0 = 1040 \text{ т/м}^2$ .

Вопрос о существовании истинного предела длительной прочности является в настоящее время неустановленным. Большинство ученых, как и авторы кинетической теории прочности, считают, что такого предела не существует. Это и отражают полученные формулы. При увеличении времени  $t$  прочность беспредельна, хотя и очень медленно уменьшается. Поэтому можно говорить только об условном пределе длительной прочности. Значение  $t_\infty$  можно выбирать на один порядок выше

ожидаемого максимального требуемого срока поддержания целиков. В условиях сланцевых шахт принимаем  $t_{\infty} = 200$  месяцев. Тогда условный предел длительной прочности  $R_{\infty} = 620 \text{ т/м}^2$  и условный длительный коэффициент поддержания  $K_{\infty} = 0,195$ .



Фиг. 1. Коэффициент поддержания (1) и длительная прочность пород целиков (2) в зависимости от требуемого срока поддержания.

Графическое изображение функций  $k = f(t)$  и  $R = f(t)$  приведено на фигуре. Результаты работы можно использовать при проектировании параметров камерно-столбовой системы разработки на сланцевых шахтах Эстонии.

#### Л и т е р а т у р а

І. Т а л в е Л.Г., А р у к в л а Х.Х., У й б о - п у у Л.А. К проектированию параметров камерно-столбовой системы разработки с обрушением на Эстонских сланцевых шахтах. - Горючие сланцы, 1979, № I, с. 8-11.

2. В я л о в С.С. Реологические основы механики грунтов. Высшая школа, 1978, 447 с.

Über Dauerfestigkeit der Gesteine der Pfeiler beim  
Kammerpfeilerbau in den estnischen Ölschiefergruben

Zusammenfassung

Auf Grund der kinetischen Festigkeitstheorie und aus den Angaben von 22 Brüchen in estnischen Ölschiefergruben wurden Formeln für Dauerfestigkeit der Pfeilergesteine beim Kammerpfeilerbau gefunden.

Es wurden Werte der bedingt-momentanen und der bedingt-langfristigen Dauerfestigkeit der Pfeiler erhalten.



### ВЛИЯНИЕ УСЛОВИЙ ПРИЛОЖЕНИЯ СЖИМАЮЩЕЙ НАГРУЗКИ НА ПРОЦЕСС ХРУПКОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Натуральными исследованиями поведения междукамерных целиков в опытном блоке (камерный блок 22) шахты "Виру" (1972) был выяснен характер нагружения и поведения ленточного целика при его образовании и в ходе передвижения забоя по данным тензометрии.

Результаты тензометрирования позволяют утверждать, что деформация по оси нагружения при небольшом расстоянии от забоя происходит главным образом во время взрыва и первые минуты после него, т.е. происходит в основном в процессе повышения нагрузки на целик. Деформация, зависящая от времени нагружения, по величине почти на порядок меньше. Деформация целика происходит сложно и взаимосвязано с кровлей, особенно при небольшом расстоянии от забоя.

На основе тензометрирования определялось значение соотношения поперечной и продольной деформации в рассматриваемый интервал времени

$$\nu_u = - \frac{\Delta \varepsilon_y}{\Delta \varepsilon_x}, \quad (I)$$

где  $\Delta \varepsilon_y$  — вычисленное на основе измерения ширины целика на уровне половины его высоты значения относительной (поперечной) деформации;

$\Delta \varepsilon_x$  — вычисленное на основе измерения высоты (по оси нагружения) целика значение относительно (продольной) деформации в тот же интервал времени.

При взрывной отбойке во время передвижения забоя с 9 до 13 м от целика в первую четверть секунды с начала взрыва значение  $\nu_u$  достигло значения 4,1, в то время, как при

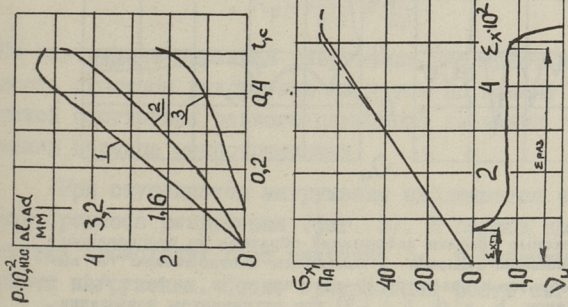
статическом нагружении значение  $\nu_u$  даже перед разрушением не превышало этой величины. Это свидетельствует об интенсивном процессе трещинообразования в целике во время взрывной отбойки.

Для изучения процесса развития трещинообразования в различных условиях (например, различная стесненность деформации, различный режим нагружения и т.д.), было осуществлено моделирование процесса трещинообразования и процесса разрушения. Для этой цели использовались образцы из азотнокислого аммония, которые можно было серийно изготовить прессованием с различным соотношением высоты к диаметру и пористости, почти не имеющие упругого участка вследствие большого количества потенциальных трещин с низким порогом трещинообразования. Прессованием образцов были получены характерные для осадочных пород пористость и анизотропия. После раскалывания образцов из азотнокислого аммония в поперечном сечении можно было различить зоны микротрещинообразования от зоны влияния трения вблизи контактирующих поверхностей.

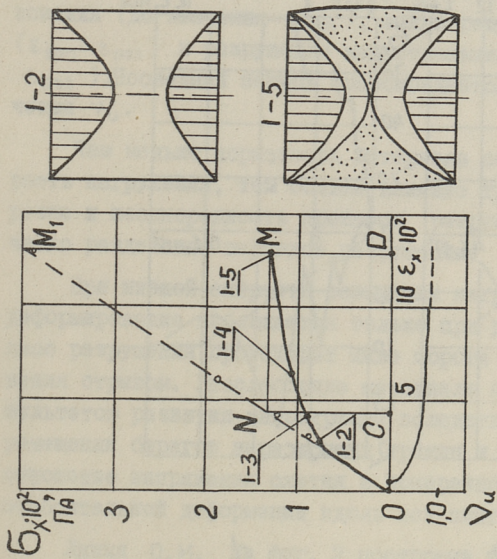
Для сравнения результатов испытаний на междукамерных целиках с результатами испытания образцов на моделях и получения при дискретной среде усредненных данных была использована единая схема тензометрии. Измерение деформаций производилось в направлениях экстремального влияния процесса разрушения на результаты тензометрии тела. Измерение продольной деформации осуществлялось на базе высоты исследуемого тела, поперечной деформации — на базе поперечного размера на уровне половины высоты тела.

На основе полученных осциллограмм были составлены комплексные графики деформаций образца в координатах  $\sigma_x - \epsilon_x - \nu_u$  (фиг. 1), где  $\sigma_x$  — напряжение сжатия в поперечном сечении цилиндрического образца,  $\epsilon_x$  — относительная деформация вдоль оси сжатия. В характерных точках процесса трещинообразования исследовались внутренние картины разрушения (фиг. 2).

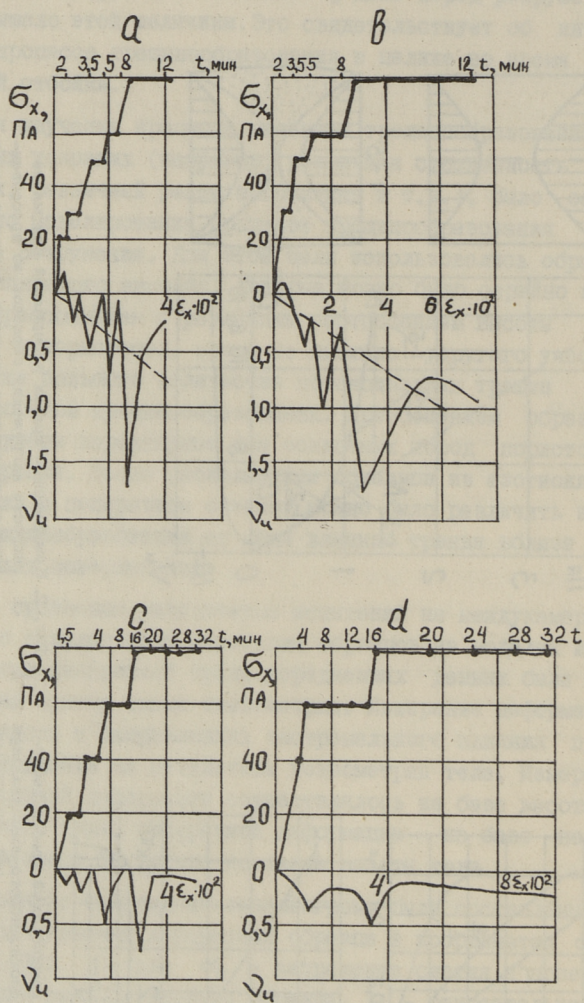
Эксперименты показали, что при высокой скорости нагружения одноосным сжатием (фиг. 1) процесс трещинообразования происходит микротрещинами отрыва, что незначительно ослабляет материал и, следовательно, мало изменяет пропорцио-



Фиг. 1. Осциллограмма и комплексный график деформаций образца из азотнокислого аммония при высокой скорости нагружения  $140 \cdot 10^3$  Па/с: 1 - P-сила; 2 - продольная деформация (по оси сжатия); 3 - поперечная деформация.



Фиг. 2. Комплексный график деформаций при малой скорости нагружения образцов из пресованного азотнокислого аммония, имеющих пористость 2,0 %, и их внутренние картины разрушения в точках 1-2 и 1-5.



Фиг. 3. Комплексные графики деформаций образцов из прессованного азотнокислого аммония с различным соотношением  $\lambda$  высоты образца к диаметру (у образцов а и с  $\lambda = 0,8$ , у образцов б и д  $\lambda = 1,8$ ) при ступенчатом повышении нагрузки со средней скоростью у образцов а и б  $20 \cdot 10^5$  Па/с, у образцов с и д  $1 \cdot 10^5$  Па/с.



нальность между нагрузкой и продольной деформацией. По величине  $\nu_u$  четко разделены периоды отсутствия трещинообразования (до значения  $\varepsilon_{зап}$ ), микротрещинообразования ( $\varepsilon_{зап} - \varepsilon_{раз}$ ) и разрушения макротрещинами (выше значения  $\varepsilon_{раз}$ ). Последний период сопровождается резким ростом значения  $\nu_u$ .

Чем меньше пористость материала образца и ниже скорость нагружения, тем больше влияние трения на торцах образца и неоднородность процесса разрушения, тем менее четко деление периодов разрушения.

При низкой скорости повышения нагрузки (фиг. 2), когда деформирование наблюдается только при росте нагрузки, процесс разрушения происходит ниже порога микротрещинообразования отрывом. Расслабление материала образца является результатом развития микротрещин вследствие касательного перемещения берегов нераскрытых трещин и резко уменьшает соотношение напряжения сжатия в поперечном сечении образца и относительной деформации вдоль оси сжатия.

Линия  $O_1M_1$  на фиг. 2 построена расчетным путем на основе определения расслабления материала образца методом раскалывания. По-видимому, по линии  $O_1M_1$  проходила бы линия пропорциональности напряжения и деформации образца, если отсутствовало расслабление. Из подобия треугольников  $O_1M_1D$  и  $O_1NC$  можно определить коэффициент расслабления

$$R_p = \frac{M_1D}{MD} = \frac{O_1D}{O_1C}. \quad (2)$$

По внутренним картинам разрушения наблюдаемая неоднородность процесса разрушения является по нашему мнению и причиной отсутствия резкого повышения значения  $\nu_u$  при разрушении образца макротрещинами.

При ступенчатом нагружении наблюдается сложный характер процесса разрушения (фиг. 3). В период повышения нагрузки происходит рост значения  $\nu_u$  в зависимости от скорости нагружения. После прекращения роста нагрузки начинается уменьшение значения  $\nu_u$  до некоторой величины (согласно фиг. 2 при низкой скорости нагружения этот период может отсутствовать). Далее, чем меньше влияние трения на торцах образца, тем интенсивнее наступает период медленно-

го возрастания значения  $v_u$ , характерный для процесса разрушения при низкой скорости деформирования. Необходимо подчеркнуть, что в период нахождения образца под постоянной нагрузкой, судя по увеличению значения  $v_u$ , процесс разрушения может прогрессироваться и при уменьшении скорости деформации. Такой характер процесса разрушения при ступенчатом нагружении объясняется поведением микротрещин около концов нераскрытой трещины вследствие действия двух факторов: роста нагрузки и взаимного касательного перемещения берегов нераскрытой трещины.

Хотя значение  $v_u$  во время взрыва у целика было более двух раз выше, чем при моделировании ступенчатым нагружением образцов из азотнокислого аммония, после взрыва происходило такое же быстрое снижение значения  $v_u$ , как это наблюдалось при моделировании процесса разрушения. Аналогичность характера деформирования целика и образца из азотнокислого аммония при ступенчатом режиме нагружения дает основание утверждать, что при ступенчатом режиме нагружения целика, как это имеет место при камерной системе разработки, большое значение имеет скорость повышения нагрузки. Повышение скорости нагружения целика при интенсификации процесса очистных работ приводит к его разрушению при меньшем значении продольной деформации и более высокой скорости деформации целика. Применение целиков с большей площадью поперечного сечения (меньшим значением отношения высоты к поперечному размеру) может компенсировать влияние повышения скорости нагружения, но более эффективным может оказаться применение менее мощных взрывов при отбойке.

Е. Kripsaar

### Influence of Various Compression Loadings on Crack Propagation

#### Summary

The author has studied crack propagation in pillars. In accordance with pattern testing changes in crack propagation are shown in gradual loading. It is necessary to consider the changes for determining the dimensions of a pillar.

О СВОЙСТВАХ ШАХТНЫХ ВОД В ЭСТОНСКОМ СЛАНЦЕВОМ  
БАССЕЙНЕ

С бурным развитием промышленности и сельского хозяйства в нашей республике проблема получения пресной воды становится с каждым годом все более актуальной, особенно в Северном и Северо-Восточном промышленном районе Эстонии. В связи с этим представляется целесообразным применение вод, образующихся при ведении горных работ в Эстонском сланцевом бассейне (которые в дальнейшем будем называть "шахтные воды"). До настоящего времени основная масса откачиваемой воды из действующих шахт и разрезов (около 90 %) спускается в Финский залив, не находя использования в народном хозяйстве. Так, по данным ПО "Эстонсланец" за 1976 г. около 110 миллионов м<sup>3</sup> шахтной воды было откачено из горных выработок семи действующих шахт и 50 миллионов м<sup>3</sup> из действующих разрезов. Если сюда прибавить еще примерно 10 миллионов м<sup>3</sup> пресной воды в 4 отработанных шахтах, то станет ясной актуальность рационального использования указанных запасов воды в народном хозяйстве.

Для определения возможностей использования шахтных вод особое значение имеют их свойства. Исходя из этого, шахтные воды целесообразно классифицировать по месту образования и соответственно по их свойствам на следующие виды:

- 1) вода действующей шахты;
- 2) вода отработанной шахты;
- 3) вода действующего разреза;
- 4) вода отработанного разреза.

Вода отработанного сланцевого разреза, в свою очередь, может быть подземная (в ликвидированных дренажных штреках) и поверхностная (в рекультивированных водоемах).

До настоящего времени наиболее подробно исследованы воды из действующих разрезов и шахт. Так в 1972-1976 гг. по инициативе ГПИИ "Эстмелиопроект" были исследованы свойства шахтных вод в Эстонском сланцевом бассейне. Далее, в таблице I приводятся средние значения основных показателей шахтных вод.

Т а б л и ц а I

Показатели	Вода действующей шахты	Вода ликвидированной шахты	Вода действующего разреза
Минерализация, мг/л	800-1000	1000-1200	600-800
Общая жесткость воды, мг-экв/л	8-11	13-15	9-11
Реакция воды, pH	7,9-8,4	7,8-8,0	7,5-8,0
Содержание сульфатов, мг/л	200-300	400-500	50-100
Содержание растворенного кислорода, мг/л	8-12	-	-
Температура, °C			
а) зимой	4-6	-	-
б) летом	10-14	9-12	10-14
Цвет	желто-сероватый	светлый	слабо-сероватый

Из бактериологических анализов шахтной воды действующих шахт вытекает, что общее содержание бактерий весьма высокое (7,4-27,5 млн. клеток/мл), причем среди них имеется некоторое количество гниющих бактерий (1100 - 3300 клеток/мл). В этой же воде были найдены следы нефтепродуктов и фенолов, связанные с работой различных машин в подземных выработках.

Особенно мало данных о воде в отработанных разрезах. Однако можно предполагать, что по свойствам подземные воды в дренажных штреках близки к чистым грунтовым водам, в то время как вода в образующихся в ходе рекультивации водоемах относится к обычной поверхностной воде.

По изложенным свойствам и запасам пресных шахтных вод можно наметить следующие основные направления их использования.

1. Воды из действующих шахт и разрезов целесообразно максимально направлять на пополнение тех природных и искусственных водоемов (озера, водохранилища), откуда намечается потребление технологической воды для нужд промышленности и сельского хозяйства.

2. Вода из отработанных шахт в связи со своими ограниченными запасами имеет преимущественное использование для орошения сельскохозяйственных угодий.

3. Вода в рекультивационных разрезах кроме использования в сельском хозяйстве, хорошо подходит по своему качеству и для рыбоводства.

4. Воды из отработанных шахт и разрезов могут найти при небольших потребных расходах также ограниченное применение в промышленности (в качестве охлаждающей и пожарной воды).

#### Л и т е р а т у р а

I. M a a s t i k, A. jt. Põllumajanduskultuuride vihmatus. Tallinn, Valgus, 1973.

2. Ю р г е н ф е л ь д т Г.Ю. Перспективы использования шахтных вод. - Сб. "Вопросы маркшейдерии и геологии сланцевых месторождений", Таллин, Валгус, 1977, с. 57-59.

V. Lauringson

#### About the Qualities of Mine Waters in Estonian Oil Shale Field

#### Summary

The paper presents data concerning the reserves and basic qualitative indices of mine waters. On the basis of the latter the author tries to give a prognosis about the utilization of mine waters in the national economy.



О МЕТОДИКЕ ОПТИМИЗАЦИИ ПАРАМЕТРОВ ВСКРЫШНЫХ  
РАБОТ НА КАРЬЕРАХ С УЧЕТОМ ЗАТРАТ НА ПЛАНИРОВКУ  
ПОВЕРХНОСТИ ОТВАЛОВ

Планировка поверхности отвалов вскрышных пород с целью ее подготовки к рекультивации является неотъемлемым элементом единого горно-рекультивационного комплекса. Поэтому параметры вскрышных работ должны быть оптимизированы по общему для всего комплекса экономическому критерию. При бестранспортной системе открытых горных работ основным оптимизированным параметром вскрышного процесса является ширина экскаваторной заходки. Она определяет, с одной стороны, возможную производительность экскаватора и затраты на выемку пород, с другой стороны – удельный объем планировочных работ, производительность оборудования и затраты на планировку.

Распространенным до сих пор методом решения задачи на оптимум является сопоставление затрат на выемку вскрышных пород и планировку поверхности отвалов при различной ширине заходки. Затраты обычно определяются путем деления стоимости машино-смены соответствующего оборудования на сменную производительность последнего. В результате суммирования удельных затрат по процессам на единицу площади отвалов, либо на  $1 \text{ м}^3$  пород или  $1 \text{ т}$  извлекаемых запасов полезного ископаемого в пределах данной площади устанавливается область минимума. Ширина заходки, соответствующая этому минимуму, объявляется оптимальной.

Такой метод оптимизации содержит определенный порок – принятый критерий чрезмерно локален и не учитывает многих косвенных экономических последствий, называемых изменением варьируемого параметра. Затраты на выемку вскрышных

пород и планировку поверхности отвалов обычно составляют в общей себестоимости добычи предприятия не более 15...20 % и их минимум может не совпадать с минимумом общей себестоимости. Более того, минимизация затрат только на выемку и планировку может вызвать перераспределение затрат в смежных звеньях производства и общий рост себестоимости по предприятию.

Производительность вскрышного экскаватора обычно изменяется с шириной заходки экстремально, повышаясь до определенного максимума (минимума затрат на выемку), затем снижаясь. Как показывают многочисленные расчеты, в технологически возможном диапазоне варьирования ширины заходки относительное изменение производительности обычно незначительное (3...10 %). Затраты на планировку отвалов возрастают с шириной заходки весьма интенсивно, особенно при применении бульдозерной планировки, где они возрастают экспоненциально. В результате суммирования затрат оптимум ширины заходки смещается, как правило, довольно значительно, в меньшую сторону по сравнению с оптимумом по условиям экскавации. В ряде случаев кривая суммарных затрат даже не имеет минимума и возрастает монотонно в пределах диапазона технологически возможных значений ширины заходки.

Стремление минимизировать общие затраты на выемку пород и планировку отвалов вызывает на практике недоиспользование рабочих параметров вскрышных экскаваторов, снижение их производительности, потерю добычи по карьере. Как следствие, повышается удельный вес постоянных затрат в себестоимости и себестоимость по предприятию в целом, снижаются фондоотдача и прибыль. Общий ущерб может превысить экономию на выемке и планировке.

На действующих предприятиях влияние этого фактора хорошо известно, отсюда и устойчивая тенденция выбора параметров вскрышных работ, обеспечивающих максимальную производительность экскаваторов.

В методику оптимизации параметров вскрышных работ предлагается наряду с затратами на выемку и планировку ввести дополнительный компонент — ущерб от возможного снижения годовой производительности вскрышных экскаваторов. Величина этого ущерба может быть определена из известного



в отраслевой методике оценки экономической эффективности новой техники в угольной промышленности выражения:

$$\varepsilon = \left( \frac{\gamma}{100} c_1 A_1 + \frac{\pi}{100} \Phi \right) (\alpha - 1) \text{ руб/год,}$$

где  $\gamma$  — удельный вес постоянных затрат в себестоимости по карьере, %;

$c_1$  — базисная себестоимость по карьере, руб/т;

$A_1$  — добыча по карьере за базисный период, т;

$\pi$  — норматив платы за производственные фонды, %;

$\Phi$  — среднегодовая стоимость производственных фондов, руб;

$\alpha$  — коэффициент возможного роста добычи (вскрыши).

Величина ущерба на 1 т добычи определяется путем деления общей суммы годового ущерба на годовую добычу. При этом коэффициент возможного роста добычи может быть приравнен к коэффициенту возможного роста производительности вскрышных экскаваторов.

При значении ширины заходки, соответствующей максимальной производительности экскаватора, величина ущерба равна нулю. Для всех остальных значений она рассчитывается, исходя из отношения максимально возможной производительности к производительности, соответствующей данной ширине заходки.

Расчеты по предложенной методике были выполнены для условий Маардуского фосфоритного карьера. Полученные значения ширины заходки очень близки к оптимальным по условиям экскавации значениям.

R. Päsok

About the Dependence of Reclamation Expenses upon  
the Stripping Parameters in Quarries

Summary

The presented analysis shows an interconnection between the width of the stripping advance and the cost of excavation and reclamation of surface.

The author proposes an optimum width of the stripping advance.



АНАЛИЗ РИТМИЧНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА МЕТОДАМИ  
ТЕОРИИ СЛУЧАЙНЫХ ФУНКЦИЙ

Значение ритмичности производства трудно переоценить, особенно при больших производственных масштабах. Равномерная работа предприятия создает основные предпосылки для ликвидации простоев, улучшения использования производственных мощностей, сокращения межпроцессных заделов и аккумулярующих емкостей, уменьшения парка технологического транспорта и т.д.

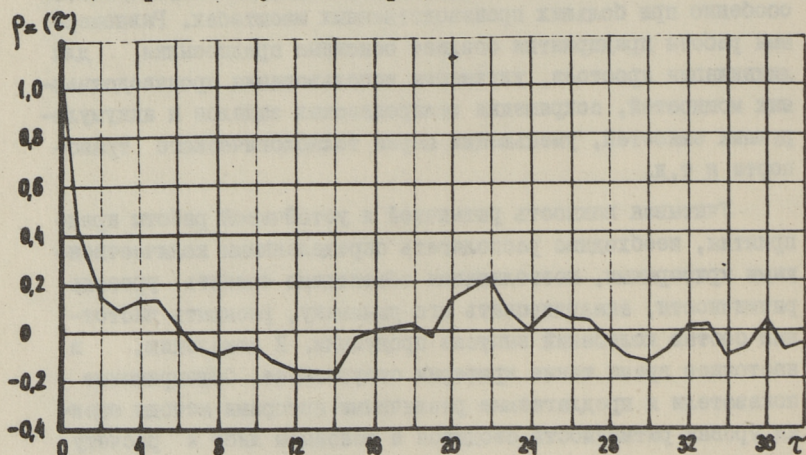
Учитывая важность ритмичной и устойчивой работы предприятия, необходимо располагать определенными количественными критериями, позволяющими объективно оценить уровень ритмичности, анализировать его динамику, раскрыть частотный состав колебаний выпуска продукции. К сожалению, в настоящее время такие критерии отсутствуют. Общепринятые показатели и предлагаемые различными авторами методы оценки уровня ритмичности сводятся в основном либо к расчету удельного веса декадной продукции в месячном объеме производства, либо к простой оценке варьировемости выпуска продукции за определенный промежуток времени. Такая оценка является грубой, не дающей достаточной информации для размышлений.

Более детальный анализ ритмичности производства возможен на основе статистического анализа производственного процесса как временного ряда. Объектом исследований являлась динамика суточной добычи разреза "Нарвский" производственного объединения "Эстонсланец" по данным оперативного учета предприятия.

Рассматривался временной ряд как одна реализация случайной функции с продолжительностью периода реализации 200

дней или 9 месяцев при 5-дневной рабочей неделе. Проверка периода реализации по критерию среднеквадратической ошибки в определении начальной ординаты корреляционной функции [4] показала, что принятая продолжительность его является достаточной.

Для временного ряда были определены статистические характеристики: среднее значения 14,1 тыс.т, дисперсия 9,44, среднеквадратическое отклонение 3,1 и коэффициент вариации 22%. Установлено, что распределение ординат ряда подчиняется нормальному закону. Таким образом можно считать, что рассматриваемая динамика отвечает условиям стационарности случайного процесса.



Фиг. 1. Эмпирическая коррелограмма.

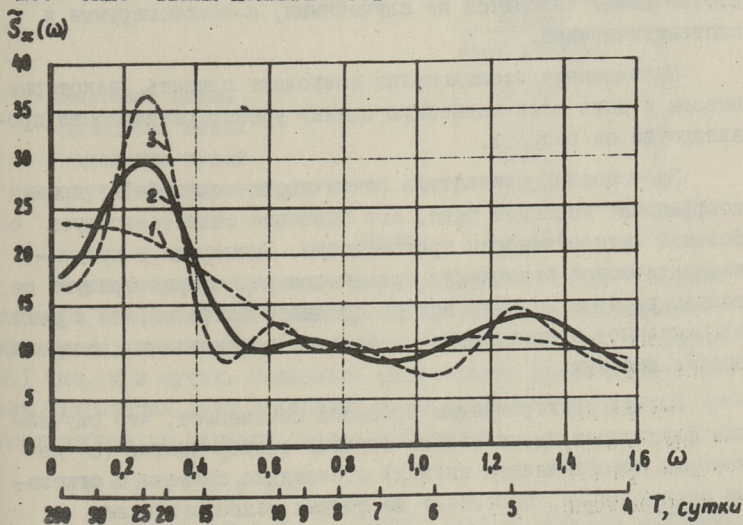
Эмпирические автоковариации и коэффициенты автокорреляции рассчитывались по данным центрированной случайной функции. Коррелограмма ряда приведена на фиг. 1. Из коррелограммы видно, что наблюдается существенная прямая связь между добычей двух последующих суток (коэффициент автокорреляции 0,42). Можно констатировать также существенную прямую связь между добычей с интервалом времени 22 дня, некоторое возрастание связи на фоне общей тенденции при интервале 5 дней и обратную связь при интервалах 15 и 30 дней. В целом коррелограмма представляет собой колебание с затухающей амплитудой.

Очевидно, что характер изменения корреляционных связей обусловлен совокупным влиянием на процесс как случайных флуктуаций, так и квазипериодических эволюций с различными периодами. Более подробная оценка частотной структуры колебаний возможна с помощью спектрального анализа процесса.

В зависимости от целей исследований применяются различные способы оценки спектральной плотности случайного процесса. В данном случае был использован метод определения ординат спектра непосредственно из эмпирической коррелограммы процесса [3], характеризующийся наибольшей простотой вычислений без ущерба для сохранения всех структурных особенностей спектра.

Метод основан на использовании значений первых автоковариаций процесса и некоторой "весовой функции", выполняющей роль "окна", направленного на абсциссу частот. Варьируя ширину "окна", можно получить репрезентативную непараметрическую оценку спектральной плотности процесса.

Существует несколько методов выбора "весовой функции". В нашем случае был принят метод, дающий так называемое "окно" Тьюки-Хеннинга [1].



Фиг. 2. Спектрограмма процесса:  
1-3 при ширине "окна" соответственно 12, 24, 36.

Теоретических рекомендаций по выбору ширины "окна" не существует, она должна быть настолько большой, чтобы получить несмещенную оценку спектральной плотности, и достаточно малой, чтобы получить эффективную оценку. Обычно пользуются методом подбора. В рассматриваемом случае расчеты были выполнены при ширине "окна" 12, 24 и 36. Полученные графики спектрограммы показаны на фиг. 2.

При ширине "окна" 12 (кривая I) спектрограмма получается в виде плавной кривой, иллюстрирующей преобладание колебаний с низкими частотами. С увеличением ширины "окна" резко начинают проявляться пики на определенных частотах. Преобладающими являются колебания с периодом 20 ... 25 дней, что соответствует месячным циклам, заметны также колебания с периодами 5 дней (недельные циклы) и 10 дней.

Проверка значимости выявленных закономерностей, позволяющей отвергнуть гипотезу о наличии чисто случайного процесса, производилась по непараметрическому критерию независимости, основанному на анализе кумулятивной спектрограммы [3]. Проверка показала, что при 5 %-ном уровне значимости колебания в диапазоне частот 0,16...1,14 (периоды 5...39 дней) являются не случайными, а закономерными и систематическими.

Выполненные исследования позволяют сделать некоторые выводы и дать количественную оценку уровню ритмичности производства на разрезе.

За основной показатель ритмичности может быть принят коэффициент вариации ряда, его значение свидетельствует о большой неустойчивости производства. Дисперсия и среднеквадратическое отклонение временного ряда характеризуют не только разброс величин вокруг среднего значения, но и дают элементарное представление о больших потенциальных возможностях системы.

Анализ спектрограммы процесса показывает, что случайные флуктуации имеют весьма широкий спектр частот (с некоторым преобладанием низких) и, очевидно, связаны с отказами оборудования, простоями на стыках технологических звеньев и прочими организационно-техническими причинами

стохастического характера. На фоне флуктуационной части спектра явно выделяются колебания, соответствующие месячным, декадным и недельным циклам. Наличие таких колебаний и их связь с календарным масштабом времени, очевидно, свидетельствуют о неравномерной организационно-производственной активности работающего персонала предприятия в течение месяца и, следовательно, о значительной субъективной причинности данного явления.

Количественное влияние факторов, вызывающих колебания с различной периодичностью, приближенно можно определить в виде условной потери суточной производительности за счет того или иного фактора, если известны ординаты нормированной спектральной плотности на различных частотах [2]. Сумма потерь суточной добычи по всем частотам спектра равняется среднеквадратическому отклонению ряда.

На основе нормированной спектрограммы процесса, построенной при ширине "окна" Тьюки-Хеннинга 24, были рассчитаны условные потери добычи за счет колебаний с различными частотами. В результате установлена следующая структура влияния различных колебаний на производство:

	Потери производительности	
	тыс. т./сутки	%
месячные циклы	0,89	29
декадные циклы	0,60	19
недельные циклы	0,61	20
случайные флуктуации	1,00	32
Итого	3,10	100

Таким образом, влияние периодических циклов в общем спектре колебаний суточной производительности составляет две трети, вызванные этим обстоятельством потери добычи 2,1 тыс. т в сутки. Повышение ритмичности производства путем устранения этих колебаний может обеспечить годовой прирост добычи по карьере более 500 тыс. т.

#### Л и т е р а т у р а

И. А н д е р с о н Т. Статистический анализ временных рядов. Мир, 1976, 755 с.

2. Вентцель Е.С. Теория вероятностей. Наука, 1969. 576 с.

3. Маленко Э. Статистические методы эконометрии. Вып. 2, Статистика, 1976. 325 с.

4. Солодовников В.В. Статистическая динамика линейных систем автоматического управления. Физматгиз, 1960. 463 с.

R. Päsok

Analyse des Produktivitätsrhythmus vermittels der  
Methoden der Zufälligkeitstheorie

Zusammenfassung

Es wurde die zeitliche Reihe der täglichen Produktivität im Tagebau "Narva" der Produktionsvereinigung "Estonslanez" statistisch erforscht. Man ermittelte die spektrale Struktur des Prozesses und den spezifischen Einfluß der Schwankung von verschiedener Periodizität auf die allgemeinen Verluste der Produktion. Auf Grund der ermittelten Resultate wird die Intensität und der allgemeine Stand des Produktivitätsrhythmus abgeschätzt.



К МЕТОДИКЕ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОСЛЕДСТВИЙ  
ПРИ УМЕНЬШЕНИИ ПОТЕРЬ СЛАНЦА В УСЛОВИЯХ ШАХТ  
ЭСТОНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

При подземной добыче горючего сланца на шахтах Эстонского месторождения в основном применяется камерно-столбовая система разработки. Проведенными в ТПИ исследованиями доказана возможность уменьшения потерь горючего сланца в целиагах. Нами предлагаются основы упрощенной методики определения экономических последствий при уменьшении потерь. За основу при разработке методики приняты "Типовые методические указания по оценке экономических последствий потерь полезных ископаемых при разработке месторождений" [1]. При этом учтены конкретные технико-экономические условия при применении камерно-столбовой системы разработки с обрушением.

Типовая методика определения экономических последствий потерь полезных ископаемых при сравнении разных вариантов разработки требует вычисления полной себестоимости добываемого ископаемого. Естественно, такие расчеты трудоемкие и теряется возможность оперативно оценить экономические последствия нескольких сравниваемых вариантов. Кроме того, проектные значения экономических показателей предприятия, как правило, недостаточно точные, так как нельзя точно учесть все влияющие факторы. Несмотря на это, такие расчеты неизбежны, если сравниваются варианты разработки, где сильно различаются технологические схемы подземной добычи, уровень потерь и объем капиталовложений.

Переход от камерно-столбовой системы разработки со стихийным обрушением на управляемое обрушение не изменяет существующую технологию добычи и не требует дополнительных

капиталовложений. При этом уровень потерь полезного ископаемого изменяется порядка нескольких процентов. Это дает возможность вывести упрощенную методику определения экономических последствий применения камерно-столбовой системы разработки с обрушением в шахтах Эстонского месторождения горючего сланца.

При этом приняты следующие допущения:

- не учтено некоторое повышение производительности труда горнорабочих при работе в условиях применения целиков с уменьшенными размерами;

- не изменяется срок службы шахты, т.е. горючий сланец, полученный за счет снижения потерь, выдается как дополнительная добыча;

- не учтено снижение качества горючего сланца в пределах новых шахтных полей;

- не учтены дополнительные капиталовложения, которые могут быть необходимы (но не всегда) с увеличением объема добычи из данного шахтного поля.

Выведем формулы для оценки экономических последствий снижения потерь горючего сланца при камерно-столбовой системе разработки с обрушением. При этом вывод формул дан в сокращенном виде.

Себестоимость 1 т товарного сланца

$$q = a_1 + \frac{Q}{D} \text{ руб/т,}$$

где  $a_1$  - условно переменные расходы, руб/т;

$Q$  - постоянные расходы на год, руб;

$D$  - годовая добыча товарного сланца, т.

Годовая добыча

$$D = \frac{k_n B}{k_k} \text{ т,}$$

где  $B$  - погашаемые балансовые запасы, т;

$k_n$  - коэффициент извлечения запасов;

$k_k$  - коэффициент изменения качества;

$$k_k = \frac{Q_T^c}{Q_S^c}$$

$Q_T^c$  - калорийность товарного сланца;

$Q_S^c$  - калорийность сланца в забое.

Получаемая экономия

$$B = (q_m - a) D \text{ руб.},$$

где  $q_m$  — средняя оптовая цена товарного сланца, руб/т.

Дополнительная экономия при изменении коэффициента извлечения

$$\Delta B = (q_m - a_1) \frac{B}{K_k} (k_{n_2} - k_{n_1}) \text{ руб.},$$

где индексом 1 обозначен базисный вариант, индексом 2 вариант с уменьшенным коэффициентом поддержания.

Дополнительная экономия на тонну при снижении потерь балансовых запасов

$$b = \frac{q_m - a_1}{K_k} \text{ руб/т.} \quad (I)$$

Дополнительная экономия из площади, разрабатываемой с уменьшенным коэффициентом поддержания

$$\Delta B_p = \frac{S \rho (k_1 - k_2) (q_m - a_1)}{K_k} \text{ руб.}, \quad (2)$$

где  $S$  — площадь вынимаемого контура, м<sup>2</sup>;

$\rho$  — производительность пласта, т/м<sup>2</sup>;

$k$  — коэффициент поддержания,

$$k = \frac{\sum S_i}{S}$$

$\sum S_i$  — площадь целиков внутри контура.

Снижение общешахтной себестоимости I т товарного сланца при разработке одного камерного блока или его части с уменьшенным коэффициентом поддержания

$$\Delta q_{\delta} = \frac{(q_1 - a_1) S \rho (k_1 - k_2)}{K_k D} \text{ руб/т.}, \quad (3)$$

где  $q_1$  — общешахтная себестоимость при базисном варианте, руб/т.

Снижение общешахтной себестоимости на I т дополнительной добычи

$$\Delta q_{\tau} = \frac{q_1 - a_1}{K_k D} \text{ руб/т}^2. \quad (4)$$

Формулы (I-4) дают возможность оценить экономические последствия при снижении потерь горючего сланца при работе с уменьшенным коэффициентом поддержания. При помощи приведенных формул можно оперативно и достаточно точно вычислять дополнительную экономию и снижение общешахтной себестоимости. Единственная величина в формулах  $a_1$  (условно перемен-

ные расходы на 1 т товарного сланца), для определения которого требуется дополнительное исследование структуры общешахтной себестоимости. Можно заметить, что предлагаемые формулы не особенно чувствительны к изменению значения  $\alpha_1$ , т.е. небольшое изменение структуры себестоимости не вызывает значительных погрешностей при определении экономических последствий.

#### Л и т е р а т у р а

I. Типовые методические указания по оценке экономических последствий потерь полезных ископаемых при разработке месторождений. -Сб. руководящих материалов по охране недр. М., Недр, 1973.

E. Lüütre

#### Zur Methodik der Bestimmung der ökonomischen Auswirkungen bei Herabsetzung der Ölschieferverluste in den Bedingungen der estnischen Ölschiefergruben

#### Zusammenfassung

Es wurden Grundlagen für die Methodik der Bestimmung der ökonomischen Ergebnisse bei Herabsetzung der Ölschieferverluste für Gruben des estnischen Ölschieferbeckens ausgearbeitet.

Die Methodik ist für den Kammerpfeilerbau vorgesehen unter der Bedingung, daß das Herabsetzen der Verluste nur einige Prozent beträgt und der Termin des Abbaus der Ölschiefervorräte der Grube nicht zunimmt.

## С о д е р ж а н и е

1.	Пастарус Ю.В. Влияние зольности на несущую способность целиков. . . . .	3
2.	Пастарус Ю.В. Исследование влияния слабых рассеянных включений на несущую способность целиков. . . . .	7
3.	Талве Л.Г. Методика проверки и анализа технологических параметров камерно-столбовой системы разработки по полосам камерного блока	II
4.	Талве Л.Г., Лютре Э.А. О длительной прочности пород междукамерных целиков на сланцевых шахтах Эстонии.	2I
5.	Крипсаар Э.А. Влияние условий приложения сжимающей нагрузки на процесс хрупкого разрушения горных пород . . . . .	27
6.	Лаурингсон В.Х. О свойствах шахтных вод в Эстонском сланцевом бассейне. . . . .	33
7.	Пязок Р.А. О методике оптимизации параметров вскрышных работ на карьерах с учетом затрат на планировку поверхности отвалов. . . . .	37
8.	Пязок Р.А. Анализ ритмичности производства методами теории случайных функций. . . . .	4I
9.	Лютре Э.А. К методике определения экономических последствий при уменьшении потерь сланца в условиях шахт Эстонского месторождения. . . . .	47

ТАЛЛИНСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ ИНСТИТУТ

Труды ТПИ № 493

ПРОБЛЕМЫ ПОДЗЕМНОЙ И ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ  
ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ И НЕРУДНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Горное дело X

Редактор К. Оясте. Техн. редактор М. Тамме

Сборник утвержден коллегией Трудов ТПИ 28 марта 1980 года

Подписано к печати 5 ноября 1980 года

Бумага 60x90/16. Печ. л. 3,25 + 0,25 приложение

Уч.-изд. л. 3,0. Тираж 300. МВ-09027

Ротапринт ТПИ, Таллин, ул. Коскла, 2/9. Зак. № 575

Цена 45 коп.



Цена 45 коп.