

318

TALLINNA POLÜTEHNILISE  
INSTITUUDI TOIMETISED

ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО  
ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО ИНСТИТУТА

№ 318

ТРУДЫ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ

Сборник статей

VI

Таллин 1972







TALLINNA POLÜTEHNILISE INSTITUUDI TOIMETISED  
ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО ИНСТИТУТА

№ 318

1972

---

ТРУДЫ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ

Сборник статей

VI

Таллин 1972





Eesti NSV

Teaduslik

Raamatukogu

III

Teaduste Akadeemia



УДК 622.271

Х.Х. Арукюла

ИССЛЕДОВАНИЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОГРУЗОЧНО-  
ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ В КАРЬЕРЕ № I  
ТРЕБТА "ЭСТОНСЛАНЕЦ"

Карьер № I разрабатывает промышленный пласт сланца сложного строения суммарной мощностью 2,27-2,83 м. Максимальная мощность покрывающих пород достигает 30 м, из которых 60-70 % составляют известняки.

На вскрыше работают одноковшовые экскаваторы ЭШ-15/90, которые удаляют вскрышные породы непосредственно в отвал.

Высокие требования потребителей к качеству сланца и отсутствие обогатительной фабрики определяют селективную выемку с тремя подступами экскаваторами ЭКГ-4,6. Сланец разрыхляется буровзрывными работами, грузится на автосамосвалы БеЛАЗ-540 и доставляется на бункер или в склад (расстояние транспортирования 2,5 - 6,0 км).

В 1970 году в карьере № I работали 4 очистных траншеи с 8-ью экскаваторами ЭКГ-4,6 и наличный автомобильный парк составлял 28 автосамосвалов БеЛАЗ-540. Среднее количество экскаваторо-смен в сутки 7, и суточный выход автосамосвалов 45 машин при трехсменной работе. В выходные дни очистные работы не велись и сланец грузился со склада.

Данные об использовании календарного фонда времени добычных экскаваторов приведены в таблица I.

Коэффициент использования календарного времени добычных экскаваторов находился на уровне аналогичного показателя других карьеров. Увеличение коэффициента использования на 9 % в 1970 году сопровождалось с увеличением годовой производительности одного списочного экскаватора.



Т а б л и ц а I

Использование календарного фонда времени  
добычных экскаваторов в %

Показатели	1968	1969	1970
Календарный фонд времени	100	100	100
Фактический рабочий фонд времени	51,6	47,5	56,5
в том числе перегон	6,6	7,0	9,3
Простои в ремонте	10,2	13,0	10,7
Прочие простои	1,3	1,3	1,0
в том числе аварии с механизмами	1,3	0,8	-
неподготовленность рабочего места	-	0,5	1,0
Плановые простои	36,7	38,2	31,7
в том числе связанные с режимом работы экскаваторов	8,1	10,2	3,9
выходные и праздничные дни	28,8	28,0	27,8

Данные об использовании технологического автотранспорта приведены в таблице 2, а средние балансы использования сменного времени экскаваторов и автосамосвалов по хронометражным наблюдениям - в таблице 3.

Из таблицы 3 видно, что в работе экскаваторов весьма существенные потери рабочего времени. Максимальная длительность внутрисменных простоев экскаваторов за исследуемый период достигла 263 мин. в смену (среднее значение 163 мин), при этом основную долю (74 % по времени) составили простои экскаваторов в ожидании автосамосвалов, причиной которых являлись недостаточное количество автосамосвалов, обслуживающих один экскаватор, и их неритмичная работа. Основными причинами технологических простоев экскаваторов являлись чистка автомобильной дороги бульдозером, технические неисправности экскаватора и буровзрывные работы.

Главными причинами простоев автосамосвалов являлись: технические неисправности автосамосвалов, ожидание очереди при нагрузке, производство вспомогательных операций и технологические простои экскаваторов. Особенно велики аварий-



ные простои автосамосвалов (в среднем 10 % от продолжительности смены), которые вызваны в основном выходом из строя шин, реактивных штанг и гидравлических подвесок.

Т а б л и ц а 2

Использование технологического автотранспорта  
(автосамосвалы БЕЛАЗ-540)

Показатели	1968	1969	1970
Коэффициент использования	0,55	0,57	0,56
Коэффициент технической готовности	0,86	0,90	0,87
Коэффициент использования грузоподъемности	0,78	0,87	0,85
Среднесуточная выработка на одну машину, т	750	1083	1150
Среднесуточный пробег, км	200	275	286
Пробег авторезины, км	37500	28800	31320
Среднегодовой пробег одной машины, км	41050	57320	57600

Т а б л и ц а 3

Использование рабочего времени экскаваторов и автосамосвалов

Наименование операции	Экскаваторы ЭКГ-4,6	Автосамосвалы БЕЛАЗ-540
Подготовительно-заключительные	10,3	8,1
Основные	37,2	70,3
Вспомогательные	18,4	1,9
Итого время работы	65,9	80,3
Технологические простои	8,9	15,9
Организационные простои	25,2	3,8
Итого простоев	34,1	19,7
Итого рабочее время	100,0	100,0

Сопоставление балансов сменного времени экскаваторов и автосамосвалов (табл. 3) показывает, что суммарная про-



должительность технологических и организационных простоев у экскаваторов выше, чем у автосамосвалов. Следовательно, коэффициент использования экскаваторов и их производительность могут быть повышены за счет увеличения количества автосамосвалов, обслуживающих эти экскаваторы.

Резервами увеличения коэффициента использования автосамосвалов и их производительности являются улучшение качества карьерных дорог и ремонта автосамосвалов, переход на оперативное управление работы карьерного автотранспорта.

H. Aruküla

An Investigation of the Loading-Haulage Equipment  
in Use in Quarry No. 1 of the Trust "Estonian Oil  
Shale"

Summary

The loading-haulage equipment in use in Quarry No. 1 is investigated on data received. Having analyzed whether technical and organizational causes were responsible for idle time, suggestions how to increase the efficiency of shovels and trucks are made.



УДК 622.271

Р.А. Пязок

ИССЛЕДОВАНИЯ ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ НАДЕЖНОСТИ  
ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА КАРЬЕРЕ

Вопросы текущего планирования горных работ и оперативного управления производством на основе разработанных планов неизбежно связаны с оценкой эксплуатационной надежности используемого на карьере горного оборудования.

Проблема надежности представляет большой интерес с точки зрения возможного прогнозирования надежности оборудования и учета последней при планировании производительности отдельных технологических цепей и их составных элементов. Учет реальных показателей надежности при расчете производительности горных машин позволит повысить качество текущего планирования горных работ и выбрать соответствующую схему оперативного контроля и управления производством.

Карьер с точки зрения теории надежности можно рассматривать как восстанавливаемую систему с определенными продолжительностями восстановления работоспособности отдельных ее элементов. Для таких систем в математической теории надежности известны следующие критерии надежности.

1. Нарботка на отказ – среднее время между двумя очередными отказами.
2. Время восстановления – среднестатистическая продолжительность восстановления работоспособности.
3. Статистический коэффициент готовности

$$K_r = \frac{t_{p\text{ ср.}}}{t_{p\text{ ср.}} + \tau_{\text{ ср.}}},$$



где  $t_{\text{р ср.}}$  — наработка на отказ;  
 $\tau_{\text{ср}}$  — время восстановления.

4. Вероятность безотказной работы, определяемая в виде функции надежности

$$P(t) = \exp[-\Lambda(t)dt],$$

где  $\Lambda(t)$  — суммарная частота (поток) отказов, выраженная функционально во времени.

Для определения функций надежности и оценки достоверности показателей, полученных по экспериментальным данным, необходимо знать законы распределения оцениваемых случайных величин — времени безотказной работы и времени устранения отказов. Исследованиями [1] установлено, что для горных машин в целом вероятности рассматриваемых величин должны описываться либо экспоненциальным законом распределения, либо логарифмически-нормальным законом.

Исследования эксплуатационной надежности горного оборудования были произведены в условиях фосфоритного карьера Маардуского химкомбината. Исходными статистическими данными послужили материалы непрерывного оперативного учета работы карьера за полтора года. Попытка использовать хронометражные данные для исследования надежности не увенчалась успехом по той причине, что случайные величины времени безотказной работы и времени устранения отказов часто достигали весьма больших значений (до 40 и более смен).

Анализ и обработка данных оперативного учета работы карьера позволили получить достаточный по объему и точности измерения статистический материал. Случайные значения переменных были выражены в сменах, а не часах, что позволило иметь приемлемый порядок цифр при обработке материала.

Каждое частное значение времени безотказной работы представляло собой период времени между двумя внезапными остановками машины либо вследствие поломок, либо по другим внеплановым обстоятельствам (отключения электроэнергии, метеорологические условия и т.д.). В число последних не вхо-



дило лишь время простоя добчных экскаваторов в ожидании автосамосвалов.

Время, затрачиваемое на устранение отказов, в общем случае включает следующие элементы: время обнаружения отказа, время ликвидации отказа, время опробования узла или машины после ликвидации отказа и время ожидания ликвидации отказа (подготовка инструментов, доставка запасных частей и организационные потери времени). Таким образом, общее время восстановления характеризует как ремонтпригодность машины, так и уровень организации ремонтной службы и обеспеченность запасными частями и материалами.

По данным статистической обработки материала были построены гистограммы значений  $t_p$  и  $\tau$ . По характеру гистограмм были выбраны соответствующие законы распределения и построены кривые плотности вероятностей.

Исследования подтвердили принятое предположение о распределении исследуемых величин по экспоненциальному закону. Достоверность гипотезы проверялась при критерии "хи-квадрат" Пирсона.

На основании полученных значений  $t_{p\text{ ср.}}$  и  $\tau_{\text{ ср.}}$  были рассчитаны коэффициенты эксплуатационной готовности машин, приведенные в таблице I.

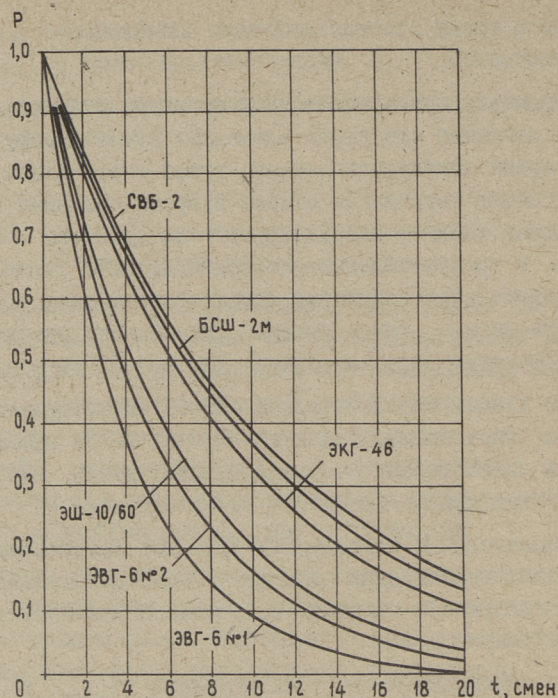
Т а б л и ц а I

Критерии эксплуатационной надежности

Объект	Наработка на отказ, смен	Время восстановления, смен	Статистический коэффициент готовности
ЭШ-10/60	6,3	1,1	0,85
ЭВГ-6 № 1	4,1	1,1	0,79
ЭВГ-6 № 2	5,4	1,4	0,80
ЭКГ-4,6	9,0	1,7	0,84
БСП-2м	9,9	2,2	0,82
СВБ-2	10,5	1,4	0,88

Из приведенных данных видно, что коэффициенты готовности по рассматриваемым машинам различаются незначительно и величины их довольно высокие.





Фиг. 1. Графики функций эксплуатационной надежности оборудования

Исходя из экспоненциального закона распределения случайных значений времени безотказной работы оборудования были определены функции надежности в зависимости от времени работы. Графики функций, отображающие изменения вероятности безотказной работы во времени, приведены на фиг. 1. Из графиков видно, что наименьшую эксплуатационную надежность имеют вскрышные экскаваторы.

Была рассмотрена структура отказов в работе вскрышных экскаваторов, куда вошли как простои вследствие возникновения поломок машин, так и простои по прочим причинам. Отказы систематизированы и приведены в таблице 2.

Из приведенных данных видно, что преобладающими причинами внезапных остановок являются аварии механического и электрического оборудования (52-70 % общего количества от-



Таблица 2

Структура отказов в работе вскрышных экскаваторов,  
% к итогу

Причина	ЭШ-10/60		ЭВГ-6 № 1		ЭВГ-6 № 2	
	частота	продолжительность	частота	продолжительность	частота	продолжит.
1. Аварии в механической части	63,5	68,4	33,0	56,1	45,7	59,0
в том числе						
рукоять	-	-	12,8	32,8	8,4	31,1
трос	32,3	39,2	6,4	13,1	20,5	20,9
ковш	24,0	21,2	6,4	4,5	12,0	3,0
ходовая часть	3,6	6,2	2,7	0,3	1,2	0,5
прочее	3,6	1,8	4,7	5,4	3,6	3,5
2. Аварии в электрической части	6,6	8,0	19,2	28,3	16,9	29,6
3. Отсутствие электроэнергии	20,4	9,8	47,8	15,6	35,0	10,3
4. Метеорологические условия	6,6	3,1	-	-	1,2	0,2
5. Прочие причины	2,9	10,7	-	-	1,2	0,9
Итого:	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

казов и 74-89 % суммарного времени простоев). Наиболее подверженным внезапным отказам является механическое оборудование. У драглайна чаще всего возникают поломки ковша и обрывы тяговых канатов. У механических лопат ЭВГ-6 помимо этого часто ломается рукоять, время на ремонт которой составляет 31,1-32,8 % от суммарного времени простоев.

Экскаваторы ЭВГ-6 имеют большую по сравнению с ЭШ-10/60 частоту возникновения отказов электрооборудования и сравнительно большее время ликвидации их.

Из общего числа простоев, не связанных с поломками оборудования, наибольшее количество приходится на простои из-за отсутствия электроэнергии (главным образом вследствие переключений питания экскаваторов). Однако продолжительность данных простоев сравнительно невелика и составляет по отдельным экскаваторам 9,8-15,6 % общего времени простоев.



Анализ отказов в работе прочих видов оборудования на карьере показал, что основная часть их связана с поломками элементов машин. Например, у буровых станков более 90 % общего количества отказов составляют поломки и менее 10 % приходится на простои из-за отсутствия электроэнергии. У добычных экскаваторов, работающих на автотранспорт, основная масса простоев приходится на ремонты механического оборудования, простои из-за отсутствия электроэнергии не превышают 3-5 % от общего времени восстановления.

### Л и т е р а т у р а

И. А. В. Т о п ч и е в, В. Н. Г е т о п а н о в, В. И. С о л о д, И. Л. Ш п и л ь б е р г. Надежность горных машин и комплексов. Изд-во "Недра", Л., 1968.

R. Pjazok

#### Investigating Exploitation Reliability of Mining Equipment in a Quarry

#### Summary

The paper gives an estimation of exploitation reliability of shovels and rotary drills in Quarry "Maardu", the function of reliability in time are derived.

The structure and causes of shovel stops are given by frequency of occurring and time of prepairing.



УДК 622.271

Р.А. Пязок

### ОПТИМИЗАЦИЯ ПЛАНОГРАММ ГОРНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ С ПОМОЩЬЮ СЕТЕВЫХ МОДЕЛЕЙ

Развитие производства на карьерах осуществляется на основе планов горных работ, в которых устанавливается производственная мощность карьера по полезному ископаемому и по вскрыше, направление развития работ, размещение оборудования на уступах, количество вскрытых и подготовленных запасов и т.д. Работа отдельных участков координируется и сводится в общекарьерный график-планограмму.

Технология горных работ при бестранспортной схеме перемещения вскрыши характеризуется большим количеством одновременно выполняемых процессов и жесткими взаимосвязями между последними.

Опережение вскрыши по фронту работ ограничивается длиной экскаваторного блока. Вскрыша следующей заходки может начаться лишь после того, как полезное ископаемое из предыдущей заходки добыто. Это накладывает большие требования к синхронности работы вскрышных и добычных экскаваторов. Взаимосвязь между работой экскаваторов еще более усиливается при ограниченном фронте работ.

Важнейшей задачей планирования горных работ на карьерах является рациональное распределение фронта между экскаваторами, чтобы при условии соблюдения всех технологических ограничений обеспечивалась равномерная загрузка работающего оборудования и выдерживались заданные критерии оптимальности (максимальная или заданная производительность карьера по полезному ископаемому, обеспечение заданной линии подвигания фронта работ и т.д.).



Наиболее приемлемым методом разработки и оптимизации технологических графиков в условиях наличия жестких взаимосвязей между рабочими процессами и большого количества технологических ограничений является метод сетевого планирования.

Сетевая модель плана горных работ строится на технологический цикл, включающий все процессы по вскрыше и добыче полезного ископаемого на ширину вынимаемой заходки по фронту работ. Основой для построения модели плана является принятый порядок отработки месторождения и имеющиеся технологические ограничения.

Технологические процессы в сетевой модели представляются работами, продолжительность которых устанавливается исходя из длины фронта работ для данного экскаватора ( $L_{i-j}$ ) и подвигания экскаватора в единицу времени ( $l_{i-j}$ ), как

$$t_{i-j} = \frac{L_{i-j}}{l_{i-j}}.$$

Сменные (суточные) подвигания экскаваторов определяются исходя из параметров систем разработки (высота уступа, ширина заходки) и эксплуатационной производительности экскаватора, как

$$l_{i-j} = \frac{Q'}{bh},$$

где  $Q'$  - эксплуатационная производительность экскаватора,  $m^3$ ;  
 $b$  - ширина экскаваторной заходки,  $m$ ;  
 $h$  - высота уступа,  $m$ .

Сменная эксплуатационная производительность вскрышного экскаватора может быть определена из расчетной производительности ( $Q$ ) и статистического коэффициента готовности ( $K_r$ ), как

$$Q' = \frac{Q}{\frac{T+T_b}{T} + \frac{1+K_r}{K_r}} \quad m^3/\text{смену},$$

где  $T$  - время основной работы в течение смены;  
 $T_b$  - время выполнения вспомогательных операций без учета времени устранения отказов (при нормальном балансе времени работы).



Сменная эксплуатационная производительность добычного экскаватора, работающего на транспорт, должна определяться на основе математического моделирования выемочно-транспортного процесса. Только в таком случае она будет учитывать комплексно как эксплуатационную надежность работы экскаватора и транспортных средств, так и влияние количества транспортных единиц на общую производительность выемочного комплекса.

Предлагаемая методика формирования временных оценок сетевой модели горных работ позволяет учитывать возможные изменения параметров системы разработки (например, высоты уступа) в пределах экскаваторных блоков и фронта работ в целом. Для этого значения параметра (например  $h$ ) должны быть выражены в виде корреляционной зависимости от длины выемочного блока, как

$$h = f(L_{i-j}),$$

тогда, соответственно, зависимость от  $L_{i-j}$  будет выражаться и подвигание забоя в единицу времени.

$$l_{i-j} = \frac{Q'}{f(L_{i-j})} = \varphi(L_{i-j}),$$

а продолжительность работы в сетевой модели может быть определена по формуле

$$t_{i-j} = \frac{L_{i-j}}{\varphi(L_{i-j})}.$$

С помощью такого метода можно с достаточной точностью определить продолжительность всех входящих в сетевую модель технологических процессов.

Процесс оптимизации технологического графика горных работ заключается в последовательном изменении параметров сетевой модели путем варьирования значений  $L_{i-j}$  (а следовательно, и  $t_{i-j}$ ) таким образом, чтобы за счет взаимной увязки работы экскаваторов обеспечивалась бы минимальная длительность технологического цикла.

Общий алгоритм планирования и оптимизации планогаммы на основе сетевой модели включает следующие операции:

I. Разработка исходной планогаммы и сетевой модели на основе заданных условий и ограничений.



## 2. Расчет параметров сетевой модели.

## 3. Оптимизация параметров сетевой модели и определение оптимальных плановых показателей технологии.

На основании приведенной методики была выполнена оптимизация планаграммы горных работ Маардуского фосфоритного карьера, характерными горнотехническими условиями которого являются малый фронт работ, наличие двух вскрышных уступов, обрабатываемых последовательно одними и теми же экскаваторами ЭВГ-6, и малая мощность рудного тела, в результате чего цикл выемки руды намного меньше по времени, чем цикл вскрышных работ.

На вскрыше работают три экскаватора, взаимное их размещение по фронту работ продиктовано технологическими условиями.

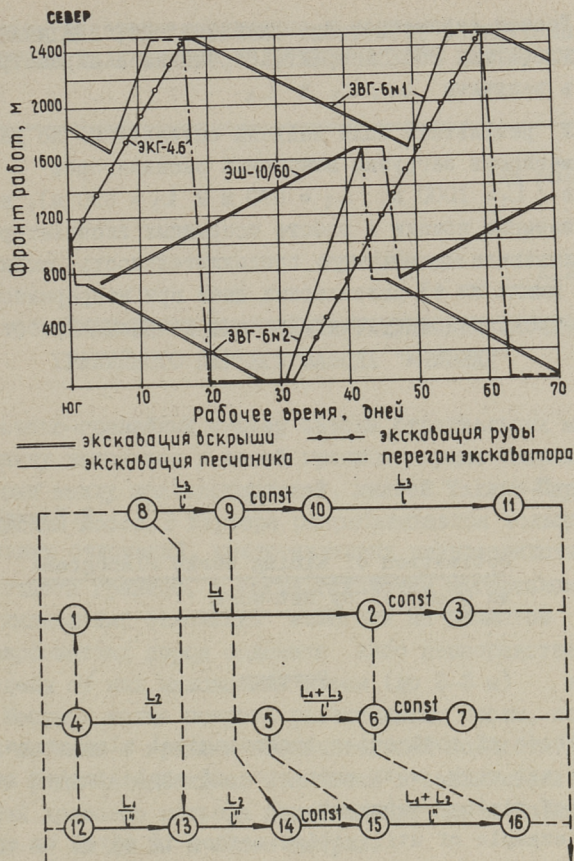
Исходная планаграмма и сетевая модель горных работ, учитывающая все технологические ограничения, приведены на фиг. I.

Из планаграммы видно, что драглайн ЭШ-10/60 работает в средней части фронта карьера по односторонней схеме с перегонами, механические лопаты ЭВГ-6 работают на флангах по двусторонней схеме: передвигаясь в прямом направлении, производят вскрышу по первому уступу, а в обратном направлении - по второму уступу (песчанику). Выемка руды производится в направлении с юга на север.

Обозначения работ и событий в сетевой модели следующие:

- 1-2 - производство вскрыши драглайном ЭШ-10/60;
- 2-3 - профилактический ремонт и перегон ЭШ-10/60;
- 4-5 - производство вскрыши экскаватором ЭВГ-6 № 2;
- 5-6 - экскавация песчаника экскаватором ЭВГ-6 № 2;
- 6-7 - профилактический ремонт и перегон ЭВГ-6 № 2;
- 8-9 - экскавация песчаника экскаватором ЭВГ-6 № 1;
- 9-10 - профилактический ремонт ЭВГ-6 № 1;
- 10-11 - производство вскрыши экскаватором ЭВГ-6 № 1;
- 12-13 - выемка руды на фронте работ ЭШ-10/60;
- 13-14 - выемка руды на фронте работ (по первому уступу) ЭВГ-6 № 1;
- 14-15 - профилактический ремонт и перегон добычного экскаватора;
- 15-16 - выемка руды на фронте работ ЭВГ-6 № 2.





Фиг. 1. Планограмма и сетевая модель организации горных работ

Пунктирами на модели показаны логические зависимости, характеризующие увязку технологических процессов во времени. Индексами  $L_1$ ,  $L_2$  и  $L_3$  обозначена длина фронта работ (блока) соответственно для экскаваторов ЭШ-10/60, ЭВГ-6 № 2 и ЭВГ-6 № 1, индексами  $l$ ,  $l'$  и  $l''$  - суточные подвигания экскаваторных забоев соответственно на вскрыше, песчанике и руде, определяемые с учетом параметров системы разработки, производительности экскаваторов и их эксплуатационной надежности.



Расчет параметров и оптимизация сетевой модели производились на ЭВМ "Асор-1", переменными параметрами являлись величины  $L_1$ ,  $L_2$  и  $L_3$ .

В результате были найдены оптимальные по условиям равномерности загрузки вскрышных экскаваторов величины блоков ( $L_1 = 1000$  м,  $L_2 = 670$  м и  $L_3 = 830$  м), исключающие взаимные помехи в работе вскрышных экскаваторов и обуславливающие минимальную продолжительность технологического цикла из 43 календарных дней при непрерывном годовом и трехсменном суточном режиме вскрышных работ.

R.Pjazok

Optimization of Mining Works Planograms  
in Quarries by Net-work

Summary

Methods of optimization technological planograms are given by net-work, with criterion of exploitation reliability of mining equipment.

An example of utilization method is given by optimization of mining works planogram in Quarry "Maardu".



УДК 551.491.5

А.Х.Рейер

О РЕЖИМЕ ГРУНТОВЫХ ВОД НА ТЕРРИТОРИИ ПЕСЧАНО-  
ГРАВИЙНОГО КАРЬЕРА ЗАВОДА "МЯННИКУ"

Песчано-гравийный карьер завода строительных материа-  
лов Мяннику находится у южной границы города Таллина на  
территории между железнодорожной линией Таллин-Пярну и  
Вильяндиским шоссе. В карьере разрабатывается толща флювио-  
гляциальных отложений, представленных разнозернистыми пес-  
ками, отчасти гравием, а также глинистым материалом. Толща  
флювиогляциальных отложений залегает на размытой поверх-  
ности карбонатных пород ордовика либо непосредственно, ли-  
бо отделена от них маломощным слоем (до 2-3 м) валунной  
глины. Местами толща покрыта растительным слоем, переотло-  
женными песками и гравием незначительной мощности. Общая  
мощность флювиогляциальных отложений в зависимости от не-  
ровностей древнего рельефа подстилающих пород колеблется в  
пределах от 10 до 20 и более метров.

В карьере добываются в основном строительные и техно-  
логические пески, последние используются для изготовления  
силикатных кирпичей и плит.

Характерной особенностью разрабатываемых в карьере  
флювиогляциальных отложений является их сильная обводнен-  
ность. Горизонт грунтовых вод, заключенный в хорошо прони-  
цаемых отложениях (средний коэффициент фильтрации 14м/сут-  
ки), имеет мощность более 10 м. Водупором для него явля-  
ются карбонатные породы ордовика и валунные глины. Общее  
направление движения грунтовых вод с юга на север.

Так как высокий уровень грунтовых вод делает доступ-  
ным для экскавации только незначительную верхнюю часть  
запасов месторождений, в начале 60-х годов карьер был гид-



механизирован. Пески, залегающие ниже уровня грунтовых вод, добываются земснарядами и направляются по трубопроводу в отвалы - карты, где осушаются естественным путем. Для получения кондиционных песков, нужных заводу силикатного кирпича, в карьере предусмотрена классификация пульпы гидродиллонами.

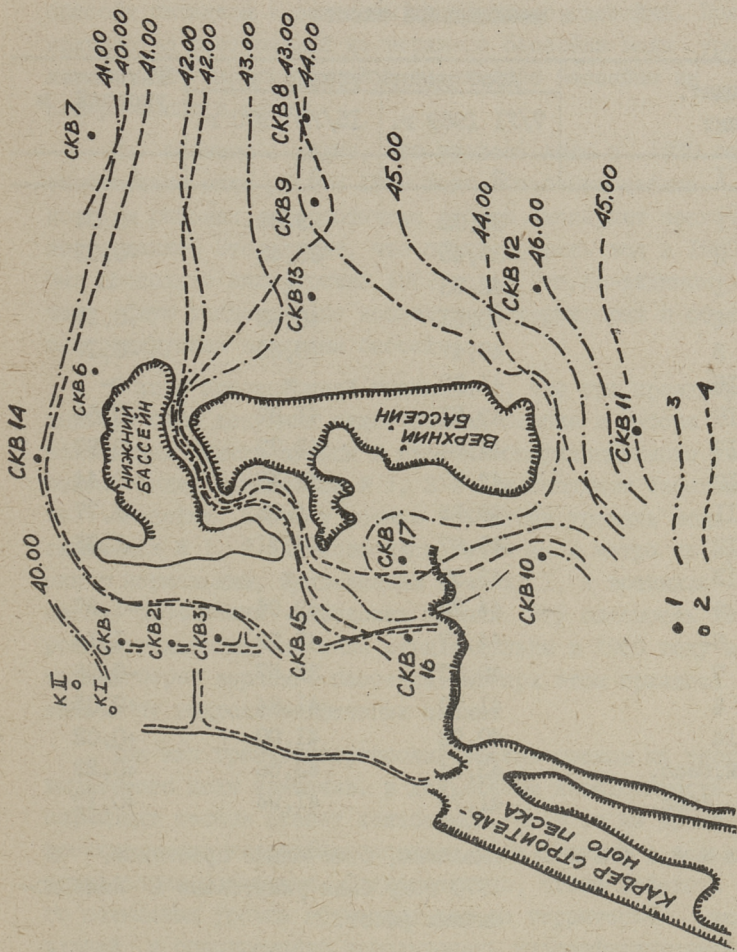
В ходе эксплуатации месторождения гидромеханизированным способом резко изменилась гидрогеологическая обстановка на территории карьера. Образование открытых бассейнов сопровождалось не только местным изменением направления движения грунтовых вод, но и повышением их уровня на отдельных участках, в том числе и под зданиями технологического комплекса завода, что создает угрозу их затопления.

В связи с этим в течение 1968-1970 гг. были проведены гидрогеологические исследования на территории карьера, целью которых было установление зависимости режима грунтовых вод от добычных работ и причин опасного повышения уровня грунтовых вод на территории технологического комплекса завода.

Для наблюдения за уровнем грунтовых вод на территории карьера была сооружена система наблюдательных скважин (фиг. 1) и использовались два неэксплуатируемых колодца на территории завода. Периодически замеряли и высоту воды в двух бассейнах. Замеры в скважинах и колодцах проводились в среднем через 16 дней, в зимний период, когда добычные работы прекращались, раз в месяц.

Наблюдения показали, что гидрогеологическая обстановка на исследуемой части карьера достаточно стабильная. На схеме гидроизогипс (фиг. 1) изображены два уровня подземных вод. Один (весна 1969 года) соответствует максимальному уровню за весь период наблюдений (за исключением скважин № 1, 2, 3, которые осенью 1968 года были затоплены). Другой характеризует минимальный уровень лета 1970 г. Как видно из табл. 1 и по схеме, существенных изменений уровней в северной и северо-западной частях карьерного поля не наблюдается. Из этого вытекает, что бассейны, образовавшиеся в ходе добычных работ, уровни которых практически постоянны, играют роль искусственных водохранилищ, которые обеспечивают постоянный уровень грунтовых вод на территории северного и северо-западнее нижнего бассейна. На остальной территории режим грун-





Фиг. 1 Гидрогеологическая схема центральной и восточной частей гидромеханизированного карьера "Мянику":  
 1 - гидрогеологические скважины, 2 - колодцы, 3 - гидроизогипсы весной 1969 г., 4 - гидроизогипсы летом 1970 г.



товых вод зависит от гидрометеорологических факторов.

Т а б л и ц а I

Результаты измерения уровня вод при максимальной  
и минимальной высоте

Наблюдат. пункт	Абс. высота уровня, м		Разность уровней, м
	7/У1 1969 г.	15/У8 1970 г.	
I	2	3	4
Кол. I	39,93	39,89	-0,04
Кол. II	39,45	39,43	-0,02
Скв I	40,33	x	-
" 2	40,51	40,68	+0,17
" 3	40,47	40,30	-0,17
" 15	41,62	x	-
" 16	42,51	41,87	-0,64
" 17	44,64	43,72	-0,92
" 10	42,87	42,43	-0,44
" 11	46,75	44,98	-1,77
" 12	45,67	44,31	-1,36
" 13	43,30	x	-
" 9	44,22	42,95	-1,27
" 8	44,17	43,03	-1,14
" 7	40,53	39,57	-0,96
" 6	41,79	41,84	+0,05
" 14	40,98	41,00	+0,02
Верхн. басс.	43,34	43,56	+0,22
Нижн. басс.	41,75	41,94	+0,19

П р и м е ч а н и е: скважины, отмеченные крестиком, в 1970 году были уничтожены в ходе обычных работ.

Направления движения грунтовых вод, как видно по схеме, следующие. Общее направление течения вод северо-северо-восточное, но наличие бассейнов оказывает существенные изменения в направлении движения. Под влиянием бассейна в карьере строительных песков гидроизогиПСы изгибаются на юго-запад и



поэтому грунтовые воды еще до поступления в верхний бассейн начинают двигаться в северо-западном направлении. Поэтому верхний бассейн питается в основном с юга и юго-востока. В северной части верхний бассейн разгружается на северо-запад и север, питая в последнем случае нижний бассейн. Нижний бассейн питается в основном из верхнего бассейна. При этом количество поступающей из верхнего бассейна воды уравновешено водой выходящей из нижнего бассейна на запад, северо-запад и север.

Из таблицы I видно, что уровень воды в 1970 году был значительно ниже уровня 1969 года. Особенно велика разность в районах, где добычные работы оказывают незначительное влияние. Это значит, что общий уровень вод в 1970 году был несколько ниже уровня 1969 года. Это, по-видимому, обозначает общую тенденцию на исследуемой территории и объясняется дренирующим влиянием бассейнов.

В ходе исследований выяснилось, что при проектировании карьера была допущена существенная ошибка в выборе местонахождения отвала пульпы и гидроклассификационного узла в районе между скважинами № 1, 2 и 3 и западным берегом нижнего бассейна. Поэтому осенью 1968 года уровень воды в скважинах № 1, 2 и 3 повысился почти на 2 метра по сравнению с нормальным, приведенным в табл. I, и возникла опасность потопления заводских зданий. Эту опасность ликвидировало только перенесение отвала пульпы в 1969 году на восточный берег верхнего бассейна. Но при этом пришлось отказаться от гидроклассификации песка.

Так как гранулометрический состав песков на территории карьерного поля изменчив, в дальнейшем необходимость классификации песков станет неизбежной. Но в то же время перенесение всего классификационного узла связано с большими материальными расходами. Следовательно, чтобы избежать опасного повышения уровня грунтовых вод на территории заводских зданий и одновременно использовать классификационный узел, необходимо прибегнуть к искусственному понижению уровня грунтовых вод. Для этого предложено пройти водопонижающую канаву вдоль северной границы карьера, длина которой составляет около 1000 м. Откачиваемая из канавы вода может быть использована либо самим заводом, либо направлена в озеро Клемисте.



Проведенные расчеты водопритока в канаву при понижении уровня грунтовых вод на 3, 4, 5 и 6 м дали следующие притоки воды:  $Q_{3м} = 4020 \text{ м}^3/\text{сутки}$ ,  $Q_{4м} = 5350 \text{ м}^3/\text{сутки}$ ,  $Q_{5м} = 6730 \text{ м}^3/\text{сутки}$  и  $Q_{6м} = 8050 \text{ м}^3/\text{сутки}$ .

### Л и т е р а т у р а

1. ГПИ Проектгидромеханизация. Гидрогеологическое заключение о возможных притоках воды при эксплуатации песчано-гравийного карьера завода "Мяннику", Москва, 1962.

2. А.М. С и л и н - Б е к ч у р и н. Динамика подземных вод. Изд. МГУ, 1958.

3. С.В. Т р о я н с к и й, А.С. Б е л и ц к и й, А.И. Ч е к и н. Гидрогеология и осушение месторождений полезных ископаемых. Углетехиздат, М., 1959.

4. Г.В. Б о г о м о л о в. Гидрогеология с основами инженерной геологии. "Высшая школа", М., 1966.

5. Основные закономерности изменения режима грунтовых вод в пределах гидромеханизированного карьера "Мяннику" (рукопись на эстонском языке). Таллин, 1971.



A.Reier

About the Regime of Underground Water on the  
Territory of the Sandquarry by the Factory  
"Männiku"

Summary

Hydromechanization of the sandquarry "Männiku" has caused changes in the regime of underground water. In 1968 underground water on the territory of factory buildings rose to a dangerous level. This paper presents the results of hydrogeological researches on the territory of the quarry and discusses the ways of lowering the underground water level. The hydrogeological map, drawn up on base of the results of researches enables to choose the right ways of exploiting the quarry without causing dangerous rises of the underground water level.







УДК 691.215:666.972.123:625.072

А.Х. Рейер, К.А. Оясте

О СТРОИТЕЛЬНЫХ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВАХ  
КАРБОНАТНЫХ ПОРОД СЛАНЦЕНОСНОЙ ТОЛЩИ ЭСТОНСКОГО  
МЕСТОРОЖДЕНИЯ

В в е д е н и е

Развитие сланцевой промышленности в Эстонской ССР связано с усовершенствованием методов добычи сланцев как при подземной, так и при открытой разработке. В последнее десятилетие при подземной разработке сланцев укоренился камерный способ с выемкой всех слоев промышленной пачки от А до F, что связано с выдачей на-гора всей т.н. горной массы, т.е. сланцевых слоев вместе с прослоями известняка. Так как горная масса по своим качественным показателям не соответствует требованиям потребителей, она подвергается механическому обогащению на обогатительных фабриках.

На обогатительных фабриках сланец отделяется от пустой породы - известняка - гравитационными методами (мокрой отсадкой или в тяжелых средах). Наряду с концентратом, поступающим потребителям сланца, при обогащении горной массы образуется значительное количество хвостов - практически известнякового щебня, который пока находит ограниченное применение.

В то же время, учитывая большой объем всех видов строительства в г. Кохтла-Ярве и его окрестностях, было бы вполне целесообразно, чтобы на практике нашли применение также хвосты обогащения. Это позволило бы комплексно использовать всю горную массу, выдаваемую шахтами и существенно понизить себестоимость обогащения сланцев.



Проблема использования известняковых прослоев промышленной пачки эстонских горючих сланцев в строительстве не новая. Так, например, в 1958 году было проведено определение основных физико-механических и строительных показателей пород терриконигов сланцевых шахт. Результаты этих исследований, которые проводились с целью выявления возможности использования пород терриконигов в качестве балластного слоя автомобильных дорог, показали, что терриконики, как правило, засорены непригодным для строительства сланцем, и поэтому их использование требует предварительного избирательного дробления.

При лавовом способе разработки сланцев известняки прослоев используются для закладки выработанного пространства и на-гора поступает только незначительное количество известняка из подготовительных выработок. Поэтому лишь после внедрения камерной системы разработки в сочетании с механическим обогащением горной массы на поверхности позволило реально ставить вопрос об использовании известняка прослоев в строительстве.

Наряду с известняками прослоев промышленной пачки в Эстонском сланцевом месторождении имеются также огромные запасы карбонатных пород, залегающих выше промышленной пачки. О строительном качестве этих пород сведения практически отсутствуют, несмотря на то, что и они могут быть практически использованы в качестве местного строительного материала.

В связи с вышеизложенным сейчас при разведке новых шахтных полей стало необходимым изучение основных физико-механических показателей карбонатных пород как промышленной пачки, так и вышележащих горизонтов, карьерная разработка которых представляется реальной.

Именно выявлению практической ценности указанных карбонатных пород и посвящена данная работа.

#### Методика исследований

Образцы для исследования были получены в виде буровых кернов из скважин, пробуренных на территории разведываемого шахтного поля № 12 Кохтла-Ярвеской геологической экспедицией.



Образцы из скважины № 7669 (афанитовые известняки раквереского горизонта верхнего ордовика) и скважины № 7826 (афанитовые доломиты набалаского горизонта верхнего ордовика) подвергались исследованию на бутовый камень; образцы из скважины № 7827 (доломиты набалаского горизонта верхнего ордовика), а также из скважин № 7619 (прослой известняка промышленной пачки E-D, D-C, C-B, B-A и A-A<sub>T</sub>), № 7544 (прослой известняка D-C и B-A<sub>T</sub>), № 7701 (прослой известняка E-D, D-C, B-A<sub>T</sub> и A<sub>T</sub>-A), № 7545/2 (прослой известняка D-C и B-A<sub>T</sub>), № 7663/D (прослой доломита D-C и B-A<sub>T</sub>) и № 7706/I (прослой доломита D-C и известняка B-A<sub>T</sub>) подвергались исследованию на щебень. Главные затруднения при исследовании строительного качества образцов связаны с их малым количеством. Это не позволило строго соблюдать все требования ГОСТ, касающихся необходимого количества параллельных проб, а также испытать все пробы на все показатели.

В связи с этим для образцов, предназначенных для исследования на бутовый камень, были определены удельный и объемный веса, пористость, водопоглощение, предел прочности при сжатии, сопротивление удару на копре ПМ и морозостойкость. Для образцов, исследованных на щебень, были определены удельный и объемный вес, пористость, водопоглощение, дробимость при сжатии (раздавливании) в цилиндре и морозостойкость.

Для получения достаточного количества исходной пробы некоторые образцы прослоев промышленной пачки были объединены в одну общую пробу.

Все испытания были проведены согласно ГОСТ 8269-64.

#### Анализ результатов испытаний

Исходя из "Межреспубликанских технических условий на камень бутовый МРТУ-21-33-67" доломиты набалаского горизонта относятся к марке "400" и могут быть применены как при строительстве фундаментов и подземных частей стен, так и при дорожном строительстве (таблица I). Обращает внимание хорошая морозостойкость доломитов, несмотря на их сравнительно высокую пористость. Это объясняется тем, что по-



ристорь обусловлена изолированными друг от друга кавирнами. Следует отметить, что испытание аналогичных пород на щебень (образцы из скважины № 7827) также подтверждает сравнительно высокую механическую прочность доломита (марка дробимости при сжатии в цилиндре "600"). Следовательно, при необходимости организовать добычу бутового камня в сланцевом бассейне Эстонской ССР можно рекомендовать доломиты набалаского горизонта, залегающие на территории шахтного поля № 12.

Т а б л и ц а I

Сводная таблица свойств образцов, испытанных на  
бутовый камень

Показатели	Характеристика показателей по скважинам	
	№ 7826	№ 7669
Геологический индекс	$O_3^{nb}$	$O_3^{rk}$
Петрографическая характеристика	Доломит афанитовый, толсто- до тонкослоистого, кавернозный, трещиноватый с прослоями доломитового мергеля	Известняк мелкозернистый с прослоями мергеля
Удельный вес, г/см <sup>3</sup>	2,82	2,77
Объемный вес, г/см <sup>3</sup>	2,52	2,62
Пористость, %	10,6	5,4
Водопоглощение, %	3,6	1,7
Марка по пределу прочности на сжатие	"400"	"100"
Марка по сопротивлению удару	50	50
Марка морозостойкости	Мрз 50	Мрз 25

Известняки раквереского горизонта по строительному качеству согласно вышеприведенным "Условиям" относятся к марке "100" и организовать карьерную разработку их не рекомендуется.



Сводная таблица свойств образцов, испытанных на щебень

Показатели	Характеристика показателей по скважинам						
	№ 7827 (I-7)	№ 7827 (8-13)	№ 7619	№ 7701	№ 7544+ 7545/2	7706/I+ 7663/D	№ 7545/2+ +7663/D+ +7706/I+ +7544
Геологический индекс	$O_3^{nb}$	$O_3^{nb}$	$O_2^{kk}$	$O_2^{kk}$	$O_2^{kk}$	$O_2^{kk}$	$O_2^{kk}$
Петрографическая характеристика пород	Доломит, афанитовый, трещиноватый, кавернозный, тонко-средне-зернистый	Доломит, известковый, тонко-зернистый, средне-до тонко- до истого	Известняки прослоев E-D, D-C, C-B, B-A <sub>1</sub> , A <sub>1</sub> -A	Известняки прослоев E-D, D-C, B-A <sub>1</sub> , A <sub>1</sub> -A	Известняк прослоя C-D	Доломит прослоя D-C	Известняк прослоя B-A <sub>1</sub>
Удельный вес, г/см <sup>3</sup>	2,92	2,78	2,69	2,63	2,72	2,71	2,64
Объемный вес, г/см <sup>3</sup>	2,48	2,55	2,44	2,33	2,50	2,51	2,30
Пористость, %	15,1	8,3	9,3	11,4	8,1	7,4	12,9
Водопоглощение	3,6	1,4	5,2	4,8	2,6	2,8	5,4
Марка прочности при сжатии в цилиндре	600	600	-	-	400	600	300
Марка по морозостойкости	Мрз-25	Мрз-25	Мрз-25	Мрз-25	-	-	-



При оценке испытанных пород как сырья для щебня следует, чтобы доломиты набалаского горизонта удовлетворяли требованиям существующих норм и щебень из них был бы применим для различных видов строительства (таблица 2).

Показатели для известняков из прослоев промышленной пачки позволяют утверждать, что они обеспечивают щебень марки по дробимости "400" при морозостойкости Мрз-25. Но при оценке качества пород прослоев следует учитывать, что около 50 % всего щебня получается из прослоя D-C, качество которого практически предопределяет марку по прочности. Морозостойкость определена по смеси известняка всех прослоев и поэтому даже наличие в смеси менее стойких кусков щебня по сравнению с прослоем D-C не понижает марку по морозостойкости ниже "25".

### Экономический эффект работы

Результаты проведенных исследований позволяют вычислять экономический эффект, ожидаемый при реализации строительным организациям хвостов обогатительных фабрик в качестве известнякового щебня.

Как указано выше, щебень, получаемый из прослоев известняка промышленной пачки, относится к марке "400" при морозостойкости Мрз-25. По официальному прейскуранту (каталог цен Государственного строительного комитета при СМ ЭССР, утвержденный приказом Комитета № П15 от 30 сентября 1965 г.) цены на щебень из известняка (марка "400") приведены в таблице 3.

Т а б л и ц а 3

Выписка из каталога цен

Фракции	Ед. изм.	Валовая цена	
		Франко-транспортное средство	Франко-вагон
5-10	м <sup>3</sup>	2.50	3.0
10-20	"	2.25	2.75
20-40	"	2.05	2.55
40-70	"	1.85	2.35
нефракционированный	"	1.67	2.12



Так как цена щебня зависит от его крупности, для вычисления экономического эффекта необходимо учитывать технологическую схему обогащения. Наиболее эффективный метод обогащения, применяемый на фабриках при шахтах № 7 и 8, по проекту также при строящейся шахте № 9, является обогащение в тяжелых средах. Средний баланс продуктов обогащения по этому методу приводится в таблице 4.

Т а б л и ц а 4

Средний баланс продуктов обогащения

Наименование продуктов	Крупность, мм	Выход, %
Концентрат	25-125	25,8
Мелочь	0-25	33,7
Шлам	0-1	2,4
Итого товарной продукции	0-125	62
Порода	25-600	38
Исходная горная масса	0-600	100,0

Каждая тонна горной массы при обогащении в тяжелых средах дает 380 кг нефракционированного щебня крупностью 25 - 600 мм. Следует отметить, что в связи с технологической схемой обогащения этот щебень подвергается промыву, что гарантирует удаление пыли. Это естественно повышает качество щебня как товарного продукта.

Выход щебня при обогащении 1 тонны горной массы в м<sup>3</sup> составляет:

$$K_{ГМ} = \frac{0,38}{\gamma_{и}},$$

где  $\gamma_{и}$  - 1,6 т/м<sup>3</sup>, объемный насыпной вес нефракционированного щебня;

0,38 - выход щебня из 1 тонны горной массы в тоннах

$$K_{ГМ} = \frac{0,38}{1,6} = 0,24.$$

Выход щебня в м<sup>3</sup> на 1 тонну выхода концентрата составляет

$$K_{к} = \frac{1}{0,62} \cdot K_{ГМ}$$



где 0,62 - выход концентрации на I тонну горной массы в тоннах

$$K_K = \frac{I}{0,62} \cdot 0,42 = 0,39 \text{ м}^3.$$

Следовательно, при реализации хвостов обогащения в качестве известнякового нефракционированного щебня марки "400" доход на I кг товарного сланца обогатительной фабрики составляет

$$S = I,67 \cdot K_K = 0,65 \text{ руб.},$$

где I,67 - цена щебня в руб.

При производственной мощности в I млн. тонн концентрата в год, обогатительная фабрика может давать  $1000000 \cdot 0,39 = 390000 \text{ м}^3$  строительного щебня, при реализации которого доход составляет  $1000000 \cdot 0,65 = 650000$  рублей.

Экономическая целесообразность организации добычи буттового камня на базе доломитов набалаского горизонта, обеспечивающим камень марки "400", зависит от многих факторов, в т.ч. и горно-технических, и требует еще дополнительные исследования.

A.Reier, K.Ojaste

About the Structural Physical and Mechanical  
Quality of Oil Shale, Including the Carbonate  
Rocks of the Estonian Basin

Summary

The physical and mechanical qualities of the limestone seams between the Estonian oil shale strata, investigated by the authors, enables to declare that the remnants of oil shale concentrating mills may be used as shivers for building purposes.

Among the carbonate rocks, covering the oil shale strata, dolomites of the Nabala horizon may be also used for building purposes, but the quality of limestones is rather low.



УДК 622.831.1

Л.Г.Талве

### О ПРЕВРАЩЕНИИ ГРАВИТАЦИОННОЙ ЭНЕРГИИ ГОРНОГО МАССИВА

В природе встречаются различные энергетические процессы, характер протекания которых зависит от вида носителя энергии и конкретных условий их протекания. В горном массиве основным видом энергии является гравитационная, носителем которой являются сами горные породы. Исходным энергетическим состоянием нетронутого горного массива рассматривается гидростатическое состояние. Нарушение энергетического состояния возможно только с помощью энергии, подводимой со стороны, например, ведением горных работ [1].

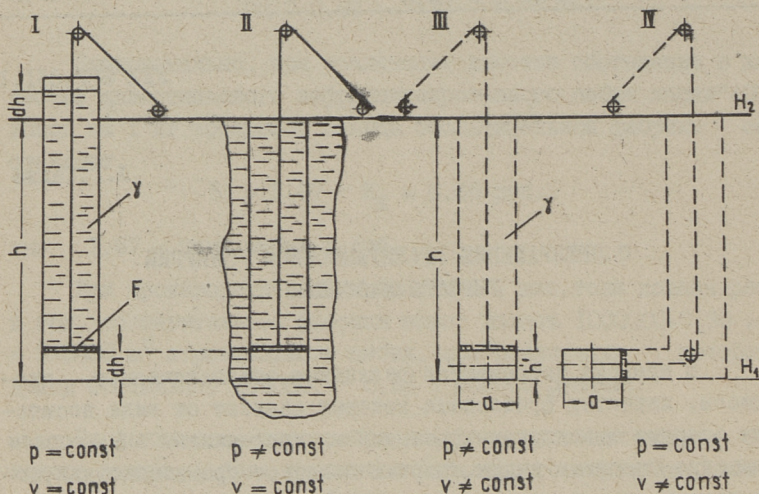
При образовании горной выработки удаляют из пределов системы горную породу — носителя энергии. Этим самым нарушается первоначальное энергетическое состояние и начинается цепная реакция превращения гравитационной энергии в другие виды. Целью этих энергетических превращений является восстановление первоначального, т.е. гидростатического состояния системы. Это происходит при некотором пониженном гравитационном потенциале [2].

Наглядность и обоснование подобия при анализе динамики гравитационного состояния, а также сравнение с тепловым состоянием осуществляется с помощью применения гравитационных моделей — схемы I — IV (фиг.)

Жесткий цилиндр, снабженный дном и поршнем, располагается вертикально по схеме I. Перемещение поршня осуществляется с помощью подъемной машины. Над поршнем имеется столб среды с удельным гравитационным усилием  $\gamma$ , единич-



ным поперечным сечением  $F$  и высотой  $h = \text{const}$ , равной расстоянию между горизонтами  $H_1$  и  $H_2$ . Высота цилиндра несколько больше высоты столба среды.



Фиг. 1. Гравидинамические модели

При подъеме поршня в идеализированных условиях от горизонта  $H_1$  на высоту  $dh$  поднимают весь столб среды на такую же высоту. При этом подъемная машина, используя со стороны сообщаемую ей энергию, совершает работу  $dw$ , направленную на нарушение энергетического равновесия системы

$$dw = Fdh\gamma h = \gamma h dv = pdv. \quad (I)$$

После подъема среды объемом  $Fdh$  среда, которая располагалась ранее на горизонте  $H_1$ , оказалась поднятой на горизонт  $H_2$ , т.е. на высоту  $h = H_2 - H_1$ . Поднимая объем  $dv$  среды непосредственно на высоту  $h$ , затрачиваем такое же количество работы

$$dw = dv\gamma h = pdv.$$

Согласно схеме II такой же цилиндр высотой  $h$  установлен в сосуд (стратостат) с неограниченным объемом, при соблюдении условия, чтобы устья обоих сосудов располагались на уровне  $H_2$ . При перемещении поршня часть среды, объемом



$Fdh$ , равным объему полости под поршнем, переливается из цилиндра в стратостат, в результате чего высота столба среды сокращается по мере перемещения поршня ( $h \neq \text{const}$ ).

До начала подъема поршня полость под поршнем отсутствует, давление на внутреннюю и внешнюю поверхность стенки трубы уравновешено, т.е. имеем дело с уравновешенным гидростатическим состоянием или гравитационным энергетическим балансом системы. Нарушение равновесного состояния возможно лишь сообщением данной системе энергии со стороны, например подъемной машиной. Поднимая с помощью последней поршень на высоту  $h$ , сообщаем системе со стороны энергию

$$dw = Fdh \gamma (h - \frac{1}{2} dh) = dv (p - \frac{1}{2} dp). \quad (2)$$

Такой конечный результат можно получить при перемещении объема  $dv$  в обратном направлении - с горизонта  $H_2$  до горизонта  $H_1$ . По закону Архимеда работа  $dw_1$  погружения жесткого пустотелого тела объемом  $dv$  в среду с удельным гравитационным усилием  $\gamma$  равняется

$$dw_1 = \frac{1}{2} dv \gamma dh = \frac{1}{2} dv dp.$$

Работа  $dw_2$  перемещения тела до горизонта  $H_1$  равняется

$$dw_2 = dv \gamma (h - dh) = dv (p - dp)$$

и полная работа нарушения равновесия системы равна

$$\begin{aligned} dw &= dw_1 + dw_2 = \frac{1}{2} dv \gamma dh + dv \gamma (h - dh) = \\ &= dv \gamma (h - \frac{1}{2} dh) = dv (p - \frac{1}{2} dp). \end{aligned}$$

Оказывается, что нетронутая система потеряла столько же гравитационной энергии (часть среды переливалась из цилиндра в стратостат), сколько ей было сообщено энергии со стороны. Достигнуто новое равновесное состояние, но лишь временное, так как равновесие сохраняется только до тех пор, пока в канате подъемной машины сохраняется внешнее усилие  $P$ , равное  $P = pF$ , где

$$p = \frac{dw}{dv}, \quad (3)$$

которое вызывает нарушение первоначального равновесия си-



стемы. Гравитационное равновесие системы восстанавливается только при условии, что системе возвращают удаленное количество энергии в виде ранее удаленного количества массы на прежнем горизонте. Это достигается заполнением полости под поршнем средой прежней плотности, что можно выполнять следующими способами:

а) устранением внешнего усилия  $P$  — поршень под действием тяжести столба опускается вниз. При этом гравитационная энергия столба превращается с помощью двигателя подъемной машины, работающего на генераторном режиме, в электрическую энергию равного количества;

б) направлением с помощью сифона из стратостата среду через устья цилиндра под поршень до заполнения полости;

в) деформированием стенок камеры вокруг полости до ее ликвидации, т.е. заполнением полости за счет окружающей среды.

Все перечисленные мероприятия имеют одно содержание: при восстановлении гравитационного равновесия подводится системе такое же количество  $dw'$  гравитационной энергии, которое было отведено при нарушении равновесия —  $dw$

$$|dw| = |-dw'|.$$

Знак минус перед символом количества энергии имеет практическое значение только при исследовании динамики энергетического баланса определенной изолированной системы, имеющей первоначально гравитационное энергетическое равновесие.

При нарушении энергетического равновесия гравитационной системы по схеме I  $h = \text{const}$  и  $v = \text{const}$  количество  $w_g$  затраченной энергии на единицу  $v$  удаленного объема, по-видимому, равняется величине  $u_g$  гравитационного составляющего внутренней энергии

$$u_g = w_g = \int_0^h v \gamma dh = v \gamma h = v p. \quad (4)$$

Аналогично потребное количество  $w'_g$  энергии на единицу объема для восстановления гравитационного равновесия системы равняется

$$u_g = w'_g = \int_0^v \gamma h dv = \gamma h v = p v. \quad (5)$$



Соответственно количество  $u_g$  внутренней энергии на единицу  $F$  площади поперечного сечения столба среды равно

$$u_g = p v \quad (6)$$

и на единицу  $\delta$  смещения площади  $F$  поршня по нормали

$$u_g = P \delta. \quad (7)$$

Между уравнениями (4), (5) и (7) существует связь

$$u_g = v p = p v = P \delta.$$

При принятых исходных данных количество  $u_g$  внутренней энергии единицы объема равняется количеству  $w_g$  энергии, необходимой для нарушения, и количеству  $w'_g$  энергии, необходимой для восстановления гравитационного энергетического равновесия того же объема

$$u_g = w_g = w'_g.$$

Мощность  $N_v$  нарушения (восстановления) энергетического равновесия системы на единицу объема  $v$  за промежуток времени  $dt$  равна по уравнению (5)

$$N_v = \frac{dw}{dt} = p \frac{dv}{dt}. \quad (8)$$

Аналогично на единицу  $\delta$  смещения

$$N_\delta = \frac{dw}{F dt} = P \frac{d\delta}{dt}. \quad (9)$$

Процесс образования вертикальной горной выработки (схема III) можно сравнивать по аналогии со схемой II ( $h \neq \text{const}$ ;  $v = \text{const}$ ) без учета характера размещения вынужтого массива на поверхности, что бывает на практике весьма различным. Энергия  $W_v$  образования вертикальной полости высотой  $h$  и объемом  $V_v$  по уравнению (2) равна

$$W_v = \int_0^h F dh \gamma \left( h - \frac{1}{2} dh \right) = \frac{1}{2} V_v \gamma h = \frac{1}{2} V_v \cdot p. \quad (10)$$

На схеме IV изображено схематически образование горизонтальной выработки. Энергия  $W_h$  образования выработки объемом  $V_h$  (поперечным сечением  $F$ , высотой  $h'$  и длиной  $u$ ) по уравнению (2) равна

$$W_h = \int_0^{h'} F du \gamma \left( h - \frac{1}{2} h' \right) = V_h \gamma \left( h - \frac{1}{2} h' \right). \quad (11)$$



По уравнениям (IО) и (II) энергия образования полости в горном массиве зависит от ее объема ( $V$ ), удельного гравитационного усилия вышележащей среды ( $\gamma$ ) и от вертикального расстояния прежнего центра тяжести полости от поверхности ( $h - \frac{1}{2}h'$ ). Последний показатель учитывает ориентацию выработки в пространстве. Деятельность шахты направлена на постоянное нарушение гравитационного равновесия, что может достигать весьма значительных масштабов. В целях обеспечения безопасного и экономического ведения горных работ практикуется восстановление гравитационного равновесия, что осуществляется в основном управляемыми методами.

В производстве применяют:

а) опускание столба вышележащего массива в созданную полость - в горной практике называется обрушением;

б) заполнение полости материалом, опущенным с поверхности, - закладка;

в) заполнение полости разрыхлением окружающих полость пород - забутовка;

г) стихийное заполнение полости - практикуется, например, при системе разработки с короткими забоями, при подготовительных выработках и др.

Гравитационный энергетический баланс достигается после восстановления полного количества  $W$  энергии, удаленного в ходе ведения горных работ. Процесс восстановления энергетического равновесия состоит из управляемого  $dW_r'$  и стихийного  $dW_s'$  компонентов энергии

$$dW = dW' = dW_r' + dW_s'.$$

Степень плотности заполнения полости при различных способах разная, поэтому мощность  $N_s$  и продолжительность  $t_s$  стихийного восстановления гравитационного энергетического равновесия может колебаться на практике в значительных пределах

$$N_s = \frac{dW_s'}{dt} = \frac{dW - dW_r'}{dt}.$$

Продолжительность  $t_s$  процесса восстановления статического равновесия зависит помимо принятого метода организации горных работ, т.е. мощности стихийного восстановления,



в значительной степени еще от сопротивления  $R$  горных пород восстановлению, т.е. от физико-механических, особенно реологических свойств горного массива.

#### Л и т е р а т у р а

1. Л.Г. Т а л в е. Законы изменения состояния энергетической системы. Труды по горному делу. Сб. IУ, Труды ТПИ, серия А, № 260, Таллин, 1968.

2. Л.Г. Т а л в е. О моделировании поведения горного массива как энергетической системы. Труды по горному делу. Сб. У, Труды ТПИ, серия А, № 287, Таллин, 1970.

3. Р. Ф е й н м а н, Л. Л е й т о н, М. С э н д е. Фейнмановские лекции по физике, том 6. Перевод с англ. яз. Изд. "Мир", М., 1966.



About Transformation of Gravitational Energy  
of Strata

Summary

In the course of making underground excavations the added energy supply causes the imbalance of the primary state of the strata. As a result of this process the transformation of gravitational energy of strata into different forms of energy begins. On account of the supplies the deformation of strata in the influential zone of cavity begins that is accompanied by the transfer of the rock particles in the direction of the centre of anomaly of the strata pressure.

The analysis of the imbalance process of the energy state of the strata in forming a cavity is carried out by means of gravi-dynamic models. It is shown that while forming a cavity it is necessary to add to the system from aside the same amount of energy that the system loses in the form of gravitational energy. The latter is proportional to the volume of the created cavity, to the distance of its previous centre of gravity from the level surface and to the specific gravitational force of upper strata.



УДК 622.834

Л.Г. Талве

### ПОВЕДЕНИЕ ТОЛЩИ ПОКРЫВАЮЩИХ ПОРОД ПРИ УВЕЛИЧЕНИИ ШИРИНЫ ПРОЛЕТА ОБНАЖЕНИЯ

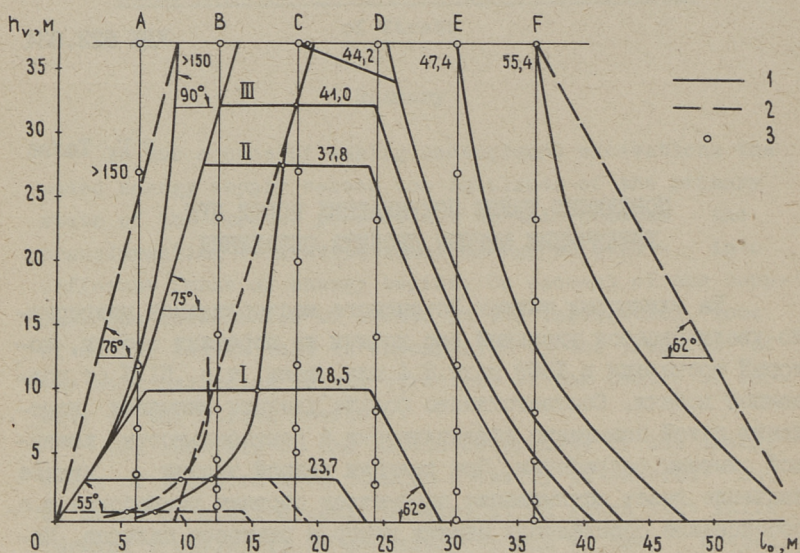
На сланцевых шахтах Эстонского месторождения непрерывно увеличивается удельный вес добычи из коротких забоев, который составлял в 1969 году 6,4 млн. тонн, т.е. 51 % от подземной добычи. Соответственно больше уделяют внимания изысканию путей повышения эффективности и рентабельности камерной системы разработки. При решении данной задачи важное значение имеет оптимизация параметров системы разработки, т.е. обоснование определения ширины камер и размеров целиков. Параметры камерной системы разработки необходимо определять с учетом обеспечения устойчивости как целиков, так и обнажений в течение заданного срока поддержания в конкретных природных условиях.

Исследования устойчивости обнажений шириной до 10 м производились в выработках, пройденных в ходе ведения горных работ по принятой технологической схеме. Для изучения поведения более широких обнажений были выполнены соответствующие экспериментальные работы на шахте № 8, где проводились многолетние наблюдения поведения обнажений при ширине пролетов 15 и 19 м [5]. На той же шахте были выполнены опытные работы для уточнения характера формирования свода обрушения при обнажениях шириной пролета более 20 м.

В подготовительный период вдоль длинной оси лавного поля 105 соорудили 6 станций с глубинными реперами конструкции ВНИИ в количестве 36 штук (фиг. 1). Толща покрывающих пород мощностью 37 м была представлена практически горизонтально залегающими известняками. Управление кровлей осу-



щевляли поддержанием ее на бутовых полосах. Мощность вынимаемого пласта сланца составляла 2,2 м.



Фиг. 1. Динамика свода обрушения при увеличении ширины пролета обнажения со скоростью 1,8 м в сутки:  
1 — расчетный контур, 2 — фактический контур,  
3 — глубинный контур

Первая скважина с глубинными реперами (станция А) располагалась от задней стенки нарезной выработки лавы на расстоянии 6 м. Расстояния между остальными станциями А — F были приняты также по 6 м.

В целях детального исследования характера оседания земной поверхности, подработанной лавами, в ходе данной работы институт "Эстонпроект" установил по конкретной методике ВНИИ в районе лав 105–106 систему поверхностных реперов в количестве более 200 штук. Одна из реперных линий (I–II) была направлена вдоль длинной оси поля, обрабатываемого лавой 105, т.е. по линии расположения станций глубинных реперов. Расстояние между поверхностными реперами было принято 6 м. В пределах станций А — F глубинных реперов располагались поверхностные реперы № 9 — 20.



Лавы I05 переместилась с постоянной скоростью за лавой I06, равной одному циклу (1,6 м) в сутки (шесть циклов в неделю). Наблюдения проводились непрерывно в течение четырех месяцев. За это время горные работы в лаве продвинулись более чем на 150 м. Расположение поверхностных реперов проверяли до начала и после окончания работ институтом "Эстонпроект".

В ходе обработки лавы I05 от 3 января до 5 февраля 1966 года ширина пролета обнажения лавы увеличилась от 17,3 до 61,8 м. Благодаря наличию бутовых полос первые более существенные смещения пород обнаружались при ширине пролета 23,7 м, где в середине обнажения породы непосредственной кровли мощностью более 2,1 м опустились на 50 мм. Это было обнаружено на станции В реперами на высоте 1,0 м и 2,1 м от кровли пласта. На этом месте в течение последующих четырех суток деформация развивалась дополнительно на 30 мм и достигла высоты около 10 м.

I посадка произошла на ширине пролета обнажения 28,5 м до высоты 10 м (фиг. 1). Зона обрушения имела в разрезе форму несимметричной трапеции с площадью сечения около 220 м<sup>2</sup>. В середине обнаженной кровли шириной ~ 17 м обрушившиеся породы опустились от вышележащего массива до 350 мм.

II посадка произошла при пролете 37,8 м (через неделю) до высоты 27 м. Разрез зоны обрушения сохранял форму трапеции с площадью около 650 м<sup>2</sup>. При этом основание зоны увеличилось на 33 %, высота ее увеличилась в 2,7 раза, а ширина обнажения в кровле уменьшилась от 17 до 13 м. Обрушенные породы опустились на высоте 15 м - 165 мм и на высоте 27 м - более 10 мм.

III посадка произошла через двое суток после второй при ширине пролета 41 м высотой 32 м. Она представляла собой дальнейшее развитие второй посадки. Площадь поперечного сечения обрушенной зоны составляла 800 м<sup>2</sup>. Обнажение в кровле сохраняло практически прежнюю ширину, т.е. порядка 12 м. Со стороны забоя на высоте более 10 м породы опустились 127 мм (станция Е).

Через сутки после третьей посадки при ширине пролета 42,6 м зона обрушения достигла земной поверхности. Если при первых посадках угол наклона поверхности обрушенной зоны в



средней части толщи составил порядка  $55-60^\circ$ , то после достижения земной поверхности этот угол несколько увеличился. В дальнейшем он остался практически постоянным, так как скорость перемещения лавы была постоянная.

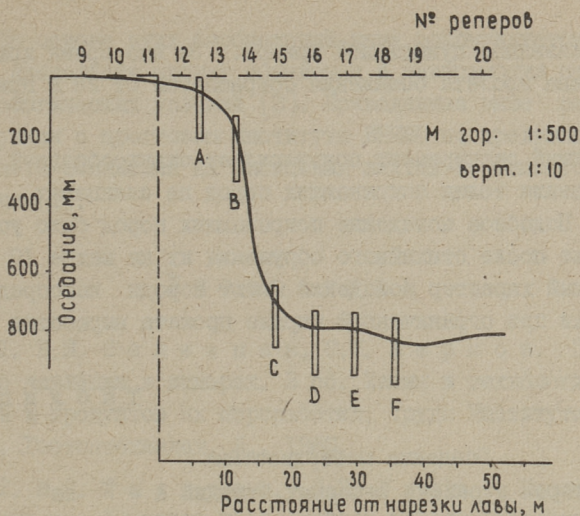
Из-за ограниченного числа реперов нельзя было точно определить конфигурацию зоны обрушения. Обрушение не дошло непосредственно до забоя. Над забоем образовалась консоль переменной длины. Было установлено, что обе боковые поверхности обрушенной зоны были вогнуты в сторону обрушения. В результате этого, начиная со второй посадки, зона обрушения в разрезе напоминала колокол. Аналогичный характер траекторий зоны обрушения при длинных забоях описан в литературе [3].

Со стороны нарезки лавы угол наклона поверхности обрушения имел также тенденцию к постоянному увеличению. Если этот угол составлял при первой посадке около  $55^\circ$ , то при достижении обрушения земной поверхности угол наклона составлял  $75^\circ$ . В течение четырех месяцев поверхность зоны обрушения несколько переместилась в направлении нетронутого массива и в верхней части угол наклона достиг  $90^\circ$ . Средний угол наклона не превышал за 4 месяца  $76^\circ$ .

Данные по оседанию земной поверхности в пределах станций глубинных реперов приведены в таблице и соответствующий характер оседания на фиг. 2.

Анализ замеров смещений был выполнен при различной степени точности отсчетов, соответственно до 10, 100 и более 100 мм. При учете минимальных смещений было установлено, что в начальной стадии зона влияния полости растёт очень интенсивно в вертикальном направлении, превышая многократно мгновенную ширину пролета обнажения. Например, при ширине пролета 18 м на высоте 25-30 м, т.е. в полтора раза больше, можно было установить смещения до 5 мм. Можно предположить, что при более точных методах регистрации поведения массива при постоянной скорости расширения пролета обнажения высота зоны неупругих деформаций превышает мгновенную ширину пролета в 4-5 раз и более. Это обстоятельство имеет важное значение особенно в области карстовых нарушений.





Фиг. 2. Контур земной поверхности после оседания в районе станции глубинных реперов (через 5 месяцев)

На фиг. 1 дополнительно к конфигурациям зон обрушения при трех посадках указаны и ранее определенные конфигурации полостей обрушений при ширине пролетов 10 и 19 м. При исследовании обобщающей функции изменения высоты свода обрушения от ширины пролета обнажения получена кривая, которая показывает, что до ширины пролета около 20 м высота свода растет сравнительно медленно. При пролете более 20 м рост высоты свода обрушения резко прогрессирует и при данной скорости роста ширины пролета (1,6 м в сутки) наступает критическая ширина пролета обнажения, равная  $\sim 28$  м, при которой покрывающие породы теряют устойчивость в значительном объеме. При критической ширине пролета высота свода обрушения увеличивается от 10 до 30 м. В дальнейшем кривая роста свода обрушения протекает под углом  $75^\circ$  — параллельно мгновенному расположению поверхности обрушения со стороны нарезной выработки лавы. При этом сохраняется более-менее постоянная ширина обнажения пород в кровле зоны обрушения, равная 10-12 м до достижения земной поверхности.

Отношение высоты свода обрушения к ширине пролета обнажения изменяется по показательной функции в зависимости от ширины обнажения. С течением времени данная кривая становится все круче и через пять лет занимает примерно поло-



жение, указанное пунктирной кривой. За это время критическая ширина пролета обнажения сокращается от 28 м примерно до 22 м.

Данный эксперимент подтверждает скачкообразный характер обрушения толщи покрывающих пород на сланцевых шахтах Эстонии. Подобное поведение покрывающих пород было установлено также после стихийного обрушения их на шахте IO [4]. Аналогичный характер поведения имеют породы непосредственной кровли при ограниченной ширине пролета выработки (до IO м).

Т а б л и ц а

Оседание поверхностных реперов в районе реперных станций А - F за период с I9/ХП I965 до 06/У I966 гг.

№ репера	Оседание, мм	Расстояние между реперами м
9	8	-
IO	I2	5,05
II	20	4,96
I2	35	5,07
I3	73	5,03
I4	400	5,00
I5	73I	4,99
I6	763	5,06
I7	77I	4,96
I8	795	4,96
I9	8I7	5,89
20	787	IO,II

Учитывая то обстоятельство, что опытные работы велись на глубине около 40 м и вне зоны карстовых нарушений, приведенные результаты можно распространять на соседние наиболее глубокие шахты месторождения, т.е. на шахты 6, 7 и IO, и как ориентирующие для строящей шахты 9. По мере приближения к зоне карстовых нарушений можно предполагать уменьшение критической ширины пролета обнажения и соответственно более интенсивный рост высоты свода обрушения.



На основе этих соображений нами рекомендуется лимитировать предельную ширину обнажения в зависимости от категории геологических условий [2]. Приведенные выше результаты согласуются с прогнозом института ВНИМИ по предельной ширине пролета обнажения на сланцевых шахтах Эстонского месторождения [1].

### Л и т е р а т у р а

1. Н.И. С е л е з н е в, С.Н. Ж а р к о в. Проявления горного давления в камерах. В сб. Химия и технология горючих сланцев и продуктов их переработки, Труды Института сланцев, вып. 9, Гостоптехиздат, Л., 1960.

2. М.С. Г а з и з о в, Л.Г. Т а л в е. Геологогидрогеологические факторы, определяющие условия устойчивости обнажений при креплении штангами. В сб. Добыча и переработка горючих сланцев, Труды Института сланцев, вып. 15, Изд. "Недра", Л., 1966.

3. Ф.П. Г л у ш и н и н. Исследование разрушения пород кровли над очистной выработкой. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, № 5, 1968.

4. Л.Г. Т а л в е. Об управлении потенциальной энергией толщи покрывающих пород при камерной системе разработки. Добыча и переработка горючих сланцев, Труды Института сланцев, вып. 17, Изд. "Недра", Л., 1968.

5. Л.Г. Т а л в е, В. Р о х т л а. Об устойчивости обнажений и целиков при камерной системе разработки. В сб. Добыча и переработка горючих сланцев, Труды Института сланцев, вып. 18, Изд. "Недра", Л., 1969.



Behaviour of Upper Strata While Increasing  
the Width of the Exposed Opening

Summary

Special experimental tests have been carried out in the mine no. 8 of the trust "Estonian Oil Shale". Along the long axis of the field of the continuous oil shale face six vertical earth bores have been drilled for installing subsoil data marks. The thickness of the upper strata comprises 37 metres. The continuous face has moved with the speed of cycle (1.6m) a day.

The first breakdown took place at the width of 28.5 metres of the expressed opening to the height of 10 metres. The second breakdown - at the width of 37.8 m to the height of 27 m. At the width of 42,6 m of the exposed opening the height of breakdown reached the level surface. The paper presents some data concerning the behaviour of the level surface during four months.



УДК 622.233

Э.А. Лютре

### РОЛЬ ТЕОРИИ И ЭКСПЕРИМЕНТА ПРИ ИЗУЧЕНИИ РЕЖИМОВ ВРАЩАТЕЛЬНОГО БУРЕНИЯ

При изучении режимов бурения в настоящее время применяются аналитические и экспериментальные методы. Оба вида методов имеют ряд преимуществ, а также недостатков.

Надо признаться, что несмотря на усилие многих исследователей [1, 2, 3 и др.] до сих пор не существует формул, полученных результатом аналитических исследований, по которым с достаточной точностью удалось бы вычислить важнейшие показатели режима вращательного бурения — скорость бурения, мощность на валу двигателя бурового станка, требуемое осевое усилие при принудительной подаче и т.д. Нетрудно убедиться, что такие формулы в принципе и не могут существовать.

По мнению В.С. Владиславлева [1], на процесс бурения влияет больше двадцати разных факторов. Среди них такие показатели физико-механических свойств горных пород, как прочность на одноосное сжатие, прочность сдвига, контактная прочность, модуль упругости, коэффициент внутреннего трения и т.д., при определении которых относительная ошибка не меньше  $\pm 10\%$ . Кроме того, влияют такие показатели, как трещиноватость, неоднородность и т.д., для оценки которых в данное время вообще нет удовлетворительных методов.

В случае, если все эти двадцать численных величин являются сомножителями в вычислительной формуле, относительная ошибка конечного результата будет порядка  $\pm 50\%$ . Такая точность явно неудовлетворительная, и применение таких формул при вычислении недопустимо.



Поэтому при изучении режимов вращательного бурения многие исследователи признают только результаты экспериментальных исследований. К сожалению, результаты таких исследований применимы только в конкретных условиях. Бывает даже, что результаты, полученные на стенде, не соответствуют результатам, полученным в промышленных условиях. Поэтому самые надежные результаты получаются при натуральных испытаниях.

Для того, чтобы выяснить, каким образом скорость бурения зависит от осевого усилия, от скорости вращения шпинделя бурового станка и от диаметра бурового инструмента, в промышленных условиях необходимо пробурить несколько тысяч метров скважины. При этом нужно специально изготовить несколько десятков буровых коронок и штанг разного диаметра, переоборудовать буровой станок, чтобы в широких пределах изменить осевое усилие и скорость вращения шпинделя и подключить измерительную аппаратуру. Такая работа требует больших материальных затрат, много энергии и времени от исследователей.

Часто по разным техническим и организационным причинам проведение таких исследований не удается в полном объеме. В таком случае ценность полученных результатов уменьшается и нельзя получать четких эмпирических зависимостей.

Таким образом, окажется, что формулы, полученные аналитическими методами, могут достаточно хорошо характеризовать качественную сторону процесса бурения, но непригодны для вычислений. Экспериментальные исследования, хотя и дают хорошие результаты, трудоемки, и широкое обобщение результатов исследования редко удается.

Очевидно, что при исследовании режимов вращательного бурения целесообразно объединить аналитические и экспериментальные методы.

В работе [3] нами была аналитическим путем выведена формула для определения скорости вращательного бурения в зависимости от физико-механических свойств пород, от параметров бурового инструмента, от числа оборотов шпинделя и от осевого усилия. Формула сложная и имеет указанный ранее недостаток: результаты, полученные при вычислении по этой формуле, не имеют достаточной точности.



После тщательного анализа отмеченной выше формулы нам удалось ее упростить.

В итоге получается формула, которая по нашему мнению в любых условиях определяет скорость вращательного бурения инструментом

$$v = \frac{(Q - q_0 D) \omega}{k_1 \omega^\tau D^\tau + k_2 D}, \quad (I)$$

где  $Q$  - осевое усилие;

$D$  - диаметр бурового инструмента;

$\omega$  - угловая скорость вращения бурового инструмента;

$q_0, \tau, k_1, k_2$  - постоянные, которые учитывают физико-механические свойства пробуриваемых пород и геометрию бурового инструмента.

Эта формула является основой экспериментальных исследований. Постоянные  $q_0, \tau, k_1, k_2$  определяются по данным промышленных экспериментов, проведенных в конкретных горнотехнических условиях. При этом объем эксперимента будет минимальным. В принципе достаточно, например, вести экспериментальное бурение при двух разных осевых усилиях и двух скоростях вращения шпинделя, т.е. получить скорость бурения при четырех разных режимах. Подставляя численные данные по очереди в формулу (I), получим систему из четырех уравнений, по которой определяются  $q_0, \tau, k_1, k_2$ .

На практике целесообразно провести испытания в несколько большем объеме: при  $n > 4$  режимах. При этом получается  $n$  уравнений с четырьмя неизвестными, откуда по методу наименьших квадратов определяются вероятнейшие значения постоянных  $q_0, \tau, k_1, k_2$ . С увеличением количества режимов  $n$  при эксперименте увеличивается надежность определения  $q_0, \tau, k_1, k_2$ .

В итоге проведенных работ получили зависимость  $v = \varphi(Q, D, \omega)$ . Чтобы такую зависимость получить чисто экспериментально, варьируя каждый из трех факторов, требуемое количество режимов  $n$  при эксперименте должно быть несколько десятков.

Предлагаемая в настоящей работе формула (I) является одним из возможных качественных представлений процесса вращательного бурения. Возможно, что другие исследователи предлагают другие зависимости. Главное в том, что имея пе-



ред экспериментированием представление о качественном исходе процесса бурения в виде формулы, намного уменьшается объем требуемого эксперимента.

Применение при исследовании процесса бурения только или аналитических, или экспериментальных методов нецелесообразно, поскольку от этого либо страдает точность, либо объем эксперимента слишком большой. Надо объединять оба метода, но ведущую роль должны играть аналитические исследования. Последние, как правило, более экономичны и раскрывают в то же время глубже сущность процесса бурения.

### Л и т е р а т у р а

1. В.С. Владиславлев. Разрушение горных пород при бурении скважин. Гостоптехиздат, М., 1958.
2. И.А. Обтроушко. Забойные процессы и инструменты при бурении горных пород. Госгортехиздат, М., 1962.
3. Э.А. Люкстре. Определение скорости вращательного бурения. Сб. Бурение шпуров и скважин. Илим, Фрунзе, 1968.
4. О.Д. Алимов, Д.Т. Дворников. Режимы вращательного бурения шпуров. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, № 3, 1965.

E.Lüütre

#### Analytical and Experimental Methods by Studying the Conditions of the Rotary Drilling

#### Summary.

The paper gives the critical opinion to the analytical and experimental methods by studying the conditions of the rotary drilling.

The analytical experimental method presented by the author enables to find rational rotary drilling method spending relatively little time for experiment.



УДК 553.983

Г.В. Озеров

МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ ЗАРУБЕЖНЫХ СТРАН  
(АВСТРАЛИЯ и ОКЕАНИЯ)

Месторождения горючих сланцев найдены в нескольких районах Австралийского Союза и Новой Зеландии.

А. Горючие сланцы Австралийского Союза

Месторождения горючих сланцев известны здесь в штатах Западная Австралия, Квинсленд, Новый Южный Уэльс и Тасмания (см. таблицу I и фигуру I). Все они, за исключением одного (месторождение третичного возраста в западной части материка - Кулгарди, штат Западная Австралия), приурочены к геосинклинальной области и относятся по возрасту к кембрию, перми, юре и третичному. Наиболее изученными являются месторождения, приуроченные к пермским отложениям Сиднейского бассейна штата Новый Южный Уэльс, Тасманского острова и месторождение третичного возраста Нарроу в штате Квинсленд. Подробное описание этих месторождений следует ниже



## Месторождения горючих сланцев в Австралийском Союзе

Геологический возраст	Наименование района месторождения	Общая характеристика	Характеристика горючего сланца	Количество запасов	Примечания
I	2	3	4	5	6
Кембрийский	штат Квинсленд Катувил	Пласт горючего сланца маломощный и залегает на незначительной глубине	Известковистый сланец Других данных нет	Не определено	[1] [3] [5]
Пермский	штат Квинсленд а) Алфа	Пласт горючего сланца покрывает кровлей толщиной до 24 м. Толщина пласта в среднем 90 см залегает в виде линзы. Пласт перемежается с угольными пластами	Цвет: темно-серый с зеленоватым оттенком Выход смолы: 36-38 % Местное название: торбанит	Более 2 млн. т	[3] [4]
	б) Кернэвон Крик (к югу от Спрингшур)	Пласт горючего сланца покрывает кровлей незначительной толщиной. Толщина пласта в среднем 70 см залегает в виде линзы. Подстилает горючие сланцы пласт низкокачественного угля	Цвет: черный Выход смолы: в среднем 12,1 % Местное название: торбанит	Незначительные	[6]



1	2	3	4	5	6
	штаг Новый Южный Уэльс а) Глин Дэвис	Горючие сланцы залегают в угольном пласте. Мощность пласта колеблется от 23 см до 1,4 м	Цвет: черный Выход смолы: 20-40 % Местное название: торбанит	Остаточное количество запасов около 2 млн. т. Не определено	[1] [5]
	б) Кулзве	Залегают сланцы аналогично Глин Дэвис	Цвет: черный Выход смолы: до 90,5 % Местное название: торбанит	Не определено	[1] [5]
	в) Баирамай	Горючие сланцы залегают в угольном пласте и перемежаются с ним. Толщина пласта местами до 30 см	Цвет: черный Выход смолы: 23-36 % Из лучших образцов до 52,3 % Местное название: торбанит	Не определено	[1] [5]
	г) Литгоу	Горючие сланцы залегают в угольном пласте и перемежаются с ним	Цвет: черный Выход смолы: до 60,3 % Из лучших образцов до 95,3 % Местное название: торбанит	Остаточное количество запасов не определено	[1] [5]

Кроме перечисленных еще известны месторождения в районах Грита, Тлмай, Улан, Райлстон, Котумби, Баррогаранг и Американ Крик



1	2	3	4	5	6
	штат Тасмания а) овраг реки Мерси	Пласт горючего сланца доступен для открытых горных разработок Толщина пласта 1,5 м	Цвет: зеленовато-серый Выход смолы: 10-13 % Местное название: тасманит	По неполным разведочным данным даным около 25 млн. т	[5]
Кроский	штат Квинсленд а) Окей	Кроме того, еще известны месторождения в районах Карула, Нук, Приколине, Гора Шилайон и Барн Блафф.	Выход смолы: в среднем 8%, в лучших образцах доходит до 16%	Количество западных установлено	[1] [3] [5]
Третичный	штат Западная Австралия а) Кулгарди	Толщина пласта меньше метра и перемежается с угольными	Выход смолы: около 10%	Количество западных установлено	[5]

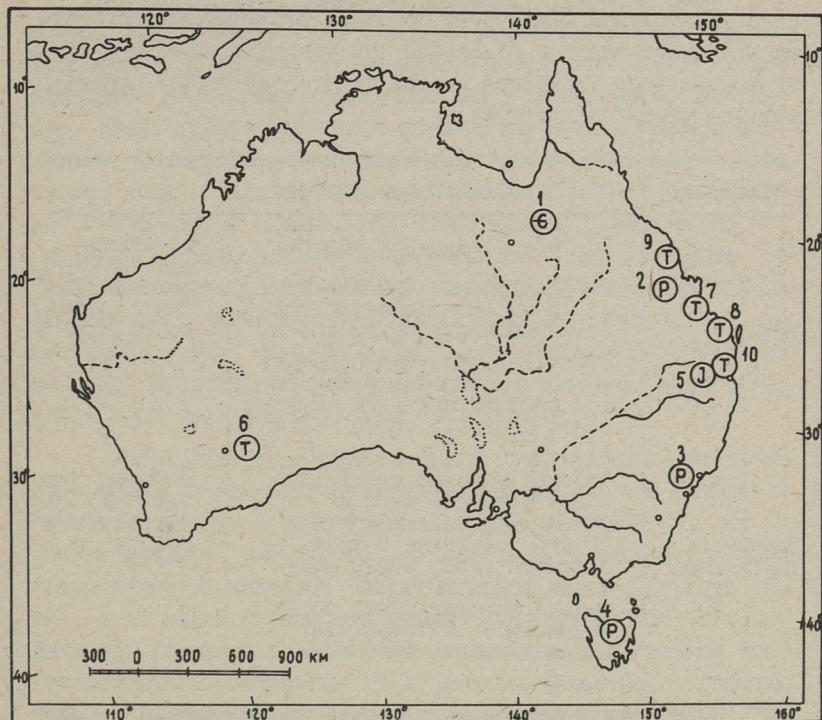


1	2	3	4	5	6
	<p>штат Квинсленд а) Дьюринга</p>	<p>Пласт горючего сланца покрыт кровлей толщи- ной в 60 м Пласт горючего сланца маломощный</p>	<p>Выход смолы: 8,5 -- - 12,5 %</p>	<p>Количество во запа- сов не установ- лено</p>	<p>[1] [3] [5]</p>
	<p>б) Лоумил (около Бандабург)</p>	<p>Пласты горючих слан- цев доступны для от- крытых горных раз- работок. В пласте до 50 слоев горючего сланца, которые пере- меживаются со слоями глинистого песчаника</p>	<p>Выход смолы: в среднем 5,6 %</p>	<p>Количество во запа- сов не определе- но</p>	<p>[1] [3] [5]</p>
	<p>в) Нэйджуран (около Гладстона)</p>	<p>Месторождение анало- гично Лоумил</p>	<p>Выход смолы: в среднем 5,6 %</p>	<p>Количество во запа- сов не опреде- лено</p>	<p>[1] [3] [5]</p>
	<p>г) Нэйрсу</p>	<p>Толщина кровли над горючим сланцем до 20 м Толщина пластов го- рючих сланцев в среднем 27 м</p>	<p>Цвет: зеленоваго- коричневый до корич- невого Выход смолы: в среднем 6,0 %</p>	<p>Количество во запа- сов 650 млн. т</p>	<p>[2]</p>



1	2	3	4	5	6
	<p>д) Пливе (около Маккай)</p>	<p>Пласты горячего сланца частично доступны для открытой горной разра-ботки. Толщина пласта горячих сланцев до 46 м</p>	<p>Цвет: зеленоваго-коричневый до корич-невого Выход смолы: 6,8 - - 9,3 %</p>	<p>Количест-во запа-сов не опреде-лено</p>	<p>[7]</p>
	<p>е) Брисбен</p>	<p>Пласты горячих сланцев мало мощные. В лучших случаях достигают тол-щины в 90 см</p>	<p>Выход смолы: около 9 % в лучших образцах до 14 %</p>	<p>Количест-во запа-сов не опреде-лено</p>	<p>[1] [3] [5]</p>





Фиг. 1. Месторождения горючих сланцев Австралийского Союза:

Условные знаки:

Ⓔ - кембрийский возраст, ⒫ - пермский возраст,  
Ⓙ - юрский возраст, Ⓣ - третичный возраст.

1 - Катувил, 2 - Алфа, 3 - Сиднейский бассейн, 4 - Мерси,  
5 - Окей, 6 - Кулгарди, 7 - Дьюаринга, Нэрроу,  
8 - Лоумил, 9 - Пливнэ, 10 - Брисбен.

### Месторождения горючих сланцев в Сиднейском бассейне осадочных пород

Общие сведения. Сиднейский бассейн осадочных пород расположен у восточного побережья в штате Новый Южный Уэльс в районе городов Ньюкасл, Сидней и Вуллонгонг. Бассейн имеет форму котловины, вытянутой в общем меридиальном направлении.



В строении осадочного бассейна геосинклинального типа принимают участие отложения триасового, пермского и каменноугольного возраста. Общий стратиграфический разрез этих отложений следующий:

Триас	Сланцы и песчаники	
Пермь	Верхняя угленосная толща: Свита Ньюкасл. Она содержит от 15 до 18 м рабочего угля Общая мощность свиты 460 м Свита Томэджо. Она содержит несколько пластов угля. Общая рабочая мощность 6 м Общая мощность свиты 910 м	Континентальные отложения. Общая мощность 1370 м
Пермо-карбоновые	Верхние морские отложения Общая мощность 1950 м Нижняя угленосная толща (Грита) содержит 6-12 м рабочего угля. Общая мощность толщи 90 м Нижние морские слои, следы ледниковой деятельности Общая мощность 1800 м	Морские отложения. Общая мощность 3840 м

Сланцевые месторождения в виде изолированных линз приурочены к нижней угленосной толще Грита и преимущественно к верхней угленосной толще свиты Ньюкасл. В районах выхода пермских отложений известно более 30 месторождений горючих сланцев (см. фиг. 2).

Впервые эти сланцы были обнаружены в начале XIX века, и уже в шестидесятых годах была налажена их добыча и переработка. Сланцеперерабатывающие заводы возникли в районе Америкэн Крик (1865), Нивнис (1922) и Глин Дэвис (1940). По мере истощения запасов заводы прекращали свою деятельность, последним из них был завод в Глин Дэвис, закрывшийся в 1952 году. В штате Новый Южный Уэльс всего было добыто горючих сланцев 3365 тысяч тонн.

Тектоника. Сиднейский бассейн осадочных пород на севере ограничен антиклинальным поднятием. В южной части его пермские угленосные отложения нарушены интрузиями изверженных пород.



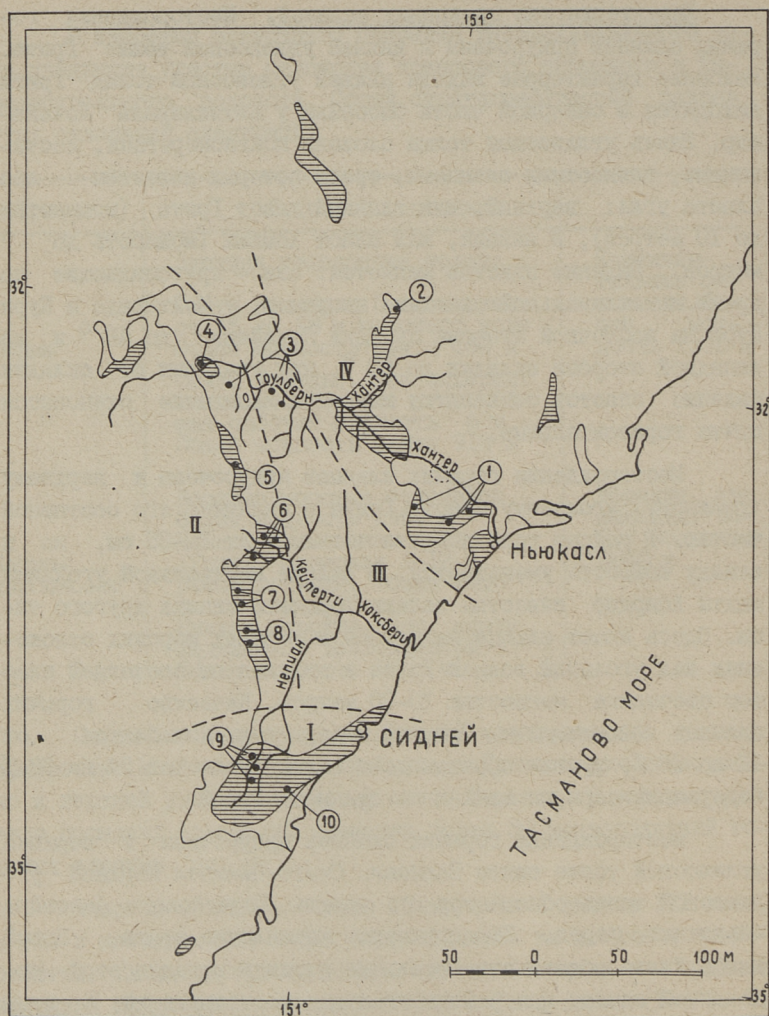
Характеристика сланцевых залежей. Месторождения горячих сланцев приурочены к нижней угленосной толще Грита. Наиболее характерные выходы нижней угленосной толщи Грита находятся в северной части бассейна у антиклинала Лочайнвэр. Здесь угленосная толща сложена конгломератами, песчаниками, глинистыми сланцами, среди которых известны два пласта угля: верхний, или главный пласт Грита (мощностью до 10 метров), и нижний, или пласт Хомвил (мощность до 7 метров). Падение пластов меняется: они — крутопадающие по краям антиклинальной складки, например, у Мейтланда и Кури-Кури на восточной стороне складки Лочайнвэр до  $48^{\circ}$  и на западной стороне складки до  $90^{\circ}$ , при удалении от складки падение пластов становится положе и залегание становится почти горизонтальным.

Месторождения горячих сланцев приурочены к верхнему (главному) угольному пласту Грита и являются его составной частью. В районе города Грита мощность их 10–35 см, но к западу мощность уменьшается. В районе центральной угольной шахты Абирдэр известны залежи горячего сланца другого типа. Здесь пласт сланца находится в верхних морских отложениях над угольной толщей Грита и отделен от последней пластом песчаника мощностью 10–20 метров. Качество горячих сланцев непостоянное. Средний выход смолы колеблется от 11 до 18 %; лучшие образцы дают выход смолы от 54 до 67 %. Содержание серы на сланец в среднем 1,2 %.

Месторождения горячих сланцев приурочены к верхней угленосной толще свиты Ньюкасл. Свита Ньюкасл верхней угленосной толщи обнажается по краям Сиднейского бассейна осадочных пород. Геологическое управление штата Новый Южный Уэльс обозначает отдельные площади выходов этой угленосной свиты как районы угольных месторождений. К этим же районам приурочены и месторождения горячих сланцев (см. фиг. 2).

Свита Ньюкасл сложена конгломератами, песчаниками и глинистыми сланцами с приуроченными к ним пластами угля и горячего сланца. Распространение некоторых пластов свиты постоянное. Залегание практически горизонтальное. В северной части бассейна имеются тектонические нарушения, связанные с интрузиями изверженных пород. Число пластов угля в свите, а также их мощность, меняются от района к району.





Фиг. 2. Схематическая карта главных угольных и сланцевых районов Сиднейского бассейна:

Угольные районы:

- I - Центральный и южный угольный районы.
- II - Западный угольный район.
- III - Главный угольный район.
- IV - Северный угольный район.

• Месторождения горючих сланцев:

- 1 - Грита, 2 - Тимай, 3 - Баирамай, 4 - Улан, 5 - Райлстон, 6 - Кейперти, 7 - Литгоу, 8 - Кэтумби, 9 - Баррогаранг, 10 - Америкэн Крик.

☉ выходы угольных толщ, --- - выход пермских отложений



Горючие сланцы, залегающие в виде линз, приурочены к угольным пластам и являются их составной частью. Мощность и протяженность таких линзообразных месторождений не одинакова. Так, линза горючего сланца месторождения Глин Дэвис (64 км к северу от Катумбы, см. фиг. 3 и 4) имеет мощность в районе долины реки Кэйперти от 23 см до 1,4 м, а в районе долины реки Волджен у Нивнис от 30 до 63,5 см. Линзообразные залежи горючего сланца имеют протяжение в 10 км при ширине до 2 км.

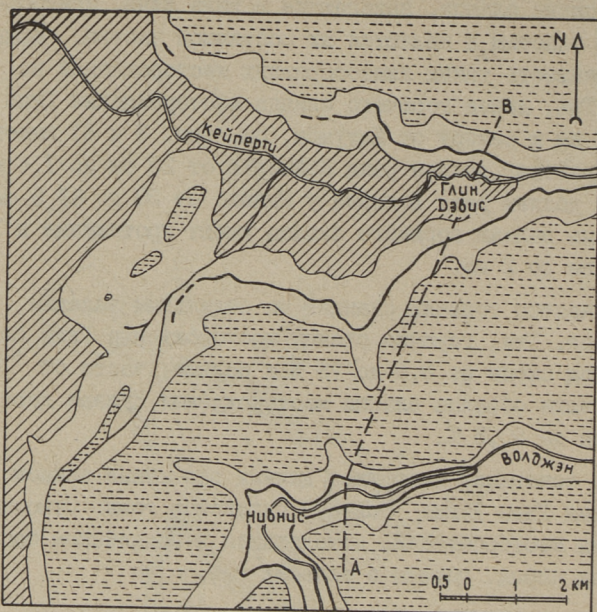
Качество горючих сланцев по отдельным залежам не одинаковое. Так, горючие сланцы месторождения Глин Дэвис дают выход смолы от 8,5 до 75 % и больше, часто от 20 до 40 %. Лучшие образцы сланца месторождения Кулэве дают выход смолы до 90,5 %.

На основании имеющихся данных вероятные запасы месторождения Глин Дэвис более 2 миллионов тонн. Относительно других месторождений, находящихся в Сиднейском бассейне осадочных пород, данных о запасах нет.




Геолого-промышленная оценка месторождений. Месторождения горючих сланцев в Сиднейском бассейне осадочных пород, с точки зрения их высокого качества и ассоциации с угольными пластами, представляют практический интерес. Отрицательным фактором для использования этих сланцевых ресурсов являются небольшие размеры залежей и их разобченность. Так, наибольшие линзообразные залежи горючих сланцев часто удалены на 10-100 км друг от друга, что позволяет вести их разработку только отдельными разобченными шахтами небольшой мощности. Организовать крупную сланцеперерабатывающую промышленность в таких условиях трудно. Но там, где ведется добыча угля и запасы горючих сланцев, исчисляющие несколько миллионов тонн, приурочены к угольной залежи, экономическая целесообразность использования горючих сланцев повышается.

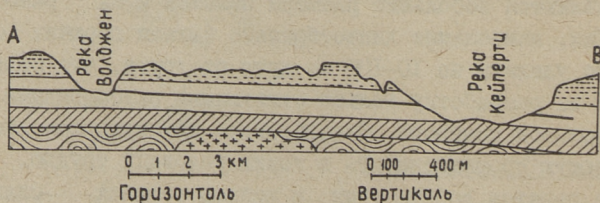
Перспектива. Ввиду того, что верхняя угленосная толща пермского возраста мало изучена, мы не имеем достаточно данных для оценки запасов горючих сланцев. Однако можно сделать прогноз о нахождении новых месторождений горючих сланцев. Также имеется возможность увеличения запасов горючих сланцев за счет нижней угленосной толщи Грита.










Фиг. 3. Схематическая карта месторождения горючих сланцев Глин Дэвис - Нивнис:

-  Верхние морские отложения пермского возраста,
-  Верхняя угленосная толща с горючими сланцами,
-  Триасовые осадочные породы.



Фиг. 4. Геологический разрез по линии А - В:

-  Верхне-девонские отложения,
-  Гранит,
-  Верхне-морские отложения пермского возраста,
-  Верхняя угленосная толща с горючими сланцами,
-  Триасовые осадочные породы.



## Горючие сланцы острова Тасмании

Общие сведения. Горючие сланцы Тасмании распространены в северной части острова, южнее Бассова пролива, в районе города Приолинаэ и реки Мерси (от города Латроб до горы Барн-Блафф, см. фигура 5). Наиболее изученными из них являются месторождения в районе реки Мерси.



Фиг. 5. Схематическая карта сланцевых месторождений острова Тасмании:  
• - выходы горючих сланцев.

Эти горючие сланцы известны под названием "Тасманитч". Впервые они упомянуты в литературе в 1864 году. С 1910 по 1934 год в районе гор. Латроб производилась их добыча и переработка. Всего за это время добыто 42 тыс. тонн сланца [1].

Горючие сланцы района реки Мерси приурочены к морским пермо-карбоновым осадочным породам. Они залегают между нижними и верхними морскими отложениями, на том же стратиграфическом уровне нижней угленосной толщи территории Сиднейского осадочного бассейна. В районе реки Мерси ассоциации горючих сланцев с угольным пластом не наблюдается, но она появляется в районе города Приолинаэ.

Горючие сланцы залегают почти горизонтально, местами они пронизаны интрузиями изверженных пород.

Сланцевосность. Мощность пласта сланца лишь местами доходит до 1,8 метра, но обычно не превышает 1,5 метра. Пласт



сланца разделен прослойкой аргиллита мощностью от 15 до 60 см на два равных по мощности слоя. В районе реки Мерси пласт горючих сланцев залегает в виде полосы, ширина которой 11 км и длина до 80 км.

О качестве горючих сланцев можно судить по среднему выходу смолы - 10-13 %. Лучшие образцы дают выход смолы до 30 %. Смола сернистая (в среднем 4,9 % серы).

Пласт горючих сланцев местами залегает неглубоко и доступен для открытой добычи.

Прогнозные запасы горючих сланцев месторождения района реки Мерси более 25 миллионов тонн. Данных о площадном распространении других месторождений горючих сланцев нет.

Геолого-промышленная оценка месторождения. Совместное залегание угольных и сланцевых пластов в районах, где нет условий для строительства крупных гидроэлектростанций, выгодно для их использования в качестве энергетического топлива.

Перспектива. Месторождение горючих сланцев плохо разведано, за исключением участка между городами Лятроб и Кимберлей, где происходила их промышленная добыча. Тот факт, что горючие сланцы образовались в морских условиях, говорит о возможном первоначальном существовании здесь крупного месторождения горючих сланцев, которое было разрушено позднейшими геологическими явлениями, в частности размывами, вследствие чего сохранились отдельные его участки во всех частях острова. Более детальная геологическая разведка безусловно приведет к открытию новых месторождений и увеличению запасов горючих сланцев на этом острове.

### Горючие сланцы третичного возраста месторождения

#### Нэрроу штата Квинсленд

Общие сведения. Месторождение находится в прибрежной полосе в районе пролива Нэрроу (пролив отделяет остров Кертис от материка). Месторождение прослеживается от залива Кипель вдоль побережья к юго-востоку на протяжении 25 км полосой шириной в 2,5 км. Месторождение уходит под уровень воды пролива Нэрроу.

Горючие сланцы обнаружены в начале XX в. В 1913 году была проведена предварительная геологическая разведка.



С 1941 по 1943 год проводилась более детальная геологическая разведка. Всего за это время было пробурено 15 скважин (1418 метров) [2].

Горючие сланцы приурочены к третичным (предположительно неогеновым) осадочным породам, сланценакопление произошло в условиях прибрежного озера. Сланценосная толща сложена глинистыми сланцами, горючими сланцами и глинистыми песчаниками. Общая мощность толщи более 75 метров. Залегание горизонтальное. Цвет выветрелых пород толщи в общем светло-желтый, на глубине преобладают коричневые и зеленые тона. В толще содержится до 20 пластов горючих сланцев зеленоватого и коричневого цветов. Горючие сланцы зеленоватого цвета по качеству хуже сланца коричневого цвета.

Параллелизация пластов не проведена. Общая мощность пластов горючих сланцев в среднем 27 метров, из них примерно 50 % относятся к более качественным горючим сланцам.

Разновидность горючих сланцев зеленоватого цвета дает выход смолы в среднем 2,3 %, а коричневого 4,5-9,0 %. Лучшие образцы сланца дают выход смолы до 15,5 %. Смола содержит в среднем 2,4 % серы.

Анализ золы сланца следующий (в %):  $SiO_2$  - 60,2;  $Al_2O_3$  - 19,5;  $Fe_2O_3$  - 9,0;  $MnO$  - 0,2;  $CaO$  - 2,0;  $MgO$  - 2,0;  $Nd_2O$  и  $K_2O$  (по разности) - 1,7; п.п.п. - 5,4. Содержание  $P_2O_5$  в горючих сланцах 0,16-0,35 % [2].

На основании данных предварительной разведки (на площади 31 км<sup>2</sup>) запасы горючих сланцев с выходом смолы более 6,5 % равны 620 млн. тонн.

Геолого-промышленная оценка месторождения. Обращает на себя внимание значительная суммарная мощность сланцевых пластов (до 27 метров), которые в северной части месторождения сближены, а также то, что пласты сланцев перекрываются здесь аллювиальными отложениями мощностью до 20 м, легко поддающимися удалению при открытой разработке месторождения. Отрицательным фактором является сравнительно низкий выход смолы (менее 10 %).

Перспектива. Геологические границы осадочного бассейна не установлены, в связи с чем не представляется возможным дать более достоверные прогнозы запасов. При дальнейших геологических разведках площадь сланценакопления может оказаться гораздо больше, что приведет к переоценке прогнозных запасов горючих сланцев.



## Б. Горючие сланцы Новой Зеландии

Месторождения горючих сланцев известны на Южном и Северном островах (см. таблицу 2 и фиг. 6). Наиболее изученными являются месторождения в районе Орепуки и Нивис Южного острова. Подробное описание этих месторождений следует ниже.

### Месторождение Орепуки

**Общие сведения.** Месторождение горючих сланцев находится к северо-востоку от города Орепуки, расположенного в провинции Саутленд на берегу залива Те-Ваэваэ [II].

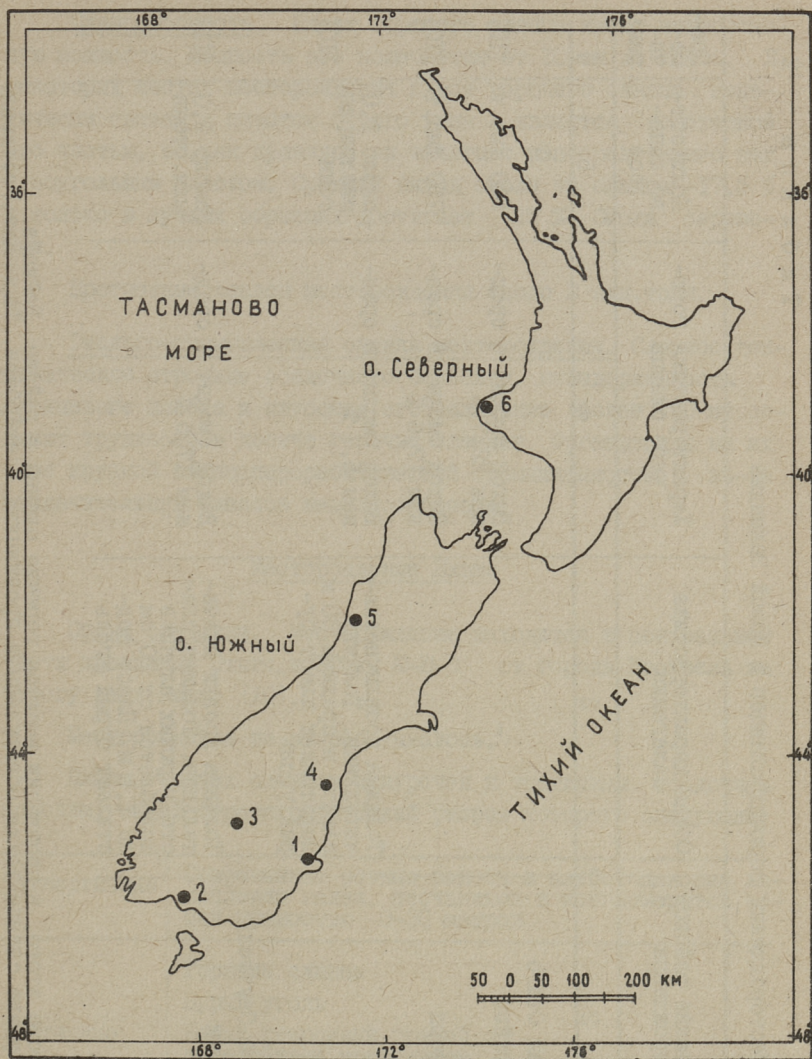
Добыча горючих сланцев была начата здесь в конце XIX в. В 1900 году был построен сланцеперерабатывающий завод. В 1910 году шахта и завод прекратили свое существование.

Сланценосная толща приурочена к третичным осадочным породам серии Ваймеамае. Общий стратиграфический разрез этой серии следующий:

неогеновая (?)	Серия Орепуки	
	Коричневые песчаники с прослойками зеленых песков	150 м
	Аргиллиты и конгломераты	1,2 м
Серия Ваймеамае (олигоценая)	Ярко-синие илестые отложения с растительными остатками	30 м
	Илестые отложения с тонкими прослойками угля	6 м
	Бурый уголь и горючие сланцы	6-7 м
	Песчаник	1,2 м
Магматические породы		

Предполагают, что возраст коричневых песчаников Верхнеолигоценовый. Осадочные породы Ваймеамаеаской серии подвергались смятию в складки, тектоническим нарушениям в виде сбросов и эрозии. На ней с несогласованием залегает Орепукская серия осадочных пород.





Фиг. 6. Месторождения горючих сланцев Новой Зеландии:  
 1 - Кембрайен, 2 - Орепуки, 3 - Нивис, 4 - До-  
 лина Вайхао, 5 - Смок-Хо Крик, 6 - Панджаре.



## Месторождения горючих сланцев в Новой Зеландии

Геологический возраст	Наименование районов месторождения	Общая характеристика залегающих	Характеристика горючего сланца	Количество запасов	Примечания
I	2	3	4	5	6
Третичный	Провинция Отаго	-	Выход смолы: в среднем 22,7 %	500 тыс. т	[10]
	а) Кэмбрайэн	-	Выход смолы: в среднем 17,6 %	750 тыс. т	[10]
	б) Фрелфорд	Толщина кровли незначительная. Толщина пласта в среднем 30 м. Подстиляет пласт бурый уголь	Выход смолы: в среднем 5,7 %	около 2,0 миллиарда тонн	[10]
	в) Нивис	Толщина кровли значительная. Толщина пласта горючих сланцев колеблется от 20 см до 1,5 м. Пласт подстиляет бурый уголь	Выход смолы: в среднем 17,5 %	около 2,0 млн. тонн	[11]
	Провинция Саутленд				
	а) Орепуки				

Кроме этого, в провинции имеются горючие сланцы в районе Вайкайа. Горючие сланцы также обнаружены в провинциях Кентерберри, Гарамаки, Уэстленд.



Сланценоность. Пласт горючего сланца имеет непостоянную мощность. Мощность его колеблется от 20 см до 1,4 м. В некоторых местах месторождения пласт горючего сланца генетически связан с пластом бурого угля и является составной его частью, но, как правило, он залегает непосредственно над буроугольным пластом. Средний выход смолы из сланца — 17,5 % и только в лучших образцах достигает 25 %. Смола сернистая.

Прогнозные запасы месторождения около 2 млн. тонн.

Геолого-промышленная оценка месторождения. Сложное тектоническое строение осадочного бассейна, невыверженность сланцевого пласта и глубокое его залегание (более 100 м) создают трудности в добыче горючих сланцев. Организация на их базе крупной сланцеперерабатывающей промышленности из-за незначительных запасов нецелесообразна.

#### Месторождение Нивис

Общие сведения. Месторождение находится в центральной части провинции Отаго, в 30 км Ю-Ю-З от города Кромвель на берегу реки Нивис [10].

Месторождение не разрабатывалось.

Пласт горючих сланцев приурочен к третичным осадочным породам, общий стратиграфический разрез которого следующий:

Четвертичные	Современные речные наносы и плейстоценовые накопления галек, песчаников и конгломератов общей мощностью 0-30 метров
Третичные	Горючие сланцы Бурый уголь Белый кварцевый гравий с прослойками аргиллитов Белый кварцевый песок Бурый уголь Кварцевый песок и конгломераты Мелкозернистый кварцевый песок
Палеозойские	Метаморфические сланцы



Третичные породы смяты в складки и нарушены сбросами.

Горючие сланцы слагают толщу мощностью до 30 метров.

Выход смолы из сланца в среднем 6 %.

Прогнозные запасы горючих сланцев около 2 млрд. тонн.

Геолого-промышленная оценка месторождения. Горючие сланцы залегают местами непосредственно около дневной поверхности и местами покрыты незначительной толщей аллювиальных отложений. Значительная мощность сланцевой толщи и запасы горючих сланцев в 2 млрд. тонн создают благоприятные условия для открытой их добычи. На базе этого месторождения возможна организация крупной сланцеперерабатывающей промышленности.

#### Л и т е р а т у р а

1. Australian Mineral Industry. The Mineral Deposits Oil Shale. Commonwealth of Australia, Department of National Development, Bureau of Mineral Resources. Geology and Geophysics. Bulletin No. 72, 1965.
2. B. E. B a l l. Oil Shales of the Narrows, Central Queensland. Queensland Government Mining Journal, June, 1946.
3. L. C. B a l l. Oil Shales in Queensland. Queensland Government Mining Journal, March, 1945.
4. T. H. C o n n a h. Torbanite Deposit - Alpha, Central Queensland. Geological Survey of Queensland Report No. 3, 1964.
5. T. W. E. D a v i d. The Geology of the Commonwealth of Australia. In three volumes. Edward Arnold and Co, London, 1950.
6. A. K. D e n m e a d. Carnarvon Oil Shale. Queensland Government Mining Journal, October, 1943.
7. J. H. R e i d. The Tertiary Oil Shales of Plevna-Eungella District. Queensland Government Mining Journal, 15 January, 1942.
8. M. A. R e y n o l d s. The Sedimentary Basins of Australia and the Stratigraphic Occurrence of Hydrocarbons.



Third Symposium on the Development of Petroleum Resources of Asia and the Far East, 10-20 Nov. 1965. Tokyo, Japan, pp. 88-89.

9. H.N. S m i t h, J.W. S m i t h and W.C. K o m m e s. Petrographic Examination and Chemical Analyses for Several Foreign Oil Shales. United States Department of the Interior, Bureau of Mines. Report of Investigations 5504, 1959.

10. R.W. W i l l e t t. The Nevis Oil Shale Deposit, Nevis Survey District, Otago Central. The New Zealand Journal of Science and Technology, vol. XXIV, No. 6 B (May, 1943) p. 239B - 254B - 271B.

11. R.W. W i l l e t t and H.W. W e l l m a n. The Oil Shale Deposit of Orepuki, Southland. The New Zealand Journal of Science and Technology. B. General Section. Vol. XXII - No. 2B, September, 1940, pp. 84B - 99B.

G. Ozerov

Oil Shale Deposits in Foreign  
Countries (Australia and Oceania)

Summary

The article presents data on the oil shale deposits in Australia and New Zealand. The main areas of oil shale in Australia are in the Sydney Basin and are associated with the Permian coal measures. The best deposits occur as isolated lenticular areas and may yield up to 90 per cent oil; these have been worked commercially in the past.

Oil shale deposits of Tertiary Age occur on the North and South islands of New Zealand. Of these deposits, the Nevis deposit is the most important economically.



## С о д е р ж а н и е

		Стр.
1.	Х.Х.Арукюла. Исследование использования погрузочно-транспортного оборудования в карьере № I треста "Эстонсланец". . . . .	3
2.	Р.А. Пязок. Исследование эксплуатационной надежности горного оборудования на карьере. . . . .	7
3.	Р.А. Пязок. Оптимизация планограмм горных работ на карьерах с помощью сетевых моделей. . . . .	13
4.	А.Х. Рейер, О режиме грунтовых вод на территории песчано-гравийного карьера завода "Мяннику" . . . . .	19
5.	А.Х.Рейер, К.А. Оясте. О строительных физико-механических свойствах карбонатных пород сланценосной толщи Эстонского месторождения. . . . .	27
6.	Л.Г. Талве. О превращении гравитационной энергии горного массива. . . . .	35
7.	Л.Г. Талве. Поведение толщи покрывающих пород при увеличении ширины пролета обнажения. . . . .	43
8.	Э.А. Люотре. Роль теории и эксперимента при изучении режимов вращательного бурения. . . . .	51
9.	Г.В.Озеров. Месторождения горючих сланцев зарубежных стран (Австралия и Океания)	55

---

ТРУДЫ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ. Сборник статей У1. Таллинский политехнический институт. Редактор Х. Арукюла, Технический редактор Л. Лоопер. Сборник утвержден коллегией Трудов ТПИ 6/У11 1971. Подписано к печати 11/У 1972. Бумага 60x90/16. Печ.л. 4,75+0,25 прилож. Уч.-изд. л. 3,9. Тираж 350. МВ-03960. Зак. № 383. Ротапринт ТПИ, Таллин, ул. Коск-ла, 2/9. Ц е н а 39 коп.







Цена 39 коп.