

Er. 6.7
368

TALLINNA POLÜTEHNILISE
INSTITUUDI TOIMETISED

ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО
ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО ИНСТИТУТА

№ 368

ТРУДЫ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ

Сборник статей

УП

ТАЛЛИН 1974

ОСНОВЫ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ ТРАНСПОРТОМ
КАРЬЕРА № 1 ТРАСТА "ЗЕЛЕНАЯ" "ЗЕЛЕНАЯ"

Проведенные исследования показали, что в карьере № 1 средние внутрисменные потери рабочего времени составили для обычных экскаваторов ЭИР-4,0 - 32 % и для автосамосвалов БелАЗ-540 - 18 % от времени смены [1]. При этом основной частью потерь...

ТРУДЫ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ

Сборник статей

УП

- 1) неритмичная работа экскаваторов и автосамосвалов;
- 2) технически некорректная работа экскаваторов и автосамосвалов;
- 3) отсутствие единой системы планирования и управления работой подвально-транспортного комплекса;
- 4) организация работы автосамосвалов по "экспрессному циклу".

В настоящее время оперативное управление работой технологического транспорта (автосамосвалы) в карьере № 1 производится в организационной работе предусматривает обеспечение экскаваторов транспортными средствами по экспрессному циклу, т.е. в выделенном выделенных автосамосвалов за экскаватором в течение смены. Только в отдельных случаях длительных простоях экскаваторов производится перераспределение автосамосвалов.

Для уменьшения внутрисменных организационных потерь рабочего времени принципиально возможно применить системы автоматического управления (АСУ) для диспетчерского управления, использовать технику маршрутизации информации и качество сортировки [2].

Таллин 1974

При применении АСУ...
Этот текст частично нечитаем из-за размытия и наложения штампа.

7-2-9

TALINNA POLIITILISE INSTITUTE
TALINNA POLIITILISE INSTITUTE

1974

1974

1974

ТРУДЫ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ

Сборник статей

XVI



© ТПИ, Таллин, 1974

ОСНОВЫ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ ТРАНСПОРТОМ
КАРЬЕРА № I ТРЕСТА "ЭСТОНСЛАНЕЦ"

Промышленные исследования показали, что в карьере № I средние внутрисменные потери рабочего времени составили для добычных экскаваторов ЭКГ-4,6 - 33 % и для автосамосвалов БелАЗ-540 - 18 % от времени смены [1]. При этом основная часть потерь связана с организационными причинами.

Основные причины внутрисменных простоев экскаваторов и автосамосвалов следующие:

- 1) неритмичная работа автотранспорта;
- 2) технические неисправности экскаваторов и автосамосвалов;
- 3) отсутствие единой системы планирования и управления работы погрузочно-транспортного комплекса;
- 4) организация работы автосамосвалов по "закрытому циклу".

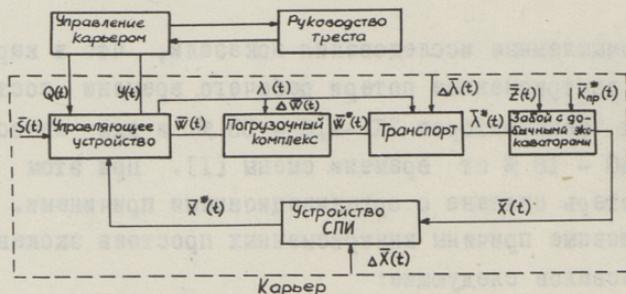
В настоящее время оперативное управление работой технологическим транспортом (автосамосвалами) в карьере № I не производится и организация работ предусматривает обеспечение экскаваторов транспортными средствами по закрытому циклу, т.е. с закреплением выделенных автосамосвалов за экскаваторами в течение смены. Только в отдельных случаях длительных простоев экскаваторов производится перераспределение автосамосвалов.

Для уменьшения внутрисменных организационных потерь рабочего времени принципиально возможно применять системы автоматического управления (АСУ) или диспетчерского управления, использовать аппаратуру сбора и обработки информации в качестве советчика [2].

При применении АСУ экскаваторно-автомобильным комплексом необходимо выполнять следующие функции:

1. Контроль за ходом погрузочно-транспортного процесса.
2. Оперативное управление с целью выполнения поставленных технико-экономических требований и ограничений.
3. Передача обобщенной технико-экономической информации в системе управления карьером и трестом.

Схема автоматического управления погрузочно-транспортным комплексом приведена на фиг. 1.



Фиг. 1. Схема автоматического управления погрузочно-транспортным комплексом карьера №1 треста "Эстонсланец".

В управляющее устройство АСУ комплексом поступает задающее воздействие $\bar{Q}(t)$ от системы управления карьером или трестом ("верхний" этаж)

$$\bar{Q}(t) = \sum_{i=1}^{i=m} Q_{iu}(t),$$

где $Q_{iu}(t)$ - задание i -му экскаватору по категории u сланца;

m - количество работающих забоев с добычными экскаваторами (в условиях карьера № I $m \leq 3$);

u - категория сланца (зависит от погружаемых слоев ВС или ЕФ).

Измеренное значение выходной величины системы $\bar{X}^*(t)$ с устройством сбора и передачи информации (СПИ)

$$\bar{X}^*(t) = \bar{X}(t) + \Delta \bar{X}(t),$$

где $\bar{X}(t)$ - вектор фактического значения выходной величины;

$\Delta \bar{X}(t)$ - вектор случайной ошибки устройства СПИ, возникающий за счет искажений и запоздания информации.

На основе команд "верхнего" этажа $\bar{Q}(t)$ и вектора информации $\bar{X}^*(t)$, а также конструктивных предпосылок и ги-

появляется относительно задач управления, управляющее устройство комплекса формирует управляющее воздействие:

1) вектор интенсивности потока автосамосвалов

$$\bar{\lambda}(t) = [\lambda_1(t), \dots, \lambda_i(t), \dots, \lambda_m(t)],$$

где $\lambda_i(t)$ - интенсивность потока автосамосвалов, направленных к i -му экскаватору;

2) вектор интенсивности разгрузки

$$\bar{W}(t) = [W_1(t), \dots, W_l(t), \dots, W_p(t)],$$

где $W_l(t)$ - интенсивность разгрузки на пункте l (бункер или склад).

Вследствие действия возмущений (шума) действительные величины интенсивности потоков автосамосвалов, приходящих к экскаватору $\lambda^*(t)$ и к пункту разгрузки $W^*(t)$, отличаются от заданных на случайные величины.

$$\Delta \lambda(t) = [\Delta \lambda_1(t), \dots, \Delta \lambda_m(t)]$$

$$\Delta W(t) = [\Delta W_1(t), \dots, \Delta W_p(t)].$$

Выходная величина системы управления

$$\bar{X}(t) = \left[\sum_{i=1}^{i=m} Q_{iu}(t), \sum_{i=1}^{i=m} T_i^a(t), \sum_{i=1}^{i=m} \sum_{j=1}^{j=n} T_{ij}^a(t), \sum_{l=1}^{l=p} T_l^p(t) \right],$$

где $Q_{iu}(t)$ - количество и сорт сланца, произведенного i -м экскаватором к моменту t ;

$T_i^a(t)$ - длительность простоев i -го экскаватора к моменту t ;

$T_{ij}^a(t)$ - длительность простоев j -го автосамосвала, обслуживаемого i -экскаватором к моменту t ;

$T_l^p(t)$ - длительность простоев разгрузочного пункта l к моменту t ;

m - количество работающих экскаваторов;

n - количество автосамосвалов, обслуживаемых i -й экскаватором,

зависит от фактической величины интенсивности потоков автосамосвалов и вектора фактических значений эксплуатационной производительности экскаватора.

Обобщенная и частично переработанная информация о ходе погрузочно-транспортного процесса

$$\bar{Y}(t) = \left[\sum_{u=1}^{u=k} Y_u(t), k_{np}^*(t), \dots, k_{npm}^*(t), n^*(t), \sum_{l=1}^{l=p} V_e(t) \right],$$

где $\sum_{u=1}^{u=k} Y_u(t)$ - количество сланца произведенного всем карьером к моменту t ,
 n^* - количество автосамосвалов в работе к моменту t ,
 $\sum_{l=1}^{l=p} V_e(t)$ - количество погрузки сланца в железнодорожные вагоны по карьере,

передается в систему управления карьера, где она используется для корректировки задающих воздействий (оперативного плана) либо периодически, либо в случае необходимости.

Кроме информации, направляемой в систему управления карьером управляющее устройство комплекса передает данные, главным образом устного характера в другие системы $\bar{S}(t)$ по каждому автосамосвалу:

- время прихода и ухода с работы;
- выполнение сменного плана, t и t_{km} .

В компетенцию оперативного управления подлжит в основном только устранение внутрисменных простоев автосамосвалов. Отсюда для оперативного управления

$$z = \sum_{j=1}^{j=n} z_j T_j^a \rightarrow \min,$$

где z - общие затраты в руб;
 z_j - стоимость машиносмены j -го автосамосвала;
 T_j^a - время внутрисменных простоев j -го автосамосвала.

При идеальном управлении $z = 0$, т.е. каждый очередной автосамосвал, прибывший на погрузку, не должен застать предыдущий

$$t_{nji} \geq t_{o(j-1)i},$$

где t_{nji} - время прихода j -го автосамосвала к i -му экскаватору;
 $t_{o(j-1)i}$ - время отбытия $j-1$ -го автосамосвала от i -го экскаватора.

Величина $t_{nji} - t_{o(j-1)i}$ зависит от многих случайных факторов: времени обслуживания $(j-1)$ автосамосвала, скорости движения j -го автосамосвала, готовности i -го экскаватора к погрузке, и при любом виде управления нельзя обеспечить отсутствие простоев автосамосвалов на каждый рейс.

Для существенного уменьшения простоев автосамосвалов их математическое ожидание

$$M = \left[\sum_{i=1}^{i=m} \sum_{j=1}^{j=n} (t_{o(j-1)i} - t_{nji}) \right] = \sum_{j=1}^{j=n} T_j^a$$

при управлении должно быть меньше, чем без него.

Таким образом, критерии оптимальности и алгоритм управления должны иметь статистическую характеристику.

При составлении алгоритма для предотвращения скапливания автосамосвалов у экскаваторов в период длительного обслуживания и простоев необходимо ограничить количество посланных к экскаватору автосамосвалов определенной величиной (различна для различных экскаваторов и расстояний транспортирования).

В условиях карьера № I можно рекомендовать алгоритм с $m+4$ датчиками. Один из них устанавливается в устье склада сланца, два на заездах в бункер и один у гаража, а m датчиков окончания погрузки располагаются по одному в каждом забое. Задание адреса экскаватора очередному автосамосвалу передается в момент его прохождения мимо сигнальных табло, установленных рядом с четырьмя датчиками, которые фиксируют прохождение автосамосвалов. При определении адреса для каждого экскаватора вычисляются следующие величины

$$a_i = \frac{n_i^0 - n_i}{n_i} \quad b_i = v_i + \tau_i - u_{ск},$$

где n_i^0 - ограничение по количеству посланных к i -му экскаватору автосамосвалов;

n_i - фактическое количество посланных к i -му экскаватору автосамосвалов;

v_i - момент, когда предыдущий автосамосвал уехал к i -му экскаватору;

τ_i - среднее время погрузки одного автосамосвала i -ым экскаватором;

$t_{ск}$ - текущее время данного автосамосвала.

Алгоритмом моделирования предусматривается контроль условий:

	Условие	Выбор трассы
1	$a_i > 0$ и $b_i < 0$	по $\max a_i$
2	$a_i > 0$ и $b_i > 0$	по $\min b_i$
3	$a_i < 0$ и $b_i < 0$	по $\max a_i$
4	$a_i < 0$ и $b_i > 0$	по $\max a_i$

Контроль следующего условия происходит только тогда, когда ни один экскаватор не удовлетворял предыдущему.

По такому принципу был составлен алгоритм моделирования методом статических испытаний по условиям карьера № 1. При этом блок-схема моделирования по открытому циклу присоединялась к ранее разработанной блок-схеме по закрытому циклу с учетом условия, чтобы после окончания разгрузки или технологического простоя в пункте разгрузки был выбран адрес наиболее свободного экскаватора и направлен к нему автосамосвал.

Моделирование проводилось на ЭВМ "Минск-22" при следующих параметрах:

количество экскаваторов $m = 3$;

количество автосамосвалов $n = 15$;

расстояние транспортирования $L_1 = L_3 = 3,0$ км;

$L_2 = 5,0$ км; $n_1^0 = 3,9$; $n_2^0 = 5,0$; $n_3^0 = 6,1$

$\tau_1 = \tau_2 = 2,0$ мин; $\tau_3 = 1,5$ мин;

количество реализации каждого варианта - 10.

Результаты моделирования приведены в таблице I.

Т а б л и ц а I

Результаты моделирования погрузочно-транспортного процесса в условиях карьера № 1

№ варианта	Траншея	n	m_3	$m_{от}$	n	m_3	$m_{от}$
1	I восточная	4	93	96	6	132	134
2	II западная	6	107	101	8	136	142
3	III восточная	5	91	113	7	126	140
Итого по карьёру		15	291	310	21	394	416

Обозначения: n - количество автосамосвалов;

m_3 - среднее количество рейсов при закрытом цикле;

$m_{от}$ - среднее количество рейсов при открытом цикле.

По данным таблицы I при автоматическом управлении (открытом цикле) транспорта производительность экскаваторов повысилась на 5-6 % по сравнению с неуправляемым процессом (закрытый цикл).

Однако техническая реализация АСУ усложняется отсутствием достаточно надежной серийной аппаратуры и высококвалифицированных специалистов, поэтому на первом этапе в карьере № I можно рекомендовать упрощенную схему оперативного планирования и управления транспортом, где человек выполняет отдельные функции.

Л и т е р а т у р а

1. Х.Х. А р у к в л а. Исследование использования погрузочно-транспортного оборудования в карьере № I треста "Эстонсланец". Тр. Таллинского политехн. ин-та № 318, 1971.
2. А.К. С у х о в. Исследование и разработка основных вопросов автоматизации оперативного управления экскаваторно-автомобильным комплексом на открытых горных работах. Автореферат кандидатской диссертации. Свердловск, 1969.

H. Arukyla

The Bases of Control of Technological Transport in an Oil Shale Quarry of the Trust "Estonlanets"

Summary

The bases of automatic control system of technological transport in an oil shale quarry have been worked out. According to the data of mathematical modulation by the application of the system an increase of productivity (5 - 6 %) of loading-transporting machinery may be expected.

УДК 622.271.322.026.7.001.24

Х.Х. Арукюла, Р.А. Пязок

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ШИРИНЫ ВСКРЫШНОЙ
ЗАХОДКИ НА СЕБЕСТОИМОСТЬ ЭКСКАВАЦИИ
В УСЛОВИЯХ СЛАНЦЕВЫХ КАРЬЕРОВ

Ширина экскаваторной заходки на вскрыше является одним из важнейших параметров горных работ, влияющих на производительность экскаватора, скорость подвигания экскаваторных забоев и общую интенсивность разработки месторождения. При бестранспортной системе ширина заходки обычно выбирается по условиям максимального использования рабочих параметров вскрышных экскаваторов и возможности размещения породы во внутренних отвалах.

Правомерность такого подхода к решению вопроса и целесообразность установления ширины заходки во всех случаях на уровне максимально возможных ее значений нельзя считать доказанными, поскольку при этом не учитывается влияние факторов, сопутствующих изменению ширины заходки, на технико-экономические показатели экскавации. Качественно влияние основных факторов общеизвестно. Например, при увеличении ширины вскрышной заходки имеет место:

- увеличение среднего угла поворота при разгрузке и продолжительности рабочего цикла экскаватора, что снижает его теоретическую производительность в единицу времени;
- снижение удельного времени вспомогательных операций (перемещений) на единицу объема вскрыши, что повышает длительность непрерывной работы и сменную производительность экскаватора;
- снижение удельного времени перегонов экскаватора (при односторонней схеме работ) на единицу объема вскрыши, что повышает годовую производительность экскаватора.

Технология горных работ на сланцевых карьерах с селективной выемкой верхней и нижней пачек промышленного пласта предусматривает зачистку вскрытого пласта и выемку породного прослойка между пачками сланца добычными экскаваторами ЭКГ-4,6 путем многократной перевалки пород в выработанное пространство. При увеличении ширины заходки имеет место проявление очередного фактора - увеличение коэффициента переэкскавации, что повышает общие затраты на вскрышу с учетом объема работ, выполненных экскаваторами ЭКГ-4,6.

Совокупное количественное влияние перечисленных факторов может быть установлено в результате соответствующих аналитических исследований, если основные технико-экономические показатели выражаются в виде функциональных зависимостей от ширины вскрышной заходки. Критерием оптимальности может быть принят минимум эксплуатационных затрат на экскавацию, поскольку затраты на другие процессы (буровзрывные работы, карьерный транспорт) практически не зависят от ширины заходки. Исходным экономическим показателем для расчета эксплуатационных затрат может служить стоимость машино-смены по экскаваторам.

Расчет эксплуатационных затрат на экскавацию целесообразно вести на единицу вскрываемой площади карьерного поля, что позволяет унифицировать расчетные формулы и при необходимости легко перейти к другим единицам. Например, затраты на $I \text{ м}^3$ вскрыши можно получить путем деления результата на мощность вскрышных пород, затраты на $I \text{ т}$ добычи - путем деления результата на производительность пласта сланца.

Важным исходным моментом является установление зависимости продолжительности цикла вскрышного экскаватора от ширины заходки. По данным хронометражных наблюдений на карьере Сиргала треста "Эстонсланец" была установлена зависимость продолжительности цикла от ширины заходки (B), выражающаяся формулой

$$t_{\text{ц}} = t_{\text{ц}0} + b_B \cdot B, \text{ сек,}$$

где $t_{\text{ц}0}$ и b_B - постоянные, определяемые в результате хронометражных наблюдений для каждого конкретного случая.

Дальнейший ход решения поставленной задачи заключается в последовательном определении расчетной сменной производительности экскаватора, сменного подвигания экскаваторного забоя, количества смен на экскавации и перегонах за год и вскрываемой за год площади функционально от ширины вскрывной заходки. Опуская промежуточные расчетные формулы приводим выражение вскрываемой за год площади карьерного поля в окончательном виде

$$S_{200} = \frac{60 t_3 K_3 q n_{200}}{H(t_{ц0} + b_B B + \frac{60 t_3 K_3 q}{B H})}, \text{ м}^2,$$

где t_3 - время чистой работы экскаватора в смену, мин;
 K_3 - коэффициент экскавации;
 q - емкость ковша, м³;
 n_{200} - годовой фонд рабочего времени экскаватора, смен;
 H - мощность вскрыви, м.

Годовые затраты по вскрывному экскаватору, отнесенные на I м² вскрываемой площади, определяются по формуле

$$C_b = \frac{C_n + n_{200.э} C_{пер.э} + n_{200.п} C_{пер.п}}{S_{200}}, \text{ руб.}$$

где C_n - условно-постоянные затраты по экскаватору за год, руб;
 $n_{200.э}$ - количество смен на экскавации за год;
 $C_{пер.э}$ - переменная составляющая стоимости машино-смены при экскавации, руб/смену;
 $n_{200.п}$ - количество смен перегонов экскаватора за год;
 $C_{пер.п}$ - переменная составляющая стоимости машино-смены при перегоне экскаватора, руб/смену.

Входящие в данную формулу величины $n_{200.э}$ и $n_{200.п}$ являются переменными в зависимости от ширины заходки и, в свою очередь, определяются из выражений:

$$n_{200.э} = \frac{n_{200}}{1 + \frac{60 t_3 K_3 q}{B H v_n (t_{ц0} + b_B B)}}$$

$$n_{200.п} = n_{200} - n_{200.э}$$

где v_n - среднесменная скорость перегона экскаватора, м.

На основе затрат только по вскрышному экскаватору нельзя еще судить об оптимальности ширины вскрышной заходки, поскольку последняя влияет также на показатели работы добычных экскаваторов. Как уже указывалось, с увеличением ширины заходки возрастает коэффициент переэкскавации при зачистке пласта и выемке породного прослойка добычными экскаваторами. Помимо этого, ширина заходки, влияя на производительность вскрышных экскаваторов и интенсивность подготовки запасов полезного ископаемого, предопределяет в известной мере скорость подготовки фронта работ для добычных экскаваторов. От этого зависит годовая производительность последних и, соответственно, величина эксплуатационных затрат на 1 т добычи сланца.

Затраты по добычным экскаваторам ЭКГ-4,6 на 1 м² вскрытой площади могут быть определены, исходя из соответствующих стоимостных параметров и количества смен экскавации и перегонов за год как

$$C_d = \frac{mC'_n + n'_{20д.э} \cdot C'_{пер.э} + n'_{20д.п} \cdot C'_{пер.п}}{S_{20д}}, \text{ руб.},$$

- где m - количество работающих экскаваторов ЭКГ-4,6 на участке;
- C'_n - условно-постоянные затраты по экскаватору ЭКГ-4,6, руб/год;
- $n'_{20д.э}$ - количество смен ЭКГ-4,6 за год на экскавации;
- $C'_{пер.э}$ - переменная составляющая стоимости машино-смен ЭКГ-4,6 при экскавации, руб/смену;
- $n'_{20д.п}$ - количество смен перегонов ЭКГ-4,6 за год;
- $C'_{пер.п}$ - переменная составляющая стоимости машино-смен ЭКГ-4,6 при перегоне, руб/смену.

Количество смен ЭКГ-4,6 непосредственно на экскавации за год определяется как сумма отношений годового подвигания забоя вскрышного экскаватора к среднесменным подвиганиям ЭКГ-4,6 по соответствующим подступам (зачистка пласта, верхний добычный подступ, породный прослойк и нижний добычный подступ) по формуле

$$n'_{200.э} = \sum \frac{n_{200.э} \cdot l}{l'_i} = \sum \frac{60 t_{э} K_{э} q n_{200} K_{нэ}}{(t_{цр} + b_B \cdot B + \frac{60 t_{э} K_{э} q}{B H v_n}) H B l'_i K_{нэ}}$$

где $K_{нэ}$ - коэффициент переэкскавации пород добычным экскаватором;

B - исходная ширина вскрышной заходки, м;

l'_i - среднесменное подвигание забоя ЭКГ-4,6 при работе на соответствующем подуступе, м.

Коэффициент переэкскавации пород определяется в зависимости от ширины вскрышной заходки как

$$K_{нэ} = (K'_{нэ} + b'_{нэ} B) \geq 1,$$

где $K'_{нэ}$ и $b'_{нэ}$ - постоянные, определяемые расчетами.

Количество смен ЭКГ-4,6 на перегонах за год определяется из выражения

$$n'_{200.н} = \frac{m n_{200} l \gamma_n}{v'_n} = \frac{60 t_{э} K_{э} q n_{200} m \gamma_n}{(t_{цр} + b_B B + \frac{60 t_{э} K_{э} q}{B H v_n}) H v'_n}$$

где γ_n - коэффициент перегона (в метрах на 1 м длины блока);

v'_n - среднесменная скорость перегона, ЭКГ-4,6, м.

Суммарные затраты на экскавацию по участку карьера определяются как сумма затрат по экскаваторам, т.е.

$$C = C_b + C_{э}.$$

По изложенной методике было исследовано изменение затрат на экскавацию в зависимости от ширины вскрышной заходки на карьере Сиргала. Для исследований были выбраны два характерных участка. На одном участке (№ 3) с минимальной мощностью вскрыши по карьере и с фактической шириной заходки 40 м используется экскаватор ЭШ-10/60; на другом - с мощностью вскрыши вдвое больше и с фактической шириной заходки 50 м применяется экскаватор ЭШ-15/90. На каждом участке работает по два добычных экскаватора ЭКГ-4,6.

Исходные стоимостные параметры были приняты следующие.

	ЭШ-15/90	ЭШ-10/60	ЭКГ-4,6
Условно-постоянные затраты, тыс.руб/год	178,0	109,2	31,4
Переменная составляющая стои- мости машино-смены, руб.:			
при экскавации	127,6	80,0	42,3
при перегоне	64,0	40,2	25,9

Продолжительность цикла вскрышного экскаватора в зависи-
мости от ширины заходки составила:

52,3 + 0,233 В, сек (ЭШ-15/90),

57,3 + 0,192 В, сек (ЭШ-10/60).

Коэффициент переэкскавации пород добычными экскаватора-
ми в зависимости от ширины заходки определен как (0,3 +
+ 0,05 В). Остальные исходные показатели были приняты на
уровне фактических данных по соответствующим участкам карье-
ра.

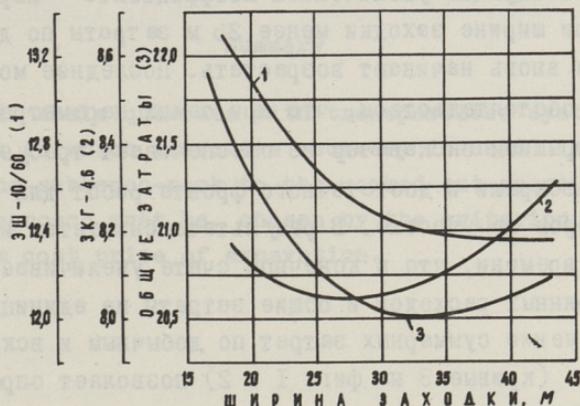
Результаты исследований и их анализ позволили устано-
вить общий характер изменения величины затрат и вскрыть при-
роду этого изменения на основе изучения удельного влияния
отдельных факторов.

Расчеты показали, что с увеличением ширины заходки смен-
ная производительность вскрышного экскаватора снижается за
счет роста продолжительности цикла (в рассматриваемом диапа-
зоне изменения ширины это снижение составило 7,6 % у ЭШ-15/90
и 6,6 % у ЭШ-10/60). Однако при этом влияет и другой фак-
тор – снижение времени вспомогательных операций и перегонов,
что повышает удельный вес экскавации в годовом балансе вре-
мени экскаватора и, соответственно, его годовую производи-
тельность.

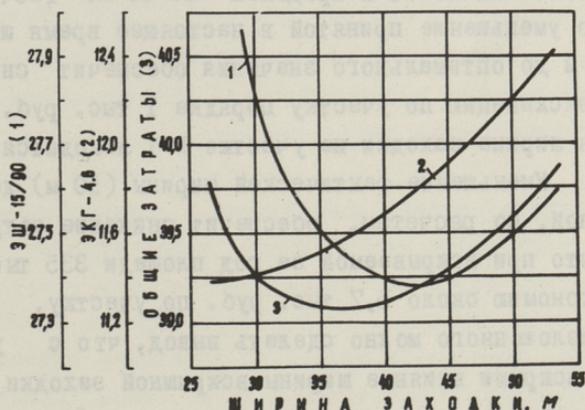
Влияние перегонов на производительность вскрышного экс-
каватора оценивалось с помощью коэффициента перегонов (во
времени), представляющего соотношение скоростей подвигания
забоя и перегона. Данный показатель обратно пропорционален
ширине заходки, мощности вскрыши и скорости перегона, поэто-
му влияние перегонов на производительность экскаватора при
прочих равных условиях усиливается с уменьшением мощности
вскрыши и скорости перегона. Например, на участке № I при

мощности вскрыши 10,5 м и средней скорости перегона ЭШ-15/90 56,8 м в смену количество смен по перегону сократилось на 37 %, а на участке № 3 (мощность вскрыши 5,5 м и средняя скорость перегона ЭШ-10/60 95,1 м в смену) на 46 % при равных диапазонах увеличения ширины заходки.

Совокупное влияние указанных факторов определяет характер изменения эксплуатационных затрат по вскрышным экскаваторам (кривые 1 на фиг. 1 и 2). Из графиков видно, что на



Фиг. 1. Себестоимость экскавации (коп/т) в зависимости от ширины вскрышной заходки по участку №3 карьера Сиргала.



Фиг. 2. Себестоимость экскавации (коп/т) в зависимости от ширины вскрышной заходки по участку №1 карьера Сиргала.

участке № 3 преобладающее влияние имеет перегон, поскольку затраты на ЭШ-10/60 в целом снижаются с увеличением ширины заходки. Кривая затрат по ЭШ-15/90 на участке № 1 имеет область минимальных значений, соответствующую ширине заходки

40-45 м. При большей ширине последней, очевидно, преобладающее влияние начинает оказывать фактор увеличения продолжительности цикла экскаватора.

Анализ изменения затрат по добычным экскаваторам (кривые 2 на фиг. 1 и 2) показывает, что их минимальное значение соответствует ширине вскрышной заходки около 25 м, с увеличением последней затраты начинают возрастать, что объясняется соответствующим увеличением коэффициента переэкскавации пород. При ширине заходки менее 25 м затраты по добычным экскаваторам вновь начинают возрастать. Последнее можно объяснить тем обстоятельством, что при таких параметрах горных работ вскрышной экскаватор не обеспечивает требуемой интенсивности вскрыши и достаточного фронта работ для добычных экскаваторов на участке. В результате снижается их использование во времени, что в конечном счете увеличивает удельный вес постоянных расходов и общие затраты на единицу добычи.

Изменение суммарных затрат по добычным и вскрышным экскаваторам (кривые 3 на фиг. 1 и 2) позволяет определить области оптимальных значений ширины вскрышной заходки для рассматриваемых условий работ. Для участка № 3 область оптимальных значений лежит в пределах 30-35 м. Расчеты показывают, что уменьшение принятой в настоящее время ширины заходки 40 м до оптимального значения обеспечит снижение затрат на экскавацию по участку порядка 1 тыс. руб. в год. Оптимальная ширина заходки на участке № 1 находится в пределах 35-40 м. Уменьшение фактической ширины (50 м) до уровня оптимальной, по расчетам, обеспечит снижение затрат на 1,7 коп/м², что при вскрываемой за год площади 335 тыс. м² составит экономию около 5,7 тыс. руб. по участку.

Из изложенного можно сделать вывод, что с увеличением мощности вскрыши влияние ширины вскрышной заходки на стоимость экскавации соответственно повышается. Поэтому для условий сланцевых карьеров, характеризующихся постепенным ростом коэффициента вскрыши, оптимизация ширины заходки является актуальной задачей, решение которой должно обеспечить существенное снижение себестоимости сланца.

The Analysis of the Influence of the Width of
Approach on the Cost Price of Excavation in Oil
Shale Quarries

Summary

For oil shale quarries with transportless system of development in which selective recovery is used with removing the subbench-rock to the worked out space, the width of approach must be chosen by the criterion of the minimum cost price of excavation.

Р.А. Пязок

ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТЫ ДОБЫЧНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ
НА СЛАНЦЕВЫХ КАРЬЕРАХ НА ОСНОВЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ
ПЛАНОГРАММ

Устойчивая и ритмичная работа горнодобывающего предприятия возможна лишь при наличии четкой системы оперативного планирования и организации производства, предусматривающей полную увязку функционирования смежных звеньев и планомерную работу основных горных машин. Важным средством совершенствования организации производства являются технологические графики - планограммы рабочих процессов.

Эксплуатационные участки сланцевых карьеров имеют длину фронта работ 1,6 - 2,4 км. На каждом участке используются один шагающий экскаватор на вскрыше, работающий по простой бестранспортной схеме, и два экскаватора ЭКГ-4,6 на добыче. Выемка промышленного пласта частично селективная. Зачистка пласта и выемка породного прослойка между пачками сланца производится добычными экскаваторами путем многократной пере-валки пород во внутренний отвал.

Селективная выемка промышленного пласта усложняет схему организации добычных работ. Экскаваторам периодически приходится работать на четырех подступах: зачистке пласта, выемке верхней пачки сланца (слои Е и F) с погрузкой на автотранспорт, выемке породного прослойка и, наконец, выемке нижней пачки сланца (слои С и В) с погрузкой на автотранспорт. Увязка добычных работ в общекарьерном масштабе также усложняется наличием жестких технических требований к качеству отгружаемого сланца.

Вследствие отмеченных особенностей отсутствует четкая организация добычных работ. Экскавация сланца производится в зависимости от наличия готовых к выемке запасов по подступу-

пам и от потребности в сланце той или иной пачки на данную смену по условиям качества. В результате добычные экскаваторы заняты во времени крайне неравномерно, часто перегаются по подступам и меняются местами работы, что нарушает устойчивость и ритм производства и приводит к непроизводительным затратам рабочего времени.

На карьере Сиргала треста "Эстонсланец" были проведены промышленные наблюдения и проанализирован фактический материал за 1971 г., что позволило дать некоторую количественную оценку уровню организации работы добычных экскаваторов. С целью детального анализа были зафиксированы исполнительные графики работы экскаваторов в координатах "время - фронт работ" для всех участков карьера.

Структура рабочего времени добычных экскаваторов за 1971 г. представлена в табл. I.

Т а б л и ц а I

Показатели	Участок № 1		Участок № 2		Участок № 3		Участок № 3А		Участок № 4	
	смен	%	смен	%	смен	%	смен	%	смен	%
Эккавация, всего	909	76	944	75	1110	73	598	76	1139	75
в том числе:										
зачистка пласта	260	22	240	19	280	18	105	13	210	14
сланец пачки ЕФ	147	12	176	14	233	16	170	22	256	17
породный прослойка	370	31	360	29	320	21	160	20	450	30
сланец пачки СВ	132	11	168	13	277	18	163	21	223	14
Перегон	126	11	160	13	126	13	85	11	174	11
Ремонт	160	13	155	12	213	14	101	13	207	14
Итого:	1195	100	1259	100	1519	100	784	100	1520	100

Из приведенных данных видно, что распределение экскаваторо-смен по подступам различное. На участках № 1, 2 и 4 удельные затраты времени по зачистке пласта и выемке породного прослойка выше, чем на остальных. Это объясняется большим коэффициентом переэкскавации породы, поскольку ширина

заходки вскрышных экскаваторов на данных участках 50 м, а на остальных 40 м.

По данным табл. I видно также, что время перегонов добычных экскаваторов составляет II-III % от годового фонда рабочего времени, или I4-I8 % от времени экскавации, следовательно, на каждую смену экскавации приходится в среднем I,3 часа перегонов.

Анализ исполнительных графиков показал, что продолжительность работы экскаватора на одном подступе колеблется от 2 до 6 смен, при среднем значении 3,3 смены. На некоторых участках в течение месяца каждому из добычных экскаваторов приходится периодически вести работу на всех четырех подступах. На I м фронта участка совершаются перегоны с подступа на подступ общей протяженностью от I,6 до 2,9 м (в среднем по карьере 2,36 м). Исполнительные графики работы экскаваторов выглядят хаотично и наглядно демонстрируют полное отсутствие планомерности в организации добычных работ на карьере.

Основным направлением совершенствования организации производства на добыче должно являться внедрение системы оперативного планирования и ведения работ на основе оптимизированных технологических планограмм. Критериями оптимальности при проектировании участков планограмм могут служить улучшение использования добычных экскаваторов за счет сокращения перегонов и увеличения продолжительности их работы на одном подступе, а в общекарьерном масштабе - ритмичность работы добычного комплекса в целом и стабильное качество поступающего из карьера сланца.

Планограммы добычных работ должны "вписываться" в заданные параметры вскрышных работ на участке (продолжительность вскрышного цикла, допустимые отставания добычи от вскрыши и т.д.). Оптимизация добычных планограмм заключается в распределении фронта работ между имеющимися на участке добычными экскаваторами таким образом, чтобы обеспечивался более длительный период работы экскаватора на одном подступе.

пе и выдерживалось планомерное подвигание забоев по соответствующим подступам.

Увязка сменных объемов экскавации с подвиганиями забоев по сланцевым подступам определяется как

$$l_i = \frac{Q_{см.i}}{B \cdot h_i},$$

где l_i - сменное подвигание экскаваторного забоя;

$Q_{см.i}$ - сменная производительность экскаватора;

B - ширина вскрышной заходки на участке;

h_i - высота подступа.

Сменная производительность экскаватора может быть задана различными способами. Наиболее простым вариантом является планирование ее на уровне действующих норм выработки с учетом фактического коэффициента выполнения их.

Сменное подвигание экскаваторного забоя на зачистке пласта и выемке породного прослойка определяется с учетом коэффициента переэкскавации по формуле

$$l_i = \frac{N \cdot N' \cdot p}{B h_i (N' + N \cdot K_{пз})},$$

где N и N' - сменная норма выработки соответственно на экскавацию и перекидку породы;

p - коэффициент выполнения норм выработки;

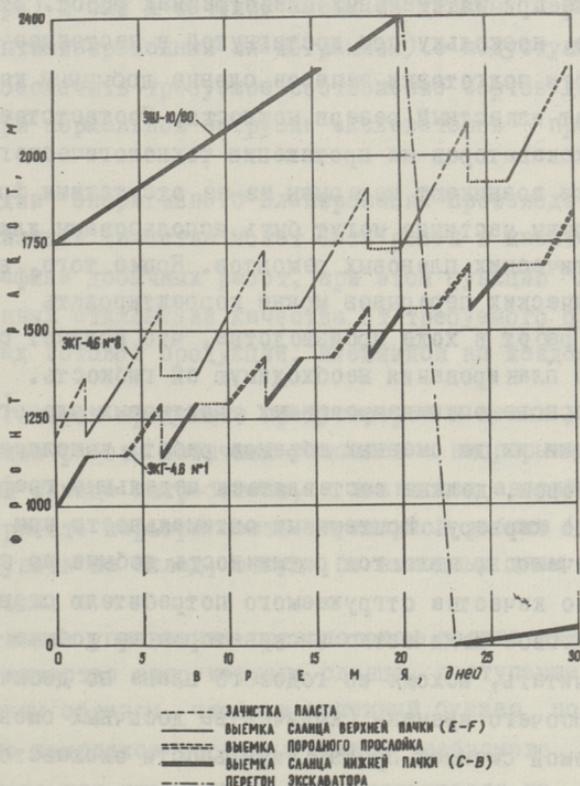
$K_{пз}$ - коэффициент переэкскавации (при ширине вскрышной заходки 50 м равен 1,8, при 40 м - 1,15).

При составлении добычных планов необходимо в пределах возможного устранить взаимозависимость в работе экскаваторов, что повысит эксплуатационную надежность работы добычного комплекса по участку в целом. Для этого целесообразно предусматривать зачистку пласта и выемку верхней пачки сланца одним экскаватором, а выемку породного прослойка и сланца из нижней пачки - вторым. Таким образом, каждый экскаватор будет сам себе готовить фронт работ по добыче сланца. Выемка на нижних подступах должна вестись с отставанием, достаточным для производства буровзрывных работ.

Оптимальные плановые программы добычных работ были составлены для всех участков карьера Сиргала. Исходным материалом при

этом послужили данные практики. Сменные подвигания забоев по подступам были рассчитаны на основе действующих норм выработки и достигнутого уровня их выполнения. Проверка показала хорошую сходимость фактических (по исполнительным графикам) и расчетных показателей.

При проектировании планограмм определилась рациональная продолжительность работы экскаватора на одном подступе. На участках с небольшой мощностью покрывающих пород и при ширине вскрышной заходки 40 м рациональной является продолжительность 6 смен, а на участках с шириной вскрышной заходки 50 м, когда скорости подвигания добычных работ относительно невысокие, может приниматься продолжительность 9 смен.



Фиг. 1. Оптимизированная планограмма горных работ участка №3 карьера Сиргала.

На фиг. 1 приведена оптимальная месячная планограмма для одного из участков карьера (№ 3) при длине фронта работ 2,4 км. Из планограммы видно, что добычные экскаваторы работают по определенной системе, один занят на зачистке пласта и выемке верхней пачки сланца, второй — на породном прослойке и выемке нижней пачки сланца. Расстояние между экскаваторами по фронту колеблется от 50 до 350 м. Период работы экскаватора на одном подступе составляет 6 смен. Значительно сокращается по сравнению с существующим положением дальность перегонов (в среднем по карьере до 1,35 м на 1 м фронта работ).

Полная загрузка добычных экскаваторов по времени невозможна даже при оптимальных планограммах работ. Это вполне естественно, поскольку при достигнутой в настоящее время интенсивности подготовки запасов сланца добычный комплекс карьера имеет известный резерв мощности. Соответственно, у добычных экскаваторов на протяжении технологического цикла периодически возникают перерывы из-за отсутствия фронта работ. Эти перерывы частично могут быть использованы для проведения профилактических плановых ремонтов. Кроме того, в пределах технологических перерывов можно корректировать планограммы добычных работ в ходе производства, что придает системе оперативного планирования необходимую ей гибкость.

На основе оптимизированных участков планограмм путем детализации их до сменных объемов работ, выполняемых каждым экскаватором, должны составляться недельные графики добычи сланца по карьере. Критериями оптимальности при этом, как уже отмечалось, являются ритмичность добычи по сменам и постоянство качества отгружаемого потребителю сланца.

Плановое количество экскаваторов на добыче в смену можно рассчитать, исходя из годового плана по добыче, режимного фонда рабочего времени (количества добычных смен за год) и планируемой сменной производительности экскаватора как

$$n = \frac{A}{mQ},$$

где A — годовой план по добыче;

m — количество добычных смен за год;

Q - планируемая сменная производительность добычного экскаватора в тоннах.

Соблюдение критерия постоянства качества добываемого сланца требует прежде всего соответствующего планирования производства. Стабилизация качества будет обеспечена при условии соблюдения равенства подвигания добычных работ по сланцевым подступам. Отсюда объемное или весовое соотношение в текущей добыче из разных пачек определится как отношение соответственно вынимаемых мощностей или производительностей пачек. В данных условиях объемное соотношение E/CB составляет I, I_2 , весовое - $I, 22$.

Поскольку потребное количество одновременно работающих на добыче экскаваторов невелико (на карьере Сиргала требуется 3 экскаватора) и они в течение смены не должны перегоняться (согласно оптимизированным планограммам) с подступа на подступ, то обеспечить требуемое соотношение сортов добываемого сланца при нормальной загрузке экскаваторов практически невозможно.

На стадии оперативного планирования производства вопрос стабилизации качества может быть решен в масштабах недельного графика добычных работ, при этом функцию "компенсатора" посменных отклонений качества от требуемого будет выполнять склад готовой продукции, имеющийся на каждом сланцевом карьере.

Склад готовой продукции предусмотрен в целях увязки прерывного режима работы добычных участков с непрерывным режимом отгрузки сланца потребителю, а также как аварийный. При нормальной работе карьера часть ежесменной добычи (до 29 %) должна поступать на склад, откуда по выходным дням производится отгрузка.

Оперативное управление грузопотоком должно ежесменно регулировать качество отгружаемого сланца, поступающего из карьера, таким образом, чтобы в приемный бункер погрузочно-дробильного комплекса поступал сланец требуемого качества, а излишек того или иного сорта аккумулировался на складе. Поскольку плановый недельный график добычных работ предусматривает в целом соблюдение требуемого соотношения по сортам, то к концу рабочей недели на складе будет создан запас сланца также необходимого качества.

Если в отдельные рабочие дни отклонение от требуемого соотношения в добыче из разных пачек превысит 29 %, то для стабилизации качества отгружаемого сланца необходимо организовать дополнительную отгрузку со склада. При этом среднее качество за неделю опять-таки будет обеспечиваться соответствующим планированием недельного графика работы добычных экскаваторов.

Таким образом, решение вопроса стабилизации качества отгружаемого сланца частично осуществляется на стадии оперативного планирования горных работ, а частично переходит в сферу оперативного управления производством. Разработка оптимального графика добычных работ является лишь первым и весьма существенным этапом упорядочения производства и обеспечения устойчивой и ритмичной работы предприятия в целом. Для соблюдения заданных при планировании параметров необходима четкая работа службы оперативного внутрисменного контроля качества добываемого сланца и оперативного управления транспортными грузопотоками.

R. Päsok

Shovel Work Organization in Oil Shale Quarries
on the Basis of Technological Plans

Summary

Some methods of designing the optimum plans of shovel work in oil shale quarries with subdivided selective excavation of commercial seam are recommended in the paper.

As optimum criteria organization of cleaning up, optimum use of shovels, rhythmical work in the whole quarry and constant quality of saleable oil shale have been adopted.

The permanence of oil shale quality has been determined in two stages:

- 1) on operative planning of cleaning up;
- 2) directly in the sphere of operative control over the quarry.

УДК 622.271

В.Г. Белицкий

К ВОПРОСУ СОЗДАНИЯ АСУ НА КАРЬЕРАХ

Современный карьер представляет из себя сложный технологический комплекс, специфической особенностью которого с точки зрения оперативного управления является большая рас-средоточенность контролируемых объектов (десятки и даже сотни квадратных километров), их постоянное перемещение и тесная технологическая связь между ними, изменение горно-геологических показателей залежи и т.д.

Отклонение от заданного технологического режима любого объекта зачастую отрицательно сказывается на деятельности всего горно-обогатительного комбината.

Так, например, по данным [1,2] в настоящее время на рудных карьерах недоиспользование экскаваторов достигает 20-25 % от общего времени работы, и в то же время простои автотранспорта в ожидании очереди под погрузку составляют 9-10 %. Поэтому особо важной и актуальной в настоящее время представляется задача создания работоспособной, универсальной, автоматизированной системы оперативного контроля и управления горно-транспортными работами карьера.

На первом этапе внедрения АСУ система выполняет функции учета и контроля выполненных объемов работ, простоя оборудования, оперативного управления деятельностью горнотранспортного оборудования. То есть предусматривается автоматизированный сбор и первичная обработка всей текущей информации карьера, что является необходимой предпосылкой дальнейшего развития АСУ с применением ЦМ.

На кафедре горного дела была создана АСУ применительно к условиям маардуского фосфоритного карьера, однако отличии-

тальной чертой системы является ее универсальность, т.е. возможность применения в любых других условиях. В особенности она удобна на небольших карьерах, так как очень проста в эксплуатации, не требует установки автомобильных весов (как известно, усложняющих работу автотранспорта), значительно дешевле ранее разработанных в других институтах систем, опытные образцы которых были внедрены на карьерах-гигантах.

Предлагаемая система осуществляет следующие функции:

- оперативную и радио-и телефонную связь между диспетчером и всеми технологическими звеньями;
- оперативное управление ходом горных работ путем воздействия на транспортные потоки;
- сигнализацию и учет времени простоя вскрышных экскаваторов и дробильно-сортировочного завода;
- оперативный учет объема проделанных вскрышных работ (при бестранспортной схеме вскрыши);
- оперативный учет производительности добычного горно-транспортного комплекса.

Организация надежной связи диспетчера с объектами контроля и управления является предпосылкой нормального функционирования АСУ. Оперативная связь служит для периодического устного обмена информацией, содержание которой может быть самое разнообразное (сообщение об отказе объекта, предположительной длительности простоя, передача командной информации диспетчером). Кроме этого, что не менее важно, радиоаппаратура используется в качестве технических средств формирования телемеханических каналов связи, предназначенных для передачи учетной информации о производительности всего горно-транспортного комплекса карьера.

В этих целях предполагается оснастить все карьерные экскаваторы и автосамосвалы мобильными радиостанциями 1РТМ-А2-ЧМ, позволяющими вести надежную радиотелефонную связь с центральной диспетчерской станцией ЗРТС-Ц2-ЧМ в радиусе до 30 километров.

Для учета производительности экскаваторов каждый из них оборудуется локальной системой сбора информации, логическая схема которых засчитывает лишь полноценный цикл экскавации,

состоящий из последовательных операций тяги, подъема и вращения. Номинальная загрузка ковша контролируется по току двигателя подъема, который пропорционален весу груженого ковша.

Принципиально предлагаемому АСУ можно разделить на три подсистемы: учета и контроля производительности вскрышных экскаваторов, учета и контроля горнотранспортного комплекса и подсистему оперативного управления.

Как показывает практика, вскрышные работы являются обычно наиболее "узким" местом в деятельности карьера. И, если учесть, что каждый час простоя мощного вскрышного экскаватора влечет за собой сотни рублей убытка, то вполне понятно особое значение контроля их деятельности.

В предложенной системе осуществляется учет производительности каждого вскрышного экскаватора (вышеуказанными аппаратами учета производительности) с автоматической передачей информации на пульт диспетчера. В качестве телемеханического канала связи используется радиосвязь с одночастотным кодированием сигнала.

Кроме учета производительности схема позволяет вести учет времени простоя вскрышного экскаватора.

Критерием нормальной работы вскрышного экскаватора принято очередное поступление сигнала о завершении цикла экскавации с определенным интервалом времени. Контроль времени поступления сигнала осуществляется линией задержки (элемент ЭТ-В04). При непоступлении сигнала в течение контрольного времени автоматически включается счетчик времени простоя экскаватора, который осуществляет нарастающим итогом счет времени простоя с начала смены. Включение счетчика сопровождается включением световой сигнализации. С появлением очередного отсчета схема переводится в режим самоконтроля.

Непосредственная сигнализация о простое экскаватора является важным психологическим фактором повышения сменной производительности, дисциплинирует машинистов экскаваторов.

Как правило, в известных АСУ учет горной массы, перевозимой автотранспортом, осуществляется при помощи автомобильных весов [1, 3]. Однако применение автомобильных весов зна-

чительно усложняет эксплуатацию системы, снижает среднюю транспортную скорость и требует значительных капитальных и эксплуатационных затрат.

Наиболее просто и удобно оперативный учет производительности добычных экскаваторов осуществляется по числу машино-рейсов автосамосвалов, но точность полученных результатов по известным соображениям не всегда оказывается удовлетворительной.

Главное достоинство данной системы учета заключается в том, что она в значительной степени обладает точностью первой и простотой второй из указанных схем учета.

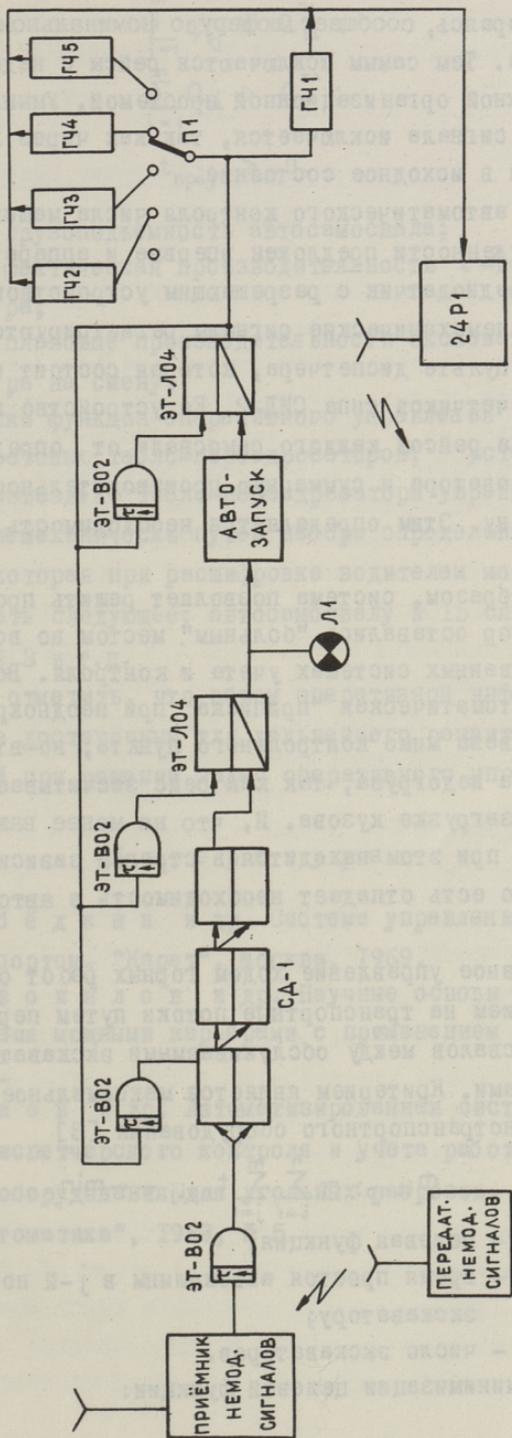
Таким образом, как уже было сказано, за исходный учетный показатель принимается полновесный ковш горной массы. Кроме аппаратуры учета производительности, все добычные экскаваторы оборудуются однотранзисторными передатчиками немодулированных сигналов (см. фиг. I) и следствием каждого полноценного цикла экскавации является автоматическая посылка немодулированного сигнала, который воспринимается приемным полукomплектом, расположенным в автосамосвале.

Аппаратура, расположенная в автомобильном блоке, выполняет следующие функции:

- прием немодулированных сигналов;
- формирование их по длительности и амплитуде;
- отсчет их количества;
- автоматическую подачу радиосигнала в диспетчерскую при проезде автосамосвала мимо контрольного пункта;
- автоматический возврат системы в исходное состояние.

Принцип работы устройства следующий. При загрузке кузова автосамосвала определенным числом полновесных ковшей (установка определяется грузоподъемностью автосамосвалов), схема автоматически подготавливается к запуску телемеханического сигнала диспетчеру. Посылка сигнала осуществляется автоматически при проезде автосамосвала под петлей автозапуска.

В случае, если кузов окажется недогружен, рейс не засчитывается. При этом случайных ошибок быть не может, так как схемой предусмотрена световая сигнализация (лампочка Л1),



Фиг. 1. Функциональная схема радиодатчика с разрешающим устройством.

которая, загораясь, сообщает шоферу о номинальной загрузке кузова. Тем самым исключаются рейсы с недогрузом, что является важной организационной проблемой. Умышленная повторная посылка сигнала исключается, так как через 200 м/с схема возвращается в исходное состояние.

Способ автоматического контроля числа машино-рейсов с учетом загрузки предложен впервые и аппаратура получила название - радиодатчик с разрешающим устройством.

Радиотелемеханические сигналы регистрируются счетной матрицей на пульте диспетчера, которая состоит из электромеханических счетчиков типа СИД-2. Ее устройство позволяет вести учет числа рейсов каждого самосвала от определенного добычного экскаватора и суммарную производительность автосамосвала за смену. Этим определяется необходимость двухчастотного кода.

Таким образом, система позволяет решить проблемы, которые до сих пор оставались "больным" местом во всех известных автоматизированных системах учета и контроля. Во-первых, исключается автоматическая "приписка" при неоднократном проезде автосамосвала мимо контрольного пункта; во-вторых, отпадает проблема недогрузки, так как рейс засчитывается лишь при номинальной загрузке кузова. И, что не менее важно, полный объем добычи при этом находится в строгой зависимости от числа рейсов, то есть отпадает необходимость в автомобильных весах.

Оперативное управление ходом горных работ осуществляется воздействием на транспортные потоки путем перераспределения автосамосвалов между обслуживаемыми экскаваторами, приемными пунктами. Критерием является максимальное снижение простоев горнотранспортного оборудования [3]

$$\Phi(t_{np}) = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m t_{npj} \rightarrow \min.$$

где $\Phi(t_{np})$ - целевая функция;

t_{npj} - время простоя автомашины в j -й посылке к i -му экскаватору;

n - число экскаваторов.

Ограничение минимизации целевой функции:

$$\sum_{j=1}^m q_{ij} \geq Q_{zi}^{n\wedge};$$

$$\sum_{i=1}^n Q_{zi} \geq Q_k^{n\wedge};$$

$$t_{npj} \geq 0,$$

где q - грузоподъемность автосамосвала;
 Q_{zi} - фактическая производительность i -го экскаватора;
 $Q_{zi}^{n\wedge}, Q_k^{n\wedge}$ - плановые производительности экскаватора и карьера на смену.

Технически функция оперативного управления реализуется при помощи световых табло-переадресаторов, устанавливаемых на путевых разъездах. Табло-переадресаторы управляются диспетчером телемеханически путем набора определенной кодовой комбинации, которая при расшифровке водителем может, например, обозначать следующее: автосамосвалу № 15 следовать к экскаватору № 3 и т.д.

Следует отметить, что объем оперативной информации является вполне достаточным для дальнейшего развития АСУ с применением ЭЦМ при решении задач оперативного управления.

Л и т е р а т у р а

1. В.Ф. Лебедев и др. Система управления карьерным автотранспортом. "Карт", Москва, 1969.
2. М.Г. Новожилов и др. Научные основы планирования и управления мощными карьерами с применением ЭЦМ. "Наука", 1969.
3. Д.М. Исаев и др. Автоматизированная система оперативного диспетчерского контроля и учета работы горнотранспортного оборудования для угольных разрезов. "Горные машины и автоматика", 1969, № 5.

V. Belitski

About Automatic Dispatcher System
of Quarries

Summary

An automatic dispatcher system has been created for the conditions of mean and small capacity quarries.

The system is original and has truck-balance system advantages but does not need mounting scales.

The capital expenditure and operation cost are smaller than in the case of other well-known dispatcher systems.

Л.Г. Талве

УПРАВЛЕНИЕ ОБРУШЕНИЕМ ПРИ КАМЕРНОЙ ВЫЕМКЕ
ПО ХАРАКТЕРИСТИКАМ КОНВЕРГЕНЦИИ

На Эстонском месторождении горючих сланцев пласт мощностью 3,35 м имеет незначительный уклон на юг - в среднем 3 м на километр. Соответственно мощность покрывающих пород, представленных карбонатными породами, в северной части месторождения составляет 10-15 м, а на юге - 60 м. Как пласт, так и непосредственная кровля имеют сложную структуру. Сланцевые пачки чередуются с прослойками известняка.

На шахтах испытаны четыре варианта камерной выемки, но из-за отсутствия специального самоходного оборудования для коротких забоев в настоящее время применяется из них только вариант со столбчатыми целиками.

При вынимаемой мощности пласта 2,8 м ширина камер колеблется в пределах от 6 до 10 м при опорных целиках с площадью квадратного поперечного сечения 25-50 м². Непосредственная кровля поддерживается с помощью анкерной крепи типа СКШ длиной 1,5-2,2 м. При увеличении глубины разработки напряженное состояние целиков часто достигает критических значений, в результате чего в отработанных или обрабатываемых камерных блоках (200 + 300x600 м) происходят стихийные обрушения толщ покрывающих пород. Это нарушает в некоторой степени нормальный ход ведения горных работ.

В 1965 г. произошло первое обрушение на эстонских сланцевых шахтах. На шахте Ахтие в обрабатываемом камерном блоке № 2 обрушилась толща мощностью 42 м на площади 1 га. Из выработок было вытеснено около 16 тыс. м³ воздуха. Оседание земной поверхности достигло 2 м. Начиная с 1970 г. на той же

шахте обрушились дополнительно шесть камерных блоков при глубине разработки до 54 м.

В 1972 г. на шахте Виру в отрабатываемом камерном блоке № 42 - "южный" величины деформации целиков достигли значений, обусловивших обрушение непосредственной кровли призабойного пространства мощностью 1,8-2,4 м. В начале 1973 г. на шахте "Эстония" сдали в эксплуатацию четыре камерных блока при глубине работ 60 м. Через год (после отработки около одной трети длины камерных блоков) на двух из них (30I и 50I) появились признаки критического напряженного состояния.

Для нормализации ведения горных работ в коротких очистных забоях на глубине более 40 м необходимо разработать основы камерной системы разработки с управляемым обрушением толщи покрывающих пород в местных природных условиях.

Принцип управляемости обрушения пород предполагает, чтобы этот процесс был регулируемым по времени, площади и интенсивности. Это значит, что обрушение должно начинаться в заданное время, ограничиваться определенной площадью, на которой должно протекать с допустимой скоростью.

Для решения поставленной задачи можно проектировать параметры камерного блока по типовым характеристикам конвергенции. Последние определяют экспериментальным способом с учетом конкретных геологических условий залегания пород пласта и вмещающих пород, совокупности горнотехнических параметров и реологического поведения целиков. Совокупность горнотехнических параметров обеспечивает взаимосвязь между размерами целиков и потолочин при определенной конфигурации целиков. Для этой цели используем коэффициент поддержания, определяемый по формуле [Талве, 1968]

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

- где S_1 - площадь поперечного сечения целика, m^2 ;
 S_2 - площадь кровли, поддерживаемая целиком, m^2 ;
 a - ширина целика, м;
 b - длина целика, м;
 c - ширина продольной камеры, м;
 d - ширина поперечной камеры, м.

При постоянной глубине разработки конвергенцию δ можно определить как функцию от коэффициента поддержания при постоянной конфигурации целиков, т.е.

$$\delta = f(k).$$

При необходимости сравнения реологического поведения целиков на различной глубине H разработки целесообразно пользоваться понятием условной мощности. Последнее определяется отношением

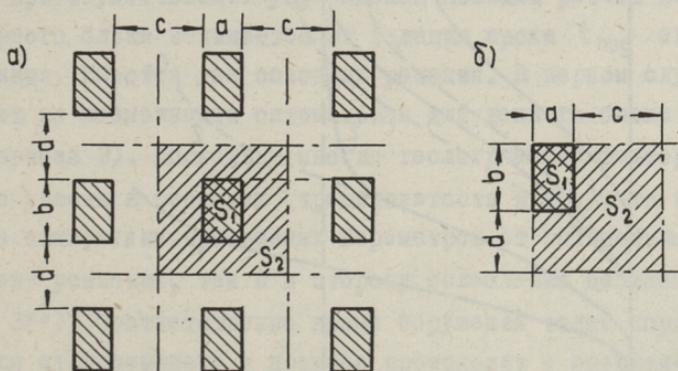
$$C = \frac{H}{k},$$

где C — условная мощность покрывающих пород, м. (фиг. 1 и 2)

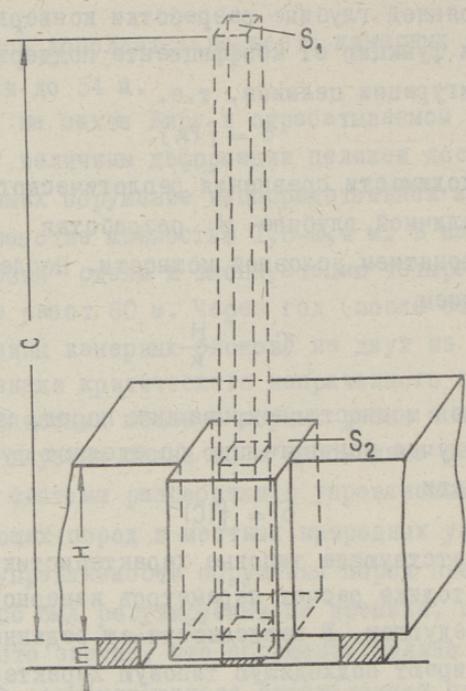
В общем случае конвергенцию определяют функционально от условной мощности

$$\delta = f(C)$$

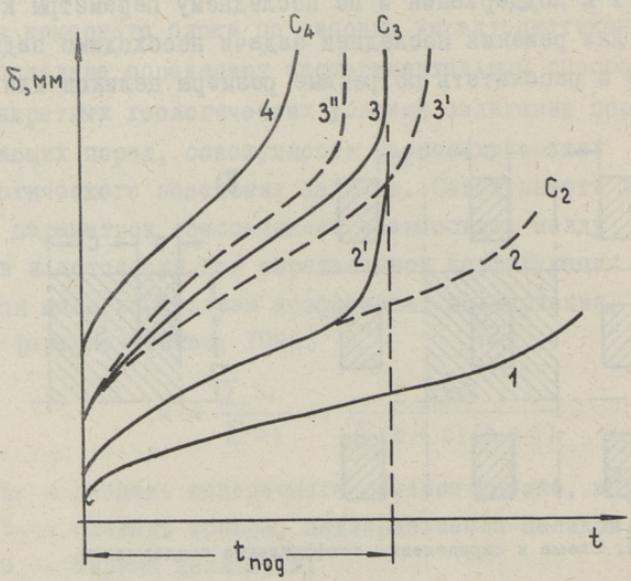
и строят соответствующие типовые характеристики (фиг. 3). По приведенной методике расчет параметров камерного блока заключается в следующем. В зависимости от заданного срока службы целиков выбирают подходящую типовую характеристику конвергенции, которой соответствует определенная величина условной мощности C . По значению C и глубине H разработки определяют коэффициент k поддержания и по последнему параметры камерного блока. Для решения последней задачи необходимо задать пролеты камер и рассчитать требуемые размеры целиков или наобо-



Фиг. 1. Схема к определению коэффициента поддержания.



Фиг. 2. Схема к определению условной мощности.



Фиг. 3. Типовые характеристики конвергенции.

рот — задавая площадь поперечного сечения целиков определить соответствующие размеры камер. Данная методика проектирования предполагает, чтобы параметры определялись с учетом физико-механических свойств пород пласта и непосредственной кровли конкретного камерного блока.

По бассейну и отдельным шахтным полям определены осредненные данные отдельных сланцевых пачек и известняковых прослоек. Исследованиями установлено существенное изменение геологических условий в пределах шахтных полей. Но пока нет возможности оценить дифференцированно геологические условия массива, а также не учитывается потребный срок службы целиков. Таким образом, при проектировании параметров камерного блока расчет носит пока чисто формальный характер, т.е. размеры целиков и пролеты камер выбирают практически произвольно — на основе имеющегося опыта. Отсутствие возможности сравнения применяемых параметров с оптимальными приводит к недопустимым отклонениям сроков $t_{\text{ног}}$ поддержания. Результатом этого является, с одной стороны, чрезмерное увеличение потерь в целиках (кривая I на фиг. I), и, с другой стороны, излишнее ослабление целиков, сопровождаемое с преждевременным обрушением в обрабатываемых блоках (кривая 4). В первом случае риск еще больше. Обрушение на некоторое время задерживается, но позже протекает на большей площади и более интенсивно.

При осуществлении управляемой посадки расчет параметров камерного блока начинается от задания срока $t_{\text{ног}}$ его поддержания. Имеется два основных решения. В первом случае применяют по возможности оптимальные для данного блока параметры (кривая 3). Поскольку многие геологические факторы невозможно учесть в расчетах (трещиноватость и др.), то и неизбежно отклонение выбираемых параметров от оптимальных как в сторону усиления, так и в сторону ослабления целиков (кривые 3' и 3''). Соответственно время обрушения толщи пород отклоняется от проектного и процесс происходит с опозданием или преждевременно по сравнению с проектным.

Более удобным является проектирование параметров методом корригирования характеристики конвергенции. Сущность кор-

ригирования заключается в замене начальной характеристики конвергенции на более крутую. В результате этого обеспечивается, во-первых, достаточно высокая степень безопасности при ведении горных работ, а, во-вторых, более точное начало обрушения. При применении данного метода в начале периода отработки принимают несущую способность целиков несколько больше потребного, чтобы избежать преждевременного обрушения (кривая 2). Перед окончанием срока $t_{\text{под}}$ поддержания целиков каким-то путем переходят на новую характеристику (кривая 2'), которая соответствует примерно характеристике 4. Таким образом, принцип управляемости посадки осуществляется корригированием начальной характеристики конвергенции перед проектным сроком обрушения.

Технологически это можно реализовать по-разному. Например, создать ослабленную зону в камерном блоке путем частичного или полного разрушения целиков массовым взрывом. Такой же эффект можно получить в результате существенного увеличения величины условной мощности на определенной площади, т.е. уменьшением размеров целиков или увеличением пролетов камер перед окончанием отработки камерного блока или ее части.

В ГДР на калийных рудниках практикуется технология, при которой целики сперва оставляют с завышенными размерами [Хеффер, 1967]. После отработки определенной части выемочного поля приступают к уменьшению целиков до конечных размеров. При этом достигается потребная степень управляемости обрушения с получением дополнительной добычи. Конкретное решение по корригированию принимают на основе экономических и технологических соображений с учетом местных геологических условий. Именно характеристики конвергенции корригируются параметрами камерного блока только на определенной критической площади. С увеличением размеров целиков возрастает критическая площадь обрушения, что в конечном расчете может привести к обрушению недопустимой интенсивности.

Оптимальный срок поддержания целиков зависит от местных геологических условий и экономических соображений. На эстонских сланцевых шахтах при глубине разработки более 40 м на первом этапе перехода на технологию камерной выемки с обру-

шением целесообразно срок поддержания целиков принимать практически равным сроку отработки всего камерного блока или ее части (например, половины блока). В последнем случае оставляют барьерные целики, задачей которых является локализование обрушения по площади и изолирование фронта очистных работ от обрушаемой зоны. Этим обеспечиваются нормальные условия при ведении очистных работ применением сравнительно простых технологических приемов.

Достоинства метода проектирования параметров камерного блока по характеристикам конвергенции заключаются в полном учете местных геологических и технологических условий, а также фактора времени. Главные недостатки — трудоемкость и длительность экспериментального определения семейства типовых характеристик конвергенции и затруднения при объективной оценке геологических условий проектируемого выемочного поля.

Л и т е р а т у р а

1. Л. Г. Т а л в е. Об управлении потенциальной энергией толщи покрывающих пород при камерной системе разработки. Добыча и переработка горючих сланцев. Тр. Ин-та сланцев. "Недра", Л., 1968.
2. К.-Г. Х е ф е р и др. Пути снижения потерь при разработке калийных солей в ГДР. Сборник докладов У Международного горного конгресса, Москва, 1967.

Lenkung der Zerstörungen der Pfeiler beim
Kammerpfeilerbau auf Grund der Konvergenz-
kennlinien

Zusammenfassung

In den Gruben des estnischen Brennschieferbeckens benutzt man den Kammerpfeilerbau. Bei der Gewinnungsteufe über 40 m kommen oft spontane Zerstörungen der Pfeiler vor. Zur Normalisierung der Grubenarbeiten muß man zum Kammerbruchbau, d.h. zur Verwendung lenkbarer Zerstörungen der Pfeiler und Firstschichten übergehen. Dazu kann man das Projektieren der Parameter des Kammerpfeilerbaues auf Grund der Konvergenzlinien anwenden. Bei dieser Methode werden die örtlichen geologischen und technologischen Bedingungen und der Zeitfaktor in Betracht gezogen. Ein wesentlicher Nachteil dieser Methode ist der große Umfang und die Langwierigkeit der experimentalen Arbeiten zur Bestimmung der typischen Konvergenzlinien.

Л.Г. Талве, Ю.В. Пастарус

АНАЛИЗ ПАРАМЕТРОВ КАМЕРНЫХ БЛОКОВ МЕТОДОМ
УСЛОВНОЙ МОЩНОСТИ

Результативность ведения горных работ зависит от различных факторов, которые условно можно разделить на природные, технологические и организационные. Природные факторы являются первичными, т.е. исходными, по которым принимают конкретные технические решения и выбирают соответствующие организационные формы. Технологические факторы характеризуются применяемыми системой горных разработок и способом механизации. Отдельные факторы тесно взаимосвязаны и благодаря развитию вторичных факторов постоянно изменяются. Поэтому эффективность комплексной механизации горных работ на определенном этапе зависит от того, в какой степени в конкретном случае соблюдаются эти соответствия. Ниже рассматриваются подробнее некоторые вопросы, связанные с методикой исследования соответствия параметров камерной системы разработки местным природным условиям.

Проектирование элементов камерной выемки предполагает достаточную изученность местных горно-геологических условий. На сланцевых шахтах на первом этапе эта задача выполнена институтом ВНИИ. Предполагалось при этом стихийное обрушение толщи покрывающих пород после отработки камерного блока. Главным недостатком первоначального решения является неопределенность протекания в толще пород энергетических процессов, мощность которых из-за отсутствия возможности регулирования может достичь недопустимых значений. На втором этапе предусматривается переход на управляемое обрушение. Для этого требуется более детальное и дифференцированное изучение конкретных природных условий, особенно поведение целиков и потоло-

чин при различных параметрах и глубине разработки камерных блоков. Сбор и систематизацию фактического материала эксплуатационных и экспериментальных работ по данному вопросу можно осуществить разными способами, например, по методу условной мощности [Л.Талве, статья в настоящем сборнике].

Анализ начинается со сбора данных фактических параметров. Для этого используется маркшейдерская документация по исследуемому камерному блоку — площади поперечных сечений целиков, площади кровли, поддерживаемые определенными группами целиков и мощность толщи покрывающих пород. Наиболее трудоемкой операцией является подготовка собранных данных к обработке, так как ввод подобного графического материала в ЭВМ решен пока неудовлетворительно. Общий объем подготовительной операции зависит от размеров камерных блоков.

В настоящее время на эстонских сланцевых шахтах практикуется применение усиленных барьерных целиков возле сборного и бортовых штреков, хотя целесообразность их применения не доказана. Соответственно программирование выполняется в два приема. В первом случае учитываются все целики и соответственно вся площадь камерного блока. Во втором случае исключают усиленные барьерные целики возле сборного и бортового штреков и соответствующую часть площади камерного блока, поддерживаемую ими. Предполагается, что обрушение происходит на площади, характеризуемой максимальными значениями условной мощности.

При анализе важную роль играет критическая площадь обрушения. Это минимальная площадь камерного блока, достаточная для инициирования обрушения до земной поверхности с дальнейшим развитием его до проектной площади, предназначенной к обрушению на данном этапе. Размеры критической площади зависят по-видимому от многих геологических и технологических факторов. Критическая площадь в условиях сланцевых шахт Эстонского месторождения пока не определена. По данным исследования первых стихийных обрушений она принимается предварительно равным квадрату, стороны которого равны 70–100 м. При

среднем расстоянии между осями камер 14 м в пределах принятой критической площади располагается 5-7 рядов столбчатых целиков.

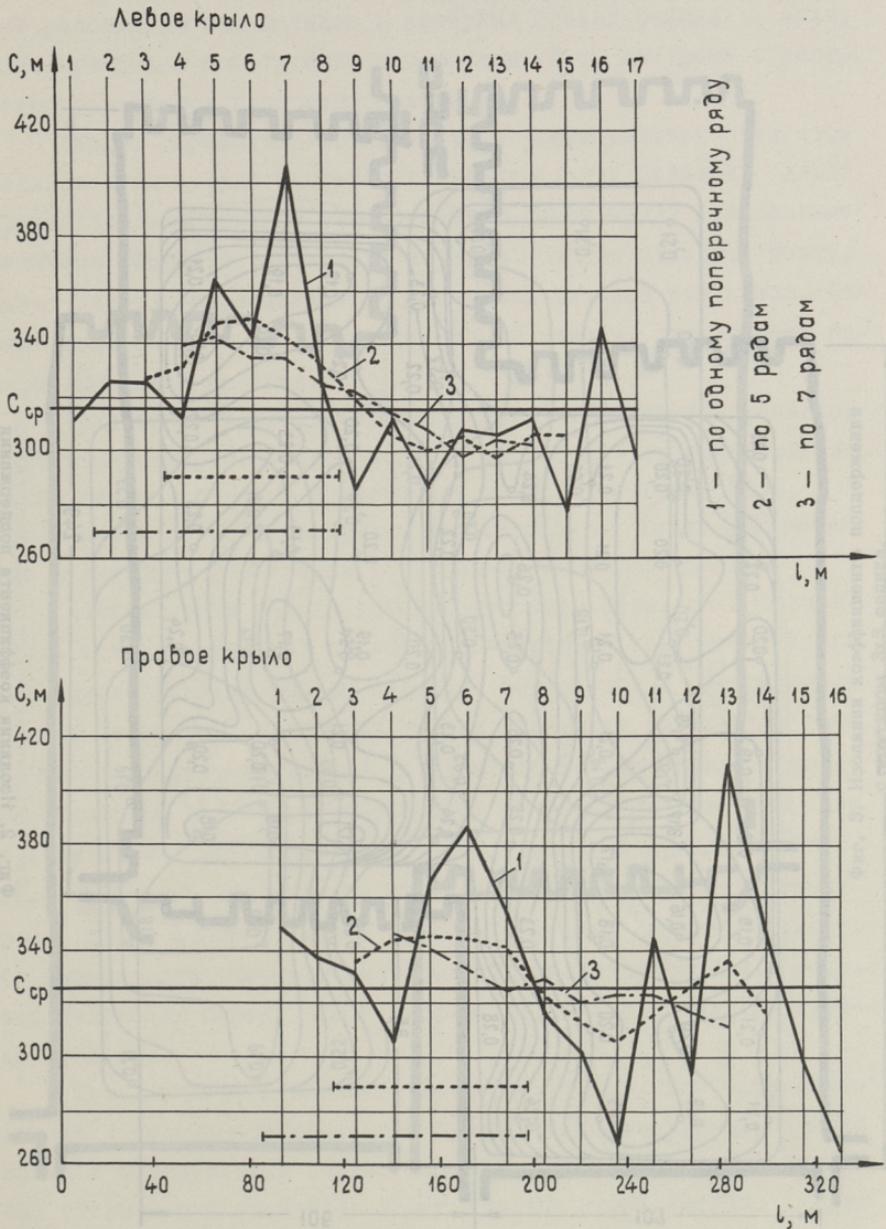
Соответственно составляют программу для определения значения условной мощности по отдельным рядам и группам из пяти и семи рядов целиков в отдельности для обоих крыльев камерного блока. Определяют и средние значения условной мощности по всему крылу камерного блока с учетом усиленных целиков и без них. Только при группировании поперечных рядов целиков работу выполняют без усиленных целиков, так как вероятность обрушения больше на части камерного блока с целиками, имеющими минимальные площади поперечного сечения при постоянной площади поддержания. Для большей наглядности результаты обработки оформляют графически. На фиг. 1 приведен в качестве примера график параметров камерного блока № 501 шахты "Эстония". На графике определены группы поперечных рядов целиков с максимальной условной мощностью, являющиеся вероятными критическими площадями обрушения.

При описанном выше способе анализ параметров выполняется по средним значениям условной мощности поперечных рядов. Ширина крыльев камерного блока колеблется в пределах 100-200 м, т.е. значительно больше предполагаемой ширины критической площади. Поэтому анализ параметров камерного блока по поперечным рядам целиков можно рекомендовать в случае, если ширина крыла без усиленных целиков соответствует примерно ширине критической площади обрушения, т.е. 70-100 м. При большей ширине крыла условную мощность определяют методом скользящего контура. Площадь контура является возможная критическая площадь обрушения, которая вероятно имеет неправильную геометрическую форму (круга или эллипса). Для упрощения программирования принимают форму скользящего контура прямоугольной, частным случаем которого является квадрат. Ориентация контура относительно крыла камерного блока может быть произвольная. Среднее значение условной мощности по выбранному контуру располагается в центре контура. По крылу камерного блока можно определить столько средних значений условной мощности, сколько имеется различных возможностей для расположе-

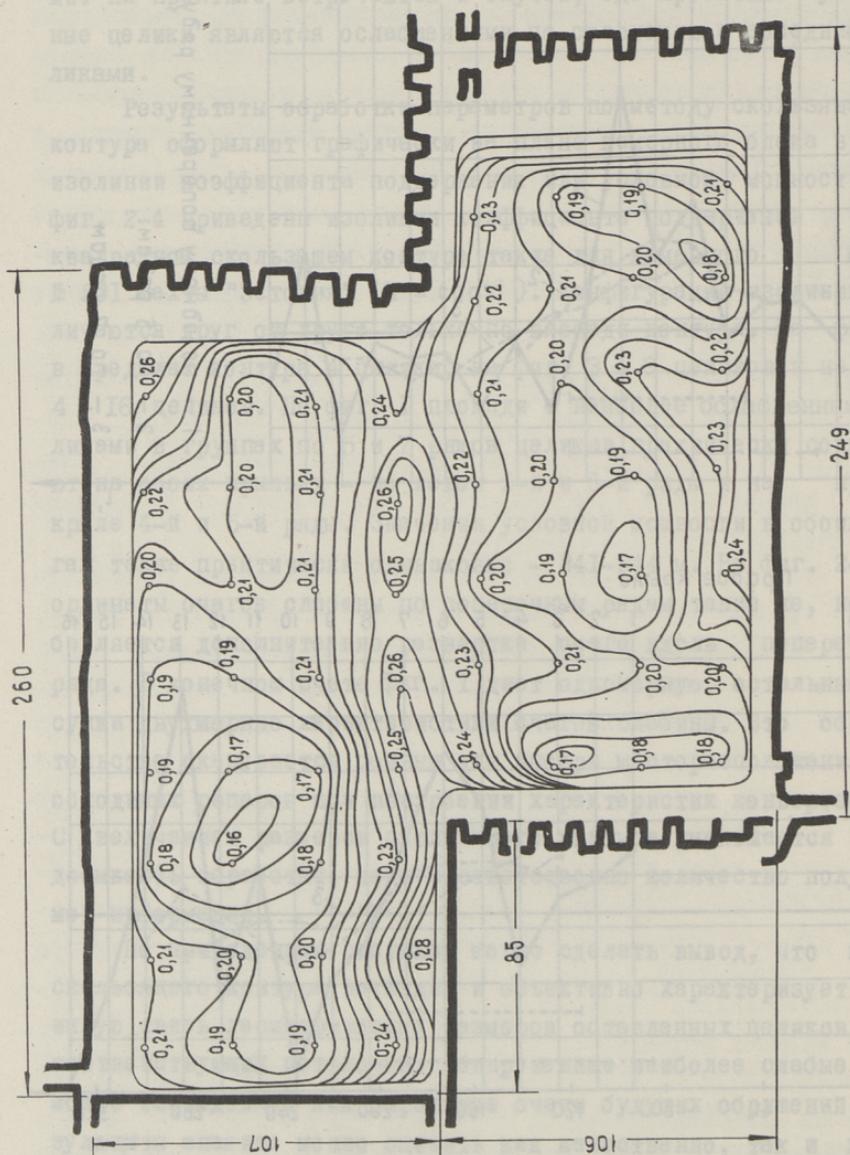
ния контура в пределах крыла или камерного блока. При данном методе целесообразно учесть и усиленные целики, так как имеется возможность оценить их взаимную связь с другими целиками. На практике встречаются и случаи, где проектные усиленные целики являются ослабленными по сравнению с соседними целиками.

Результаты обработки параметров по методу скользящего контура оформляют графически на плане камерного блока в виде изолинии коэффициента поддержания или условной мощности. На фиг. 2-4 приведены изолинии коэффициента поддержания при квадратном скользящем контуре также для камерного блока № 501 шахты "Эстония" ($H = \text{const}$). Конфигурации изолиний отличаются друг от друга только по площади контура. На фиг. 2 в пределах контура 4 целика, на фиг. 3 - 9 целиков и на фиг. 4 - 16 целиков. По фиг. 1 площади с наиболее ослабленными целиками в группах по 5 и 7 рядов целиков практически совпадают на обоих крыльях - на левом 5-й и 6-й ряды и на правом крыле 4-й и 5-й ряды. Значения условной мощности в обоих очагах также практически одинаковые - 341-344 м. На фиг. 2-4 координаты очагов слабину по поперечным рядам такие же, но прибавляется дополнительно развертка очага вдоль поперечного ряда. В конечном счете фиг. 1 дает одномерную, остальные рисунки двумерные характеристики очагов слабину. Это обстоятельство оказывается ценным для выбора месторасположения необходимых реперов при построении характеристик конвергенции. С увеличением размеров скользящего контура уменьшается трудоемкость обработки, но и соответственно количество получаемой информации.

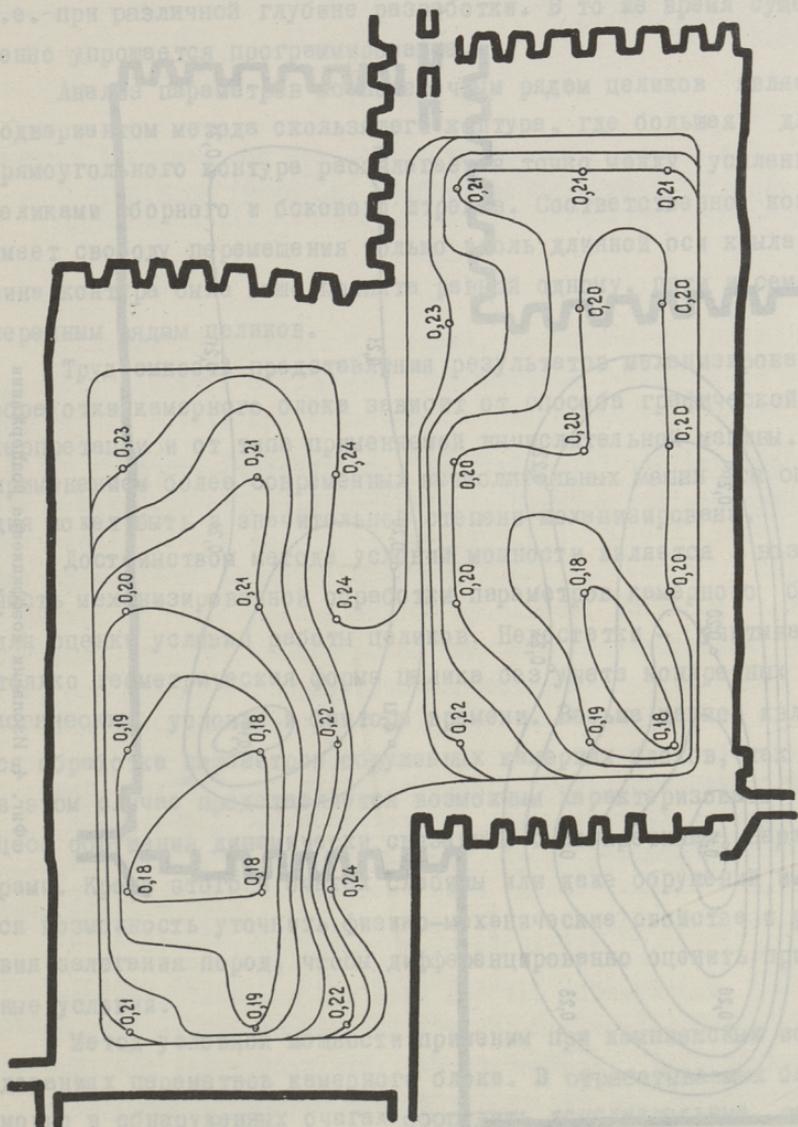
По приведенным рисункам можно сделать вывод, что метод скользящего контура наглядно и объективно характеризует взаимную связь геометрических размеров оставленных целиков и соответствующих потолочин. Обнаруженные наиболее слабые зоны можно исследовать как вероятные очаги будущих обрушений. Результаты анализа можно оценить как качественно, так и количественно. С помощью коэффициента поддержания можно сравнить условия работы целиков при постоянной глубине разработки, например, в пределах одного камерного блока. Метод условной



Фиг. 1. Характеристики условной мощности по поперечным рядам целиков.

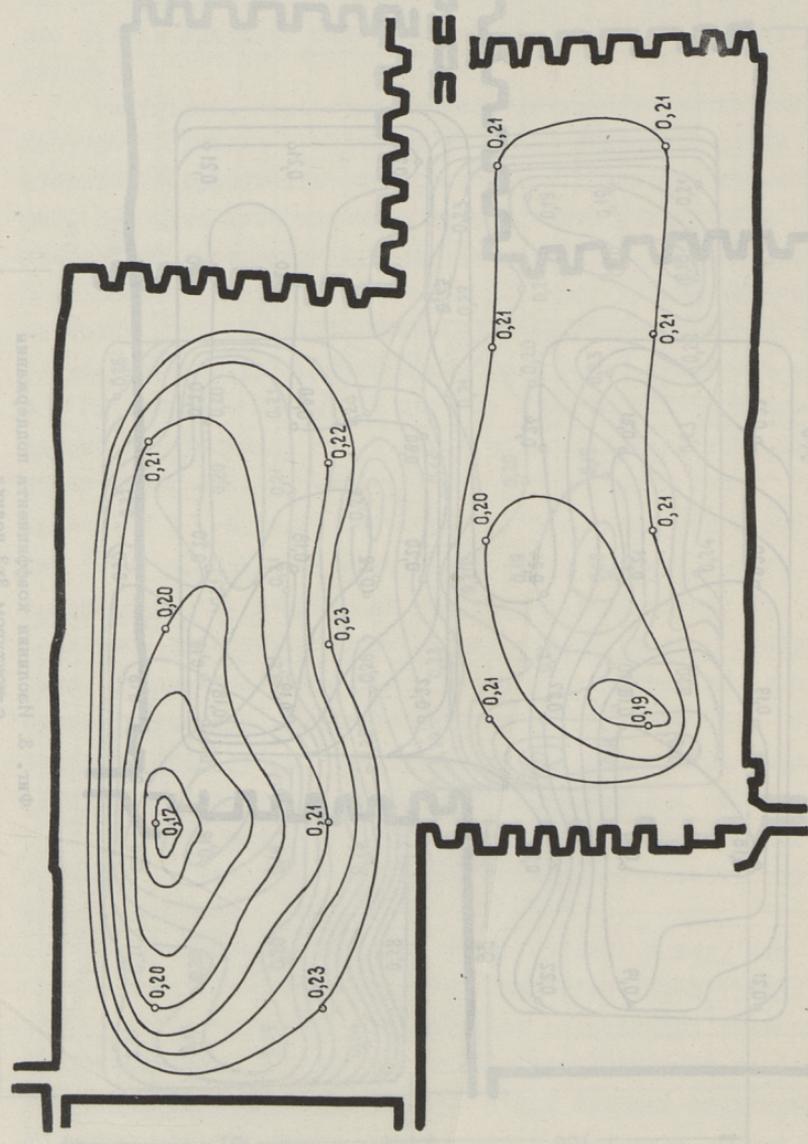


Фиг. 2. Изолинии коэффициента подержания с контуром 2х2 целика.



Фиг. 3. Изолинии коэффициента поддержания с контуром 3x3 пеллика.

С. С. БОЛДЫНОВ И Д. В. ПОПОВ
Физ. в. Изучение коэффициента подержания



Фиг. 4. Изолинии коэффициента подержания с контуром 4x4 клетки.

мощности обеспечивает необходимую сопоставимость при сравнении условий работы целиков в камерных блоках разных шахт, т.е. при различной глубине разработки. В то же время существенно упрощается программирование.

Анализ параметров по поперечным рядам целиков является подвариантом метода скользящего контура, где большая длина прямоугольного контура располагается точно между усиленными целиками сборного и бокового штреков. Соответственно контур имеет свободу перемещения только вдоль длинной оси крыла. Ширина контура была выше принята равной одному, пяти и семи поперечным рядам целиков.

Трудоемкость представления результатов механизированной обработки камерного блока зависит от способа графической интерпретации и от типа применяемой вычислительной машины. С применением более современных вычислительных машин эта операция может быть в значительной степени механизирована.

Достоинством метода условий мощности является возможность механизированной обработки параметров камерного блока для оценки условий работы целиков. Недостатки — учитывается только геометрическая форма целика без учета конкретных геологических условий и фактора времени. Весьма ценной является обработка параметров обрушенных камерных блоков, так как в этом случае представляется возможным характеризовать процесс обрушения динамически, связанным с конкретными параметрами. Кроме этого в очагах слабины или даже обрушений имеется возможность уточнить физико-механические свойства и условия залегания пород, чтобы дифференцированно оценить природные условия.

Метод условной мощности применим при комплексных исследованиях параметров камерного блока. В отрабатываемых блоках можно в обнаруженных очагах соорудить дополнительные реперные станции для уточнения характеристик конвергенции. Кроме того, динамику состояния целиков в этих очагах можно оценить методом визуальных наблюдений за их деформированием. Параллельно с исследованием устойчивости целиков исследуют устойчивость обнажений, закрепленных анкерной крепью. Эксперимен-

тально установлено, что динамику устойчивости обнажений и эффективность их закрепления в условиях сложного строения сланцевых шахт можно наиболее совершенно выполнить стратоскопическими исследованиями.

Л и т е р а т у р а

Г. Л. Г. Т а л в е. Управление обрушением при камерной выемке по характеристикам конвергенции. См. наст. сб. с. 37.

L. Talve, J. Pastarus

Analyse der Parameter der Kammerblöcke nach der
Methode der vereinbarten Mächtigkeit der darüber-
liegenden Schichten

Zusammenfassung

Den Spannungszustand der Pfeiler in den Grenzen des Kammerblockes kann man nach der vereinbarten Mächtigkeit der Überlagerungsschichten beschreiben. Die vereinbarte Mächtigkeit berücksichtigt alle geometrischen Parameter des Kammerpfeilerbaues - die Dimensionen der Pfeiler, der Kammer und die Lagerungsteufe. Nach den Isolinien der vereinbarten Mächtigkeit auf dem Plan des Kammerblockes kann man den Spannungszustand der Pfeiler sowohl qualitativ als auch quantitativ charakterisieren. Die Ergebnisse der Analyse werden bei der Projektierung der Parameter des Kammerbruchbaues benutzt.

УДК 622.835.5

Э.А. Крипсаар

К ВОПРОСУ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЗАПАСА ПРОЧНОСТИ МЕЖКАМЕРНЫХ
ЦЕЛИКОВ НА ШАХТАХ ЭСТОНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГОРЮЧИХ
СЛАНЦЕВ

Главным требованием к системе, состоящей из целиков и кровлей, является обеспечение достаточной безопасности ведения горных работ. При изменчивых геологических условиях требуется надёжная работа этой системы и в наихудших условиях, что может приводить к завышенным размерам целика. Рациональное использование природных ресурсов [1] требует установления оптимальных размеров целиков, запас прочности которых равнялся бы коэффициенту запаса прочности. Такие же целики требуются при обрушении кровли взрыванием межкамерных целиков, поскольку, обеспечив устойчивость целиков до конца очистных работ в блоке (т.е. I год с начала работ в блоке), возможно последующее обрушение кровли с минимальным объёмом взрывных работ. Чтобы одновременно выполнить эти требования, необходимо прежде всего достоверное определение запаса прочности целика на шахте в конкретных геологических и технологических условиях.

На основании прямых замеров нагружаемого целика определены только величины его деформаций. Это связано с техническими трудностями выполнения замеров в период образования целика в ходе взрывных работ, т.е. в начале нагружения.

Моделирование целиков проводилось в лабораторных условиях нагружением одноосным сжатием до разрушения влагонасыщенных цилиндрических образцов из горючих сланцев (часть образцов имели породные прослойки поперек направления сжатия как в целиках). Исследование закономерностей процесса разрушения осуществлялось с целью выявления путей определения за-

паса прочности и прогнозирования поведения целлика в период повышения нагрузки от горного давления, соблюдая сопоставимость результатов, полученных на модели и в натуре.

Для проверки сходимости результатов на межкамерных целликах и на образцах была использована схема тензометрии, осуществляющая измерение высоты и ширины нагружаемого тела (фиг. 1).

Кроме образцов со стандартным отношением λ высоты образца к диаметру были использованы образцы, имеющие $\lambda = 0,5$. Такое наименьшее отношение высоты к толщине у межкамерных целликов.

Как показывают картины разрушения целликов, их нагружение близко одноосному сжатию. Поэтому графики деформации были составлены только для качественно испытанных образцов, т.е. испытанных в соответствии с требованиями методических указаний [2]. В графики деформаций нанесены и средние значения коэффициента поперечной деформации между двумя замерами (в интервале) (фиг. 2)

$$\nu_{\text{уср}} = - \frac{\Delta \varepsilon_y}{\Delta \varepsilon_x}, \quad (1)$$

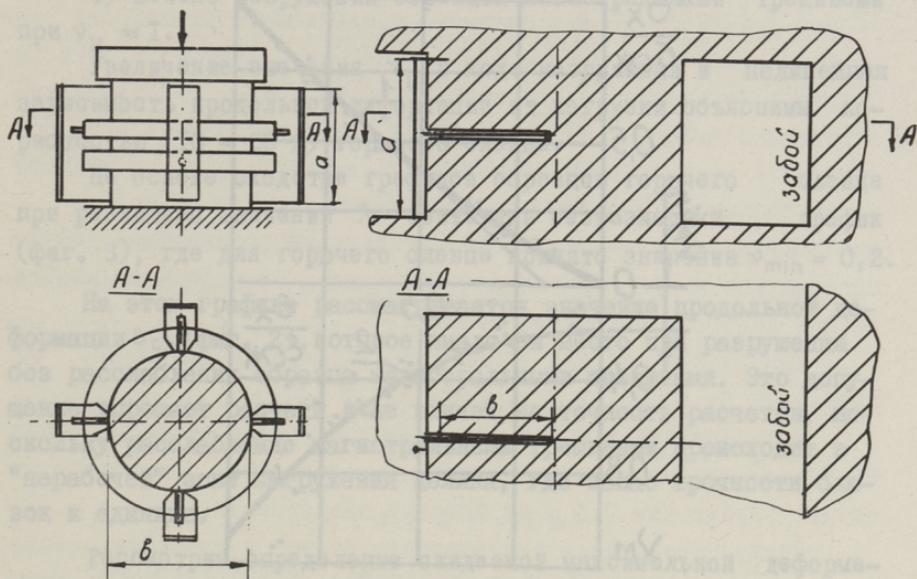
где $\Delta \varepsilon_x$ — изменение между двумя замерами относительной продольной деформации (при одноосном сжатии отрицательно),

$\Delta \varepsilon_y$ — то же относительной поперечной деформации.

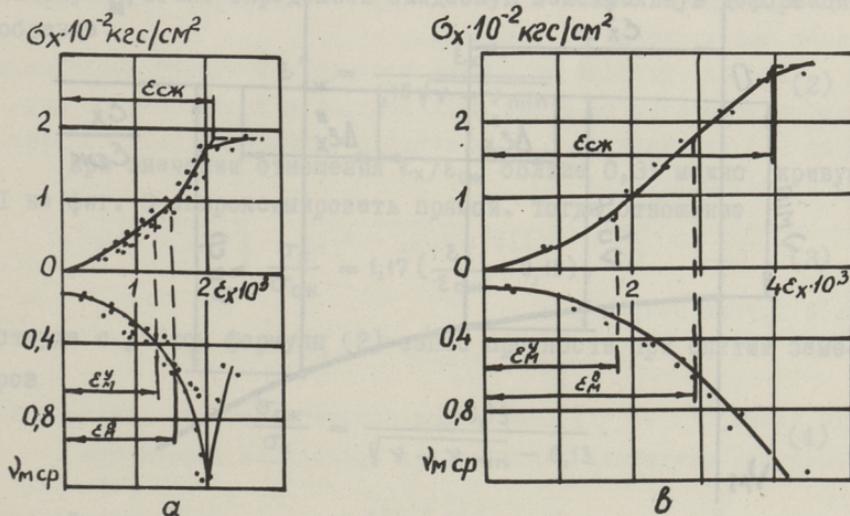
Если точки значений $\nu_{\text{уср}}$ соединить плавной кривой, получим кривую мгновенных значений коэффициента поперечной деформации ν_m .

При одноосном сжатии для всех качественно испытанных образцов (в том числе и приведенных на фиг. 2), является характерным:

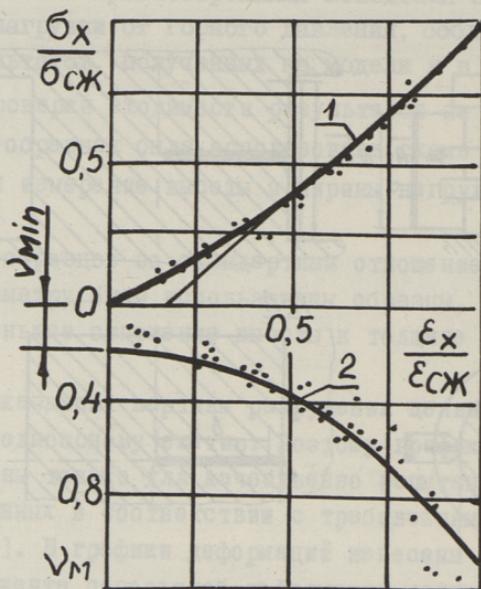
- 1) отсутствие пропорциональности между напряжением одноосного сжатия σ_x и деформацией ε_x вдоль оси сжатия, а также между значениями ε_x и поперечной деформацией ε_y ;
- 2) пропорциональность между нагрузкой и поперечной деформацией до порога микротрещинообразования ($\sigma_x \approx 0,5 \sigma_{\text{сж}}$);
- 3) увеличение мгновенного значения коэффициента поперечной деформации в ходе нагружения;



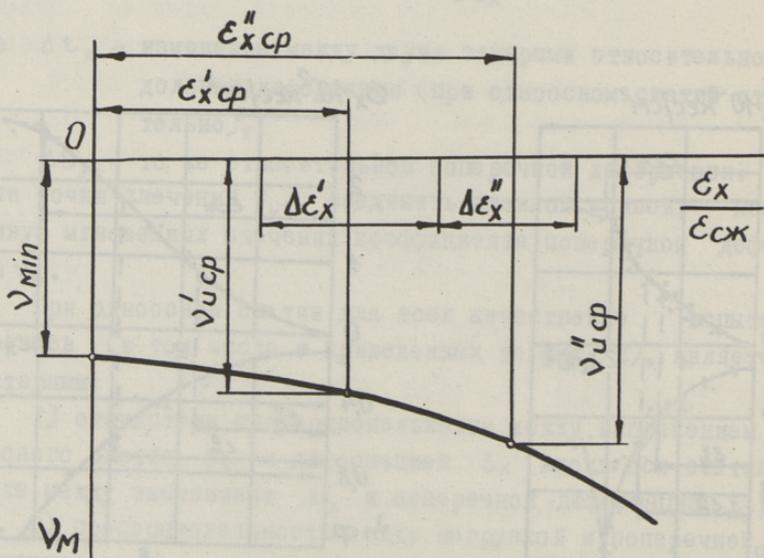
Фиг. 1. Схема установки тензометров на образец и целик.



Фиг. 2. Графики деформаций образцов горячего сланца при одноосном сжатии: а) при $\lambda = 1,7$, б) при $\lambda = 0,5$.



Фиг. 3. Безразмерный график деформаций влагонасыщенного образца горючего сланца.



Фиг. 4. Схема к расчету ожидаемой максимальной деформации по экспериментальным данным.

4) начало разрушения образцов магистральными трещинами при $\nu_M \approx 1$.

Увеличение значения ν_M в ходе нагружения и нелинейная зависимость продольной деформации от нагрузки объяснимы пористостью (10 – 20 %) горючего сланца.

На основе сходства графиков образцов горючего сланца при различном значении λ составлен безразмерный график (фиг. 3), где для горючего сланца принято значение $\nu_{\min} = 0,2$.

На этом графике рассматривается значение продольной деформации $\varepsilon_{сж}$ (фиг. 2), которое имело бы место при разрушении без расслабления образца магистральными трещинами. Это допущение упрощает расчеты и не влияет на точность расчетов, поскольку расслабление магистральными трещинами происходит в "нерабочей" зоне нагружения целика, где запас прочности близок к единице.

Рассмотрим определение ожидаемой максимальной деформации $\varepsilon_{сж}^0$ и запаса прочности образца в случае, если по результатам измерений известны начальный параметр ν_{\min} и значения ε_x и ν_M в какой-то точке диаграммы.

Кривая 2 на фиг. 3 близка к параболе. Поэтому, зная величину ν_M , можно определить ожидаемую максимальную деформацию образца

$$\varepsilon_{сж}^0 = \frac{\varepsilon_x}{1,15 \sqrt{\nu - \nu_{\min}}} \quad (2)$$

При значении отношения $\varepsilon_x / \varepsilon_{сж}$ больше 0,35 можно кривую I на фиг. 3 аппроксимировать прямой. Тогда отношение

$$\frac{\sigma_x}{\sigma_{сж}} = 1,17 \left(\frac{\varepsilon_x}{\varepsilon_{сж}} - 0,15 \right), \quad (3)$$

откуда с учётом формулы (2) запас прочности при снятии замеров

$$\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_x} = \frac{0,73}{\sqrt{\nu - \nu_{\min}} - 0,13} \quad (4)$$

Для проверки соответствия между полученными на образцах горючего сланца закономерностями процесса нагружения и закономерностями нагружения целиков в натурных условиях предла-

гается провести расчёт ожидаемой максимальной деформации и запаса прочности целика по вышеприведённой методике. Для этого необходимо замерить деформации целика в натуре, притом на целике с минимальным поперечным сечением, т.е. с наибольшим отношением высоты к толщине. Такой целик при одинаковом перемещении кровли имеет наименьшее значение $\varepsilon_{сж}$ и наименьший запас прочности. Кроме того, исследуемый целик не должен иметь геологических нарушений, изменяющих соотношение между продольными и поперечными деформациями и затрудняющих акустический контроль состояния целика.

Тензометры следует установить на целик аналогично их установке на образцах (см. фиг. I).

Во избежание влияния трещиноватости от взрывных работ на результаты измерений тензометры должны быть закреплены на целик глубже чем 0,5 м от боковой поверхности.

Ввиду образования межкамерного целика в процессе очистных работ, установку тензометров на целик приходится производить на некотором расстоянии от забоя, (примерно 8-12 м при применяемых паспортах буровзрывных работ).

По результатам двух замеров (одного интервала) можно по (I) определить только значение $\nu_{\text{уср}}$ и по формуле (4) средний запас прочности между замерами.

Для определения же запаса прочности в момент последнего замера требуется не менее трёх замеров и вычисление по формуле (I) значения $\nu_{\text{уср}}$ для каждого интервала. Согласно фиг. 4 с учётом формулы (2)

$$\frac{\varepsilon''_{\text{хср}}}{\varepsilon_{сж}} - \frac{\varepsilon'_{\text{хср}}}{\varepsilon_{сж}} = 0,115 \left(\sqrt{\nu''_{\text{уср}} - \nu_{\text{min}}} - \sqrt{\nu'_{\text{уср}} - \nu_{\text{min}}} \right),$$

а, с другой стороны,

$$\varepsilon''_{\text{хср}} - \varepsilon'_{\text{хср}} = \frac{\Delta \varepsilon'_x + \Delta \varepsilon''_x}{2},$$

где знаки (') и (')' обозначают соответствующие интервалы. Решая их, ожидаемая максимальная продольная деформация

$$\varepsilon^{\circ}_{сж} = \frac{\Delta \varepsilon'_x + \Delta \varepsilon''_x}{2,3 \sqrt{\nu''_{\text{уср}} - \nu_{\text{min}}} - \sqrt{\nu'_{\text{уср}} - \nu_{\text{min}}}}. \quad (5)$$

До установления ν_{\min} для целиков можно пользоваться его значением для образцов горючего сланца ($\nu_{\min} = 0,2$).

Определив значение $\varepsilon_{\text{сж}}^0$, можно для каждого интервала по (2) вычислить ε_x ср и с учётом значений $\Delta\varepsilon'_x$ и $\Delta\varepsilon''_x$ запас прочности целика в момент последнего замера.

Для установления существования аналогии между процессами нагружения образца в лаборатории и целика в натуре достаточно экспериментальное подтверждение прогноза об ожидаемой максимальной деформации целика.

Если деформирование целика происходит в основном при увеличении нагрузки от горного давления, то по изменении запаса прочности можно осуществить прогноз поведения целика.

Л и т е р а т у р а

1. Э. Тынурист. Выступление на IV Сессии восьмого созыва Верховного Совета СССР. "Советская Эстония", 22 сент. 1972, с.3.
2. В.Н.И.М.И. Методические указания по лабораторным испытаниям деформативности крепких горных пород при одноосном сжатии, Л. 1967.

On Safety Factor Determination of Pillars in the
Mines of the Estonian SSR

Summary

On the basis of pattern testing methods are developed for determining the assumed strains and the safety factor of the pillars in the mines of the Estonian SSR. For determining the dimensions and safety factor of a pillar, it is necessary to consider the geological and technological conditions in the mine.

УДК 531 (001.57)

Э.А. Крипсаар

К ВОПРОСУ ОБ ИЗМЕНЕНИИ ТРЕЩИНООБРАЗОВАНИЯ
И ПРОЧНОСТИ ПРИ СЖАТИИ

При сжатии осадочных горных пород задолго до образования поверхности излома развивается множество микротрещин. Микротрещинообразование зависит от вида напряжённого состояния, оказывая свое влияние на прочность тел. По литературе известны подходы, в которых использованы методы статистической физики, учитывающие количество микротрещин. В то же время установлено, что при равномерной трещиноватости в горной породе наклон трещин оказывает больше влияния на прочность, чем их количество [1].

Общеизвестно, что в случае одноосного сжатия при однородном напряжённом состоянии первыми возникают микротрещины отрыва, параллельные действующему сжимающему усилию. На этих площадках напряжение равно нулю, поэтому рациональность рассмотрения трещинообразования через напряжения была поставлена под сомнение.

В данной работе исследовано трещинообразование отрывом с целью прогноза изменения начала и кинетики трещинообразования при различном напряжённом состоянии. При экспериментах использовались призматические образцы из синтетического каучука СКД, а при анализе рассматривалось взаимное перемещение материальных частиц, как в корпускулярной модели материала в сопротивлении материалов [2].

Согласно корпускулярной модели материала [2] натяжение и его компоненты – вектора, характеризующие взаимное перемещение противоположных плоскостей (на фиг. 1 – плоскости F_{\perp} с точкой В по отношению параллельной плоскости с точкой А).

Величина нормального компонента взаимного перемещения δ (фиг. 2с) была пропорциональна положительному нормальному натяжению между линиями, параллельными берегам разреза-трещины вне зоны искривлений накатанной сетки. Можно было ожидать, что разрезы-трещины, имеющие при нагружении образца $\omega_u \leq 0$, не раскрываемы. В условиях эксперимента на модели из каучука ($\kappa = 0,5$) граничное условие $\omega_u = 0$ согласно (4), было бы на берегах разреза-трещины с углом $\beta = \beta_n = 35^\circ 20'$. Это хорошо согласовалось с результатами экспериментов. Поэтому угол β_n принят критерием для разделения разрезом-трещин на нераскрываемые с углом $\beta \geq \beta_n$ (на берегах $\omega_u \leq 0$) и раскрываемые с углом $\beta < \beta_n$ (на берегах $\omega_u > 0$).

У потенциальной трещины, моделируемой сцепленными трещинами-разрезами, взаимное нормальное перемещение берегов началось при определённом значении нормального натяжения $\omega_t > 0$. Назовём это натяжение для данной трещины критическим и обозначим через ω_k (фиг. 2 при $\beta = 0$). После раскрытия потенциальной трещины взаимное нормальное перемещение его берегов такое-же, как у разреза-трещины (раскрытого с начала нагружения) при этой же нагрузке.

При нагружении образца с одинаковыми потенциальными трещинами ($\omega_k = \text{const}$), находящимися под различным углом $\beta < \beta_n$, в раскрытую переходила прежде всего потенциальная трещина с минимальным углом β , т.е. трещина вдоль оси сжатия, при натяжении в направлении сжатия

$$\omega_{3k} = -\frac{\omega_k}{\kappa}, \quad (5)$$

называемом порогом микротрещинообразования. По мере увеличения нагрузки потенциальные трещины переходили в раскрытую в порядке увеличения угла β .

Допустим, что ω_{3k} значительно меньше порога ω_{3m} образования магистральных трещин, разделивших расслабленное раскрытыми микротрещинами тело на части. Рассмотрим процесс расслабления материала раскрытыми бывшими потенциальными микротрещинами, используя результаты моделирования.

В простейшем случае, если у потенциальных микротрещин $\omega_k = \text{const}$, при повышении натяжения за порогом микротрещино-

образования ω_{3k} могут раскрываться и раскрываемые микротрещины другого направления, если $\omega_i > \omega_k > 0$. При данном натяжении ω_3 наибольший угол наклона $\max \beta = \beta_i \leq \beta_n$ раскрытой бывшей потенциальной микротрещины можно определить с учётом (1) и (5) из условия

$$\omega_i = (\sin^2 \beta_i - k \cos^2 \beta_i) \omega_3 = -k \omega_{3k}$$

с учётом, что при $\beta \rightarrow 0$, $\sin \beta \rightarrow \beta$ в виде

$$\max \beta_i = \arcsin \sqrt{\frac{k}{1+k} \left(1 - \frac{\omega_{3k}}{\omega_3}\right)} \approx \sqrt{\frac{k}{1+k} \left(1 - \frac{\omega_{3k}}{\omega_3}\right)}. \quad (6)$$

Согласно (6) все раскрываемые трещины могут раскрываться только при $\omega_{3k}/\omega_3 = 0$, что возможно при $\omega_k = 0$. При $\omega_k > 0$ раскрываться может только часть раскрываемых микротрещин. Отношение раскрытых микротрещин к раскрываемым характеризуется соотношением

$$W_i = \frac{\max \beta_i}{\beta_n} = \frac{\arcsin \sqrt{\frac{k}{1+k} \left(1 - \frac{\omega_{3k}}{\omega_3}\right)}}{\arctg \sqrt{k}}. \quad (7)$$

Соотношение W_i называем показателем микротрещинообразования. Если $W_i \rightarrow 0$, то раскрыты бывшие потенциальные микротрещины, параллельные действующему сжимающему усилию. Погрешность значений W_i при $0,1 \leq k \leq 0,5$ не превышает 5%, если (7) вычислен при $k = 0,3$, поэтому

$$W_i \approx \left(1 - \frac{\omega_{3k}}{\omega_3}\right)^{\frac{1}{2}}. \quad (8)$$

Это уравнение параболы (кривая OAB на фиг. 3). Если тело испытано в различном напряжённом состоянии при одном и том же натяжении ω_3 , показатель W_i различен, поскольку, согласно (5)

$$\omega_{3k(2)} = \frac{K(1) \omega_{3k(1)}}{K(2)}, \quad (9)$$

где индексы (1) и (2) обозначают различное напряжённое состояние. Кроме того, согласно (4) изменяется угол β_n , в преде-

лах которого микротрещины раскрываемы. Поскольку с учётом (4)

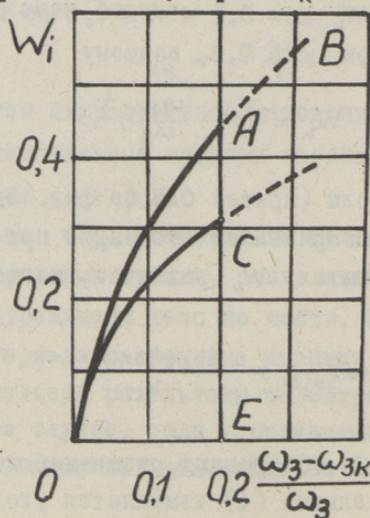
$$\lim_{\kappa \rightarrow 0} \left(\frac{\beta_{\eta(1)}}{\beta_{\eta(2)}} \right) = \sqrt{\frac{\kappa_{(1)}}{\kappa_{(2)}}},$$

то для пересчёта можно пользоваться формулой

$$\beta_{\eta(2)} = \beta_{\eta(1)} \sqrt{\frac{\kappa_{(2)}}{\kappa_{(1)}}}, \quad (10)$$

имея в виду, что с увеличением значения κ до 0,5 и отношения $\kappa_{(1)}/\kappa_{(2)}$ до 5 погрешность возрастает, достигая 10 %.

Если $\omega_{\kappa} \neq \text{const}$, то за порогом микротрещинообразования $\min |\omega_{3\kappa}|$, определённым по раскрытию микротрещины с критическим натяжением $\min \omega_{\kappa}$ и углом $\beta_i = 0$, раскрыты бывшие потенциальные микротрещины с критическим натяжением от $\min \omega_{\kappa}$ до $\omega_{\kappa} = -\kappa \omega_3$. Допустим, что потенциальные микротрещины с критическим натяжением от $\min \omega_{\kappa}$ до ω_{κ} равномерно распределены в этом интервале. При $|\omega_3| > \min |\omega_{3\kappa}|$ микротрещины с критическим натяжением $\min \omega_{\kappa}$ раскрыты с углом β_i от 0 до $\max \beta_i$, а с $\omega_{\kappa} = -\kappa \omega_3$ — только вдоль оси сжатия, т.е. с углом $\beta_i = 0$. Средний угол β_i , у раскрытых бывших потенциальных микротрещин при $\omega_{\kappa} \neq \text{const}$ меньше, чем при $\omega_{\kappa} = \text{const}$. В данном случае средний показатель трещинообразования выражается средней высотой CE площади параболического сегмента OAD (фиг. 3) и равен $2/3 W_i$ при $\omega_{\kappa} = \text{const}$.



Фиг. 3.

При повышении натяжения $|\omega_3| > |\omega_{3к}|$ протекает процесс расслабления тела (образца, конструкции) от раскрытых бывших потенциальных микротрещин. Это снижает критическое натяжение макротрещины ω_m до ω_{mp} и, соответственно, порог макротрещинообразования, определённый аналогично (5),

$$\omega_{3м} = -\frac{\omega_m}{k} \quad (II)$$

до

$$\omega_{3mp} = -\frac{\omega_{mp}}{k} \quad (I2)$$

При $\omega_k = \text{const}$ снижение критического натяжения макротрещинообразования от расслабления тела микротрещинами

$$\omega_m - \omega_{mp} = p \cdot \max \beta_i \approx p \cdot \beta_\eta \cdot W_i, \quad (I3)$$

где p — коэффициент пропорциональности между снижением критического натяжения макротрещин и наибольшим углом раскрытия бывших потенциальных микротрещин.

Коэффициент p определим по результатам испытания тел при различном напряжённом состоянии (I) и (2). С учётом (6), (9) и (I2)

$$p = \frac{K_{(1)} \omega_{3mp(1)} - K_{(2)} \omega_{3mp(2)}}{\sqrt{\frac{K_{(1)}}{1+K_{(1)}} \left(1 - \frac{\omega_{3к(1)}}{\omega_{3mp(1)}}\right)} - \sqrt{\frac{K_{(2)}}{1+K_{(2)}} \left(1 - \frac{\omega_{3к(2)}}{\omega_{3mp(2)}}\right)}} \quad (I4)$$

Значение p , определённое по (I4) при $\omega_k \neq \text{const}$ учитывает, по-видимому, и снижение трещинообразования.

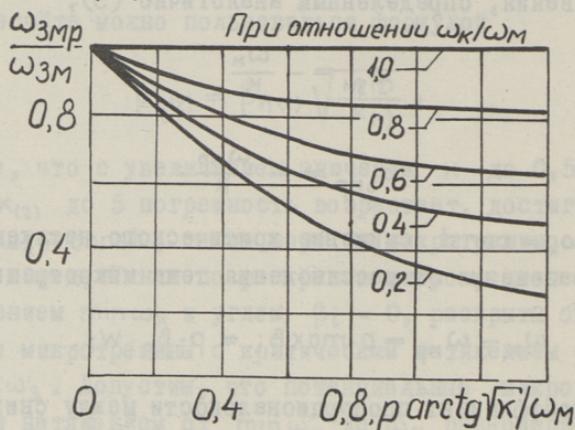
Определив коэффициент p , можно по (I3) определить ω_m , являющийся параметром материала.

Для прогнозирования порога макротрещинообразования в другом напряжённом состоянии, чем (I) и (2), можно уравнение (I3) с учётом (4), (7), (8), (II) и (I2) записать в виде

$$\frac{\omega_{3mp}}{\omega_{3м}} + \frac{p \cdot \text{arctg} \sqrt{k}}{\omega_m} \sqrt{1 - \left(\frac{\omega_{3к}}{\omega_{3м}}\right) \left(\frac{\omega_{3м}}{\omega_{3mp}}\right)} = 1. \quad (I5)$$

Корни этого кубического уравнения неизвестного $\omega_{3mp}/\omega_{3м}$ могут быть определены методом итерации. При изменении напряжённого состояния отношение $\omega_{3к}/\omega_{3м}$ константно. Изменяется

только значение k перед радикалом. Поэтому, если определены значения ρ , ω_M и отношение ω_{3k}/ω_{3m} , то для нахождения неизвестного отношения ω_{3mp}/ω_{3m} удобно пользоваться фиг. 4, составленной по (15).



Фиг. 4.

В ы в о д ы :

1. Для описания процесса микротрещинообразования требуется экспериментальное определение порога микротрещинообразования ω_{3k} и соотношения главных натяжений k при этом.
2. Для определения изменения прочности снижением порога макротрещинообразования от раскрытых бывших потенциальных микротрещин при различном напряжённом состоянии требуется дополнительно определение коэффициента пропорциональности ρ и порога макротрещинообразования ω_{3m} , если разрушение магистральными трещинами происходит без микротрещинообразования.

Л и т е р а т у р а

1. С.Е. Ч и р к о в, С.Ф. А л е к с е е н к о. Научные сообщения ИГД им. А.А. Скочинского. 1971, вып. 87, с. 44-48.
2. К.К. О л л и к. Корпускулярная модель материала в сопротивлении материалов. Тр. Таллинск. политехн. ин-та, серия А, 1965, №227, с. 3-40.
3. Я.Б. Ф р и д м а н, Т.К. Ш и л о в а, Н.И. Д ё м и н а. Изучение пластической деформации и разрушения методом накатанных сеток. Москва, 1962.

On the Crack Propagation and Change of Strength
in Compression Loading

ВЫСОКОЧАСТОТНАЯ ДИЭЛЕКТРИЧЕСКАЯ ВЛАГОМЕТРИЯ
ГОРЮЧКИ СЛАНЦЕВ И ИЗВЕСТНИКОВ

Summary

The author has studied crack initiation and propagation in compression loading on the basis of the material corpuscular model. In accordance with pattern testing it is shown how the crack propagation and brittle fracture of material varies with the ratio between the principal strains. A formula for strength change has been obtained involving micro- and macrocrack initiation and propagation in the material.

другие, неконтролируемые, параметры: химический состав (X), granulометрический состав (Г), температура (Т), частота колебаний (ω), диэлектрические свойства немгновенных пород характеризуются комплексной диэлектрической проницаемостью (ε) и для весьма малого ее приращения (Δε) регистрируемого И-диагностиком, можно записать

$$\Delta \epsilon = \frac{\partial \epsilon}{\partial X} \Delta X + \frac{\partial \epsilon}{\partial \Gamma} \Delta \Gamma + \frac{\partial \epsilon}{\partial T} \Delta T + \frac{\partial \epsilon}{\partial \omega} \Delta \omega + \dots \quad (1)$$

Понятно, что решение задачи измерения влажности И-методом будет успешным в той мере, в какой в реальных условиях производства удастся обеспечить исключение изменений параметров (зависящих от X, Г, ω, Т) и получить детерминированную связь между показаниями прибора и влажностью пород.

Независимо из сланцевых и известняковых пород можно в первом приближении представлять как смесь трех компонентов: сухого горючего сланца, сухого известняка, воды. Так как куски сланца и куски известняка имеют различные химический и granulометрический составы, то, согласно (1), их влажность нельзя вы-

УДК 665.6.032.57.033:543.812

Г.А. Нейфельд, Э.И. Арш, К.Я. Шульце

ВЫСОКОЧАСТОТНАЯ ДИЭЛЬКОМЕТРИЧЕСКАЯ ВЛАГОМЕТРИЯ ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ И ИЗВЕСТНЯКОВ

Под высокочастотной диэлькометрической влагометрией понимается метод определения влагосодержания породы в широком диапазоне электромагнитных частот ($5 \cdot 10^3 - 5 \cdot 10^7$ Гц) на основе различий в диэлектрических проницаемостях (ϵ) и тангенсов углов потерь ($\text{tg} \delta$) сухих и влажных пород. При определении влажности пород этим методом, на устройство, реализующее функцию преобразования влажности (w) в некоторую контролируемую физическую величину, будут оказывать воздействие и другие, неконтролируемые, параметры: химический состав (X), гранулометрический состав (Γ), температура (T), частота поля (ω). Электрические свойства немагнитных пород характеризуются комплексной диэлектрической проницаемостью ($\tilde{\epsilon}$) и для весьма малого её приращения ($d\tilde{\epsilon}$), регистрируемого ВЧ-диэлькометром, можно записать

$$d\tilde{\epsilon} = \frac{\partial \tilde{\epsilon}}{\partial w} dw + \frac{\partial \tilde{\epsilon}}{\partial X} dX + \frac{\partial \tilde{\epsilon}}{\partial \Gamma} d\Gamma + \frac{\partial \tilde{\epsilon}}{\partial \omega} d\omega + \frac{\partial \tilde{\epsilon}}{\partial T} dT. \quad (I)$$

Понятно, что решение задачи измерения влажности ВЧ-методом будет успешным в той мере, в какой в реальных условиях производства удастся обеспечить исключение мешающих параметров (зависящих от X , Γ , ω , T) и получить детерминированную связь между показаниями прибора и влажностью пород.

Извлекаемому из сланцевых шахт породу можно в первом приближении представить как смесь трех компонентов: сухого горючего сланца, сухого известняка, воды. Так как куски сланца и куски известняка имеют различные химический и гранулометрический составы, то, согласно (I), их влажности нельзя оп-

ределять при одной и той же градуировке прибора, что подтверждено опытами, поставленными авторами в лабораторных и производственных условиях. опыты также подтвердили, что на электрические свойства породы и работу электронной аппаратуры влияют колебания температуры, однако при $10 \leq T \leq 25^\circ\text{C}$ ее влияние невелико и компенсации не требуется.

Исследуя электрические свойства сланцев и известняков при их постепенном высушивании (а также увлажнении), авторы убедились, что влага приводит в этой породе к сложному комплексу изменений; к химическим реакциям и процессам формирования гидратных молекул. При сезонных изменениях количества влаги в шахтах, а также при нагревании кусков сланцев и известняков в пределах $0-100^\circ\text{C}$ изменяется лишь количество свободной воды (гравитационной и капиллярной). Свободная вода, заполняющая до 70 % объема пор и трещин этой породы, обладает всеми свойствами воды и удаляется полностью из породы при 105°C . При температурах $110-120^\circ\text{C}$ происходит выделение физически связанной (адсорбированной) воды. При $180-250^\circ\text{C}$ происходит химическая дегидратация гипса $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ (входящий в состав неорганической части породы), и образование из него CaSO_4 ; при $450-700^\circ\text{C}$ выделяют химически связанную (гидратную) воду гидрослюда. Физические свойства (электрические, механические, тепловые) воды в каждом из этих трех состояний (свободном, физически связанном и химически связанном) значительно отличаются друг от друга.

Представим себе модель куска сланца (или известняка), состоящую из слоев твердого материала, свободной воды, физически связанной воды и химически связанной воды с электрическими проницаемостями ϵ_T , $\epsilon_{\text{свб}}$, $\epsilon_{\text{ф}}$ и ϵ_T соответственно. Пусть объемная концентрация твердого материала X_T , а концентрации каждой фазы воды $W_{\text{свб}}$, $W_{\text{ф}}$ и W_T . При наложении куска породы на плоский емкостной измерительный датчик на границе электрод-порода имеет место весьма сложный комплекс электрохимических явлений, в основе которых лежит возникновение разности потенциалов между незаземленным электродом датчика и породой, приводящей на границе к поляризационным

процессам. Предположим, что интенсивность этих процессов ослаблена покрытием поверхности электродов тонким слоем химически неактивного диэлектрика с проницаемостью ϵ_d (в наших опытах $\epsilon_d = 2,1$).

С помощью эквивалентной схемы замещения такой многослойный диэлектрик в электрическом поле конденсатора можно рассматривать как пять конденсаторов, включенных последовательно или параллельно (в зависимости от расположения слоев породы по отношению к вектору напряженности поля). Пользуясь законами соединения конденсаторов, можно вывести формулу для расчета средней диэлектрической проницаемости этой модели породы:

$$\epsilon^k = (1 - p) \epsilon_T^k + W_{cb\delta} \epsilon_{cb\delta}^k + W_\phi \epsilon_\phi^k + W_\Gamma \epsilon_\Gamma^k + \epsilon \epsilon_g^k, \quad (2)$$

где p - пористость породы, причем $X_T = 1 - p$; ϵ - эквивалент, характеризующий в нашем случае изменение емкости на границе электрод-порода. Показатель степени k определяется взаимным расположением слоев и вектора поля. Если электрическое поле перпендикулярно слоям, то $k = -1$, если параллельно, то $k = +1$.

В реальном куске сланца (или известняка) частицы твердого материала, а также свободной, физически связанной и гидратной воды расположены скорее не в виде слоев, а перемешаны, образуя как бы гетерогенную смесь. Чтобы сделать формулу (2) применимой для такой смеси, преобразуем ее, используя известный [3] метод. Сначала продифференцируем формулу (2) по диэлектрическим проницаемостям и сократим на k . Затем принимаем $k \rightarrow 0$ и интегрируя, находим

$$\epsilon = \epsilon_T^{1-p} \cdot \epsilon_{cb\delta}^{W_{cb\delta}} \cdot \epsilon_\phi^{W_\phi} \cdot \epsilon_\Gamma^{W_\Gamma} \cdot \epsilon_g^\epsilon \cdot C, \quad (3)$$

где C - постоянная интегрирования, которую можно выбрать так, чтобы выражение (3) удовлетворялось в частных случаях. Полагая $W = W_{cb\delta} + W_\phi + W_\Gamma = 0$, находим $\epsilon_{сух} = \epsilon_T^{1-p} \cdot C$, или $C = \epsilon_{сух} \cdot \epsilon_T^{-(1-p)}$. Подставляя выражение для C в формулу (3) и сокращая на ϵ_T^{1-p} , находим

$$\epsilon = \epsilon_{сух} \cdot \epsilon_{cb\delta}^{W_{cb\delta}} \cdot \epsilon_\phi^{W_\phi} \cdot \epsilon_\Gamma^{W_\Gamma} \cdot \epsilon_g^\epsilon. \quad (4)$$

Если общая влажность сланцев или известняков превышает хотя бы 1 %, то содержание в этой породе химически связанной (гидратной) воды не зависит от колебаний содержания в ней свободной и физически связанной воды, а находится в зависимости от химического и гранулометрического составов породы (оно коррелируется, например, с зольностью породы и содержанием в ней углекислоты карбонатов CO_2). Значит, для "чистых" кусков горючего сланца (а также известняков) величина W_{Γ} есть величина постоянная. Усредненные значения W_{Γ} для сланцев и известняков представлены в табл. I, наряду с усредненными значениями целого ряда других параметров этих пород, определенных авторами в лабораториях ТПИ. Верхний индекс "с" у параметров в табл. I означает, что определение этих параметров проводилось по сухой массе материала.

Т а б л и ц а I

Параметр Материал	$\rho_{\text{ос}}^c$	ρ^c	ρ^c	ε_c^c	ε_o^c	W_{Γ}	W_{Φ}	R_{Π}
Сланец	$1,44 \frac{\Gamma}{\text{см}^3}$	$1,69 \frac{\Gamma}{\text{см}^3}$	14,7 %	3,2	2,1	0,68 %	0,38 %	24мк
Известняк	$2,40 \frac{\Gamma}{\text{см}^3}$	$2,61 \frac{\Gamma}{\text{см}^3}$	8,0 %	6,8	3,4	0,40 %	0,24 %	25мк

Физически связанная влага силами молекулярного притяжения тесно связана с твердыми частицами породы, обволакивая их тонкой пленкой, толщиной d , и ее количество зависит от смачиваемости породы. Обозначая массу куска породы, его плотность и объем соответственно через $m_{\text{м}}$, $\rho_{\text{м}}$ и $V_{\text{м}}$, а также массу физически связанной влаги, ее плотность и объем через m_{Φ} , ρ_{Φ} и V_{Φ} , имеем

$$W_{\Phi} = \frac{m_{\Phi}}{m_{\text{м}}} = \frac{V_{\Phi} \rho_{\Phi}}{V_{\text{м}} \rho_{\text{м}}} = \frac{d S_{\Pi} \rho_{\Phi}}{V_{\text{м}} \rho_{\text{м}}}, \quad (5)$$

где S_{Π} - площадь поверхности всех пор и трещин породы. Воспользуемся понятием среднего радиуса пор R_{Π} (табл. I); возьмем $V_{\text{м}} = 1 \text{ м}^3$ и допустим, что поры тянутся внутри образца в виде трубочек от одной грани до другой параллельно ребрам

кубического образца. Тогда

$$S_n = \frac{2\pi R_n P}{\pi R_n^2} = \frac{2P}{R_n}, \quad (6)$$

P - пористость породы (табл. I). Согласно теории смачивания, давление внутри пленки физически связанной жидкости равно $\frac{2\sigma}{d}$, где σ - коэффициент поверхностного натяжения воды. Физически связанная вода высушивается при $T_\phi = 110^\circ\text{C}$, значит, при этой температуре ее молекулы достигают скорости, необходимой для вылета из пленки. Воспользовавшись основным уравнением молекулярно-кинетической теории, имеем

$$\frac{2\sigma}{d} = nkT_\phi, \quad (7)$$

где n - концентрация молекул физически связанной воды, $k = 1,38 \cdot 10^{-23} \frac{\text{Дж}}{\text{град}}$ - постоянная Больцмана. Подставляя выражение для d из (7) и выражение для S_n (6) в формулу (5) и учитывая, что $V_M = 1 \text{ м}^3$, получим формулу

$$W_\phi = \frac{4\sigma P \varphi_\phi}{nkT_\phi \varphi_M R_n}. \quad (8)$$

Экспериментально найденные значения W_ϕ и R_n для горючих сланцев и известняков (табл. I) хорошо согласуются с формулой (8). Добавим еще, что согласно [2] $\varphi_\phi = 1740 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$.

Значения диэлектрической проницаемости и тангенса угла потерь влажных пород находится в сильной зависимости от частоты электромагнитного поля, в котором проводятся измерения и согласно [2] эта зависимость выражается формулами

$$\epsilon = \epsilon_0 + \frac{\epsilon_c - \epsilon_0}{1 + (\omega\tau)^2} \quad (9)$$

и

$$\text{tg} \delta = \frac{(\epsilon_c - \epsilon_0) \omega\tau}{\epsilon_c + \epsilon_0 + (\omega\tau)^2}, \quad (10)$$

где ϵ_c - статическая диэлектрическая проницаемость, которую имеет диэлектрик в постоянном электрическом поле;

ϵ_0 — оптическая диэлектрическая проницаемость (в области частот видимого света); τ — время релаксации поляризации. Формула (10) приведена здесь с учетом того, что для горючих сланцев и известняков на достаточно больших частотах членом $\frac{4\pi\gamma_V}{\omega}$ можно пренебречь (γ_V — удельная объемная электропроводность породы).

Значения ϵ_c и ϵ_0 для сланцев и известняков зависят от влажности и могут быть рассчитаны по формуле (4), если значения $\epsilon_{\text{сух}}$, $\epsilon_{\text{свб}}$, ϵ_{ϕ} и ϵ_{Γ} измерены при $\omega \rightarrow 0$ (для ϵ_c) и при $\omega \rightarrow \infty$ (для ϵ_0). Практическое применение (4) требует предварительного выяснения значений эквивалента (ϵ) и его зависимость от влажности породы. Выгодно находить $\epsilon(\omega)$ экспериментально, так как это способствует окончательному уточнению зависимости $\epsilon(\omega)$ для данной породы и частоты.

При $\omega \rightarrow \infty$ поляризационные процессы на границе электрод-материал отсутствуют и поэтому $\epsilon = 0$, а диэлектрические проницаемости принимают значения: $\epsilon_{\text{свб}} \approx \epsilon_{\Gamma} \approx 1,8$, $\epsilon_{\phi} \approx 2,6$, $\epsilon_{\text{сух, сл}} = 2,1$, $\epsilon_{\text{сух, из}} = 3,4$. Подставляя все эти параметры в (4), получаются формулы зависимости диэлектрических проницаемостей сланцев и известняков от их влажности при $\omega \rightarrow \infty$.

Для расчета ϵ_c (при $\omega \rightarrow 0$) авторы провели оценочные определения значений $\epsilon_{\phi} = 22$, $\epsilon_{\Gamma} = 5$; значения $\epsilon_{\text{сух, сл}}$ и $\epsilon_{\text{сух, из}}$ (т.е. ϵ_c) при $\omega \rightarrow 0$ представлены в таблице I. При введении влаги в кусок сланца, емкость "конденсатора" электрод-порода сначала увеличивается довольно быстро, так как порода из диэлектрика превращается в полупроводник. Но уже при $W = 4-5\%$ эта емкость увеличивается значительно медленнее, а при достижении $W = 6\%$ она практически перестает зависеть от влажности сланца. Поэтому в интервале $0 \leq W \leq 6\%$ для сланцев при $\omega \rightarrow 0$ имеет место $\epsilon(\omega) = 9,1\sqrt{W}$ (по-прежнему принято, что $\epsilon_d = 2,1$), а при $W > 6\%$ можно принять $\epsilon(\omega) = \text{const} = 2,23$. Значит, при $\omega \rightarrow 0$ на границе электрод-порода имеют место сложные поляризационные явления, которые делают измерения влажности пород на низких частотах невыгодными. Невыгодны также измерения влажности сланцев на сверхвысоких частотах, так как тогда различия диэлектрических свойств сухих и влажных пород малы.

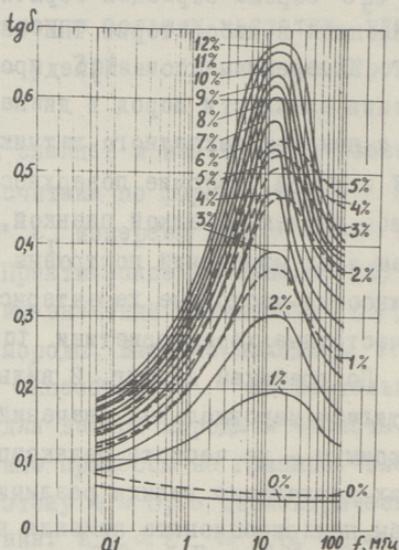
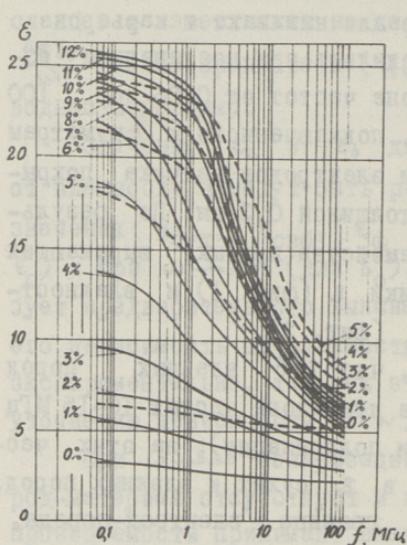
С целью тщательного изучения диэлектрических свойств горючих сланцев и известняков и определения оптимальных частот для влагомеров, авторы провели экспериментальные измерения ϵ и $\operatorname{tg} \delta$ сорока образцов горючих сланцев и известняков, доставленных в лаборатории ТПИ из различных шахт и карьеров ЭССР. Измерения ϵ и $\operatorname{tg} \delta$ проводились при постепенном изменении влажности пород в диапазоне частот от 0,06 до 100 МГц с помощью накладного датчика, подключенного к куметрам КВ-1 и Е9-5А. Рабочие поверхности электродов датчика покрывались диэлектрической пленкой, толщиной 0,3 мм. По результатам этих измерений построены семейства кривых, выражающих влажностно-частотные характеристики ϵ (фиг. 1) и влажностно-частотные характеристики $\operatorname{tg} \delta$ (фиг. 2).

По графикам на фиг. 2 видно, что $\operatorname{tg} \delta$ влажных пород достигает максимальных значений в диапазоне частот 10-15 МГц (максимум - на частоте релаксации поляризации); на этих частотах достаточно велики различия в ϵ сухих и влажных пород, слабы поляризационные явления на границе электрод-порода. Эти частоты и являются оптимальными для влагометрии сланцев и известняков. Зависимость $\epsilon(\omega)$ на этих частотах также можно найти при помощи формулы (4). Например, на частоте 15 МГц параметры, входящие в (4), принимают значения: а) для воды - $\epsilon_{\text{свб}} = 78,2$, $\epsilon_{\text{ф}} = 21$, $\epsilon_{\text{Г}} = 4,2$; б) для сланцев - $\epsilon_{\text{сух}} = 2,5$, $\alpha = 25(0,29 - w)\sqrt{w}$; в) для известняков - $\epsilon_{\text{сух}} = 5,1$, $\alpha = 52(0,16 - w)\sqrt{w}$. Зависимости $\epsilon(\omega)$, полученные на основе (4) для оптимальных частот, выполняются значительно точнее, чем аналогичные зависимости для малых частот.

Для построения теоретических влажностно-частотных характеристик ϵ и $\operatorname{tg} \delta$ для сланцев и известняков необходимо знать зависимость времени релаксации поляризации (τ) от влажности. Для этого возьмем в формуле (10) производную от $\operatorname{tg} \delta$ по $\omega \tau$ и приравняем ее нулю. После преобразования получим

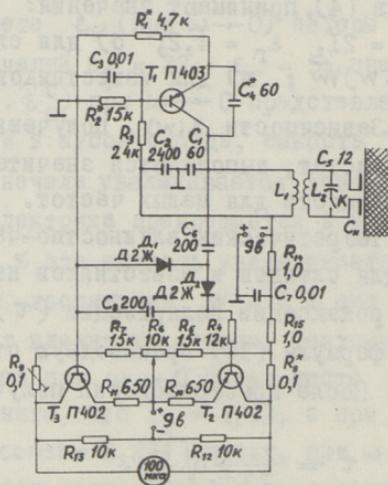
$$\tau = \frac{1}{2\pi f_0} \cdot \sqrt{\frac{\epsilon_c}{\epsilon_0}}, \quad (\text{II})$$

где f_0 - частота, при которой $\operatorname{tg} \delta$ проходит через максимум. Зная зависимости ϵ_c и ϵ_0 от влажности и учитывая, что



Фиг. 1. Влажно-частотные характеристики диэлектрической проницаемости горючих сланцев (сплошные линии) и известняков (штриховые линии).

Фиг. 2. Влажно-частотные характеристики тангенса угла потерь горючих сланцев (сплошные линии) и известняков (штриховые линии).



Фиг. 3. Принципиальная схема переносного влагомера.

$f_0 = 13 \cdot 10^6$ Гц, можно рассчитать и значения τ при различных W . Для горючих сланцев интервалу влажностей от 0 до 12 % соответствует интервал τ от $1,5 \cdot 10^{-8}$ до $3,8 \cdot 10^{-8}$ сек. Теоретические влажностно-частотные характеристики, полученные по (4), (9), (10) и (11), удовлетворительно совпадают с экспериментальными, представленными на фиг. 1 и 2.

Для конкретной проверки возможности высокочастотной влагометрии сланцев и известняков авторы собрали и испытали переносный транзисторный влагомер на основе схемы автогенератора Е-13 [1]. На фиг. 3 изображена принципиальная схема выполненного прибора. Генератор, работающий на частоте $13,56$ МГц, собран на транзисторе П403 по схеме емкостной трехточки. Настройка проводилась таким образом, чтобы рабочая точка находилась на левой ветви резонансной характеристики двухконтурной системы — в области максимальной чувствительности по емкости. Для этого тщательно подбираются при наладке резисторы R_1 , R_2 , R_8 и R_9 и конденсатор C_4 . Накладной датчик C_H выполнен в виде медного диска диаметром 30 мм и, расположенного соосно с ним, медного кольца диаметром 40 мм. Кольцо и диск толщиной 1 мм расположены на фторопластовой плоскости толщиной 2,5 мм; поверхности электродов покрыты фторопластовой пленкой толщиной 0,4 мм. Для градуировки прибора авторы использовали лишь те образцы, которые участвуют в реальном технологическом процессе (а не искусственно увлажненные или подсушенные). Для проверки возможности непрерывного определения влажности сланцево-известняковой массы датчик в этом влагомере (а также в эквивалентном ламповом, собранном авторами) делался выносным и соединялся с прибором коаксиальным кабелем. При измерениях датчик слегка прижимался снизу к движущейся диэлектрической ленте транспортера, на которой находилась порода. Испытания влагомеров в лабораториях ТПИ и на шахтах в Кохтла-Ярве дали при дискретных измерениях относительные погрешности 4–5 %, а при непрерывном контроле — 6–7 %.

Значительно точнее авторам удалось определять влажности этих пород на основе ее связи с отношениями $\frac{\epsilon_1}{\epsilon_2}$ и $\frac{\text{tg} \delta_1}{\text{tg} \delta_2}$, где

ϵ_1 и $\text{tg } \delta_1$ - диэлектрические свойства образца на частоте 15 МГц, ϵ_2 и $\text{tg } \delta_2$ - для того же образца на частоте 100 МГц. Влажность определялась как с помощью $W\left(\frac{\epsilon_1}{\epsilon_2}\right)$, так и с помощью $W\left(\frac{\text{tg } \delta_1}{\text{tg } \delta_2}\right)$ и результаты усреднялись.

Л и т е р а т у р а

1. Э.И. Арш. Высокочастотный автогенераторный контроль в горном деле. М., 1971.
2. В.В. Ржевский, Г.Я. Новик. Основы физики горных пород, М., "Недра", 1973.
3. Е.С. Кричевский. Высокочастотный контроль влажности при обогащении полезных ископаемых. М., Недра, 1972.
4. Г.А. Нейфельд. Исследование электрических свойств горючих сланцев и известняков Эстонии, Изв. Ак. наук ЭССР, "Физика и математика", 1973, № 1.

H. Neufeld, E. Arsch, K. Schulz

Hochfrequenzige dielkometrische Feuchtigkeitsmessung des Ölschiefers und Kalksteins

Zusammenfassung

Im Artikel wird die Ausnutzungsmöglichkeit der hochfrequentigen autogeneratorischen Geräte zur Expressfeuchtigkeitsmessung des Ölschiefers und Kalksteins auf Grund der Unterschiede zwischen den elektrischen Eigenschaften des Ölschiefers und Kalksteins und des Wassers bewiesen. Das zeigt, unter anderem, auch eine Probevariante der dazu von den Autoren angefertigten hochfrequentigen Feuchtigkeitsmessungsgeräte.

УДК 553 983

Г.В. Озеров

МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ ЗАРУБЕЖНЫХ СТРАН
(Африка)

Месторождения горючих сланцев известны во многих странах Африки (см. таблицу I и фиг. I). Наиболее изученными являются месторождения горючих сланцев свиты Луалаба в республике Заире; Антанифуци и Самбена в Малагасийской Республике; Агамор в республике Мали; Агбала, Танжер и Тимхадит в Марокко; Эрмело в Южно-Африканской Республике. Описание этих месторождений следует ниже.

А. Республика Заир

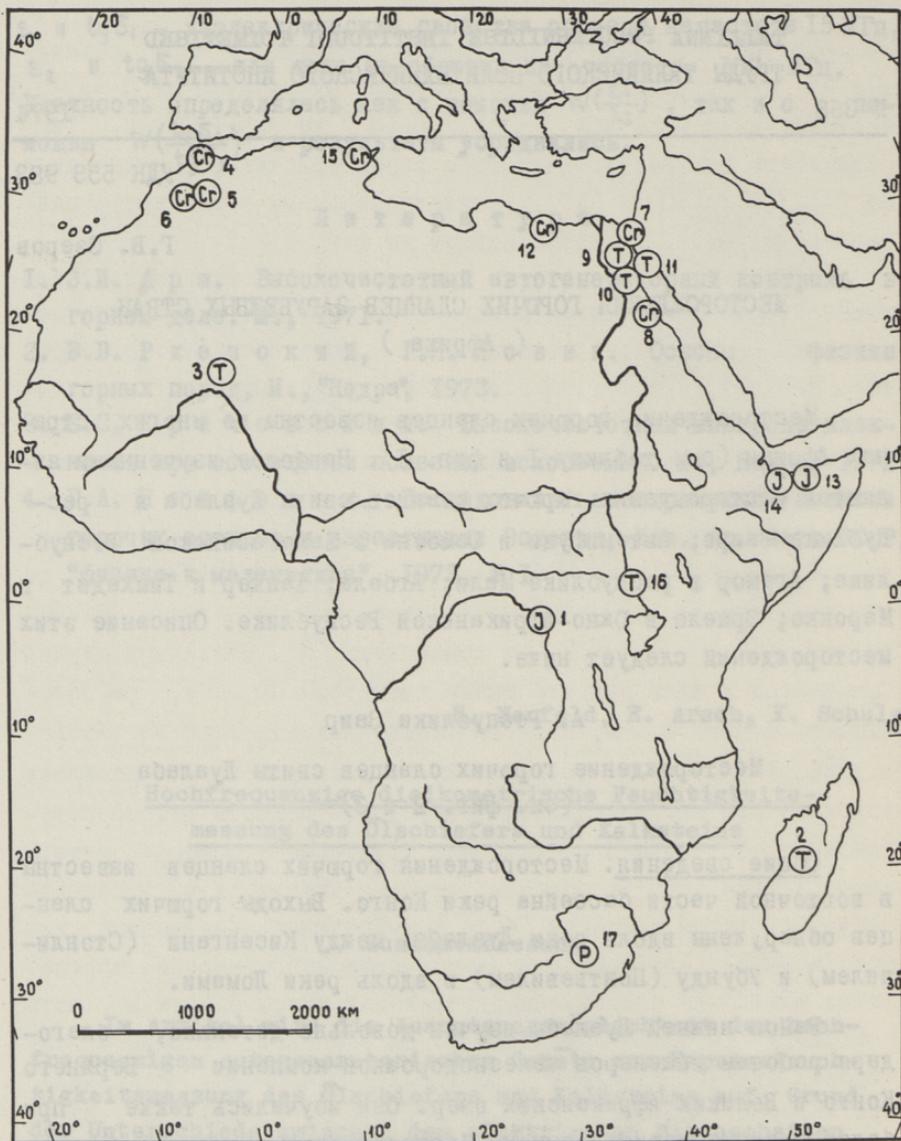
Месторождение горючих сланцев свиты Луалаба
(см. фиг. 2 и 3)

Общие сведения. Месторождения горючих сланцев известны в восточной части бассейна реки Конго. Выходы горючих сланцев обнаружены вдоль реки Луалаба, между Кисангани (Стэнливилем) и Убунду (Понтьевилем) и вдоль реки Ломами.

Район нижней Луалабы изучен довольно детально, благодаря работам инженеров железнодорожной компании Верхнего Конго и Великих Африканских озер. Они изучались также при более поздних исследованиях. Месторождение горючих сланцев не разрабатывается.

Геологическое строение. Горючие сланцы приурочены к свите Луалаба яруса Кисангани (Стэнливилль) верхней юры.

Буровые работы, проведенные в районе между Кисангани и Убунду, показали, что свита Луалаба заполняет мульду. Кристаллический фундамент выходит на поверхность в Кисангани и Убунду. Будучи замкнутым на севере, востоке и юго-востоке,



Фиг. 1. Месторождения горючих сланцев Африки.

Условные знаки:

(P) - пермский возраст, (J) - юрский возраст,

(Cr) - меловой возраст, (T) - третичный возраст,

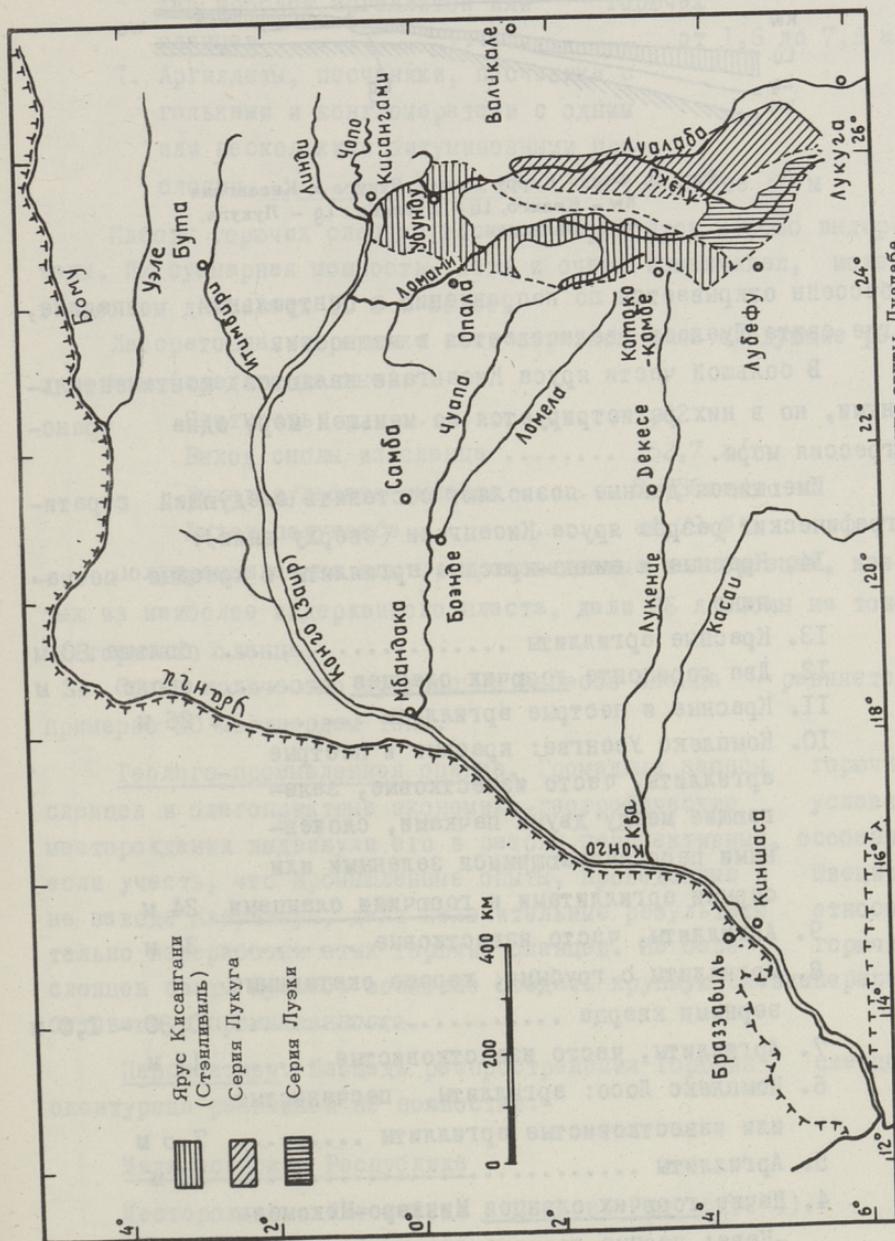
1 - Луалаба, 2 - Антанифуци и Самбена, 3 - Агамор,

4 - Танжер, 5 - Тимхадит, 6 - Агбала, 7 - Вади АбуКада,

8 - Кусейр, 9 - Рас Гариб, 10 - Гемса, 11 - Джубал,

12 - Мерса-Матрух, 13 - Бихендула, 14 - Дурдур,

15 - Джебель-Кеббок, 16 - СВ озера Альберг, 17 - Эрмело.



Фиг. 2. Схематическая карта сланцевого месторождения святы Луалаба.



Фиг. 3. Фаши Карру между Лукуга и Кисангани
 Kw - Кванго, Lu - Луалаба, Lg - Лукуга,
 Wa - Валикале.

бассейн открывается по направлению к Центральной впадине, где свита Луалаба увеличивается в мощности.

В большой части яруса Кисангани являются континентальными, но в них регистрируется по меньшей мере одна трансгрессия моря.

Имеющиеся данные позволяют составить следующий стратиграфический разрез яруса Кисангани (сверху вниз):

- | | |
|---|--------------|
| 14. Красные и винно-красные аргиллиты и красные песчаники | |
| 13. Красные аргиллиты | больше 80 м |
| 12. Два горизонта <u>горючих сланцев</u> | около 42 м |
| 11. Красные и пестрые аргиллиты | 26 м |
| 10. Комплекс Усенгве: красные и пестрые аргиллиты, часто известковые, залегающие между двумя пачками, сложенными переслаивающимися зелеными или серыми аргиллитами и <u>горючими сланцами</u> | 24 м |
| 9. Аргиллиты, часто известковые | 35 м |
| 8. Аргиллиты с крупными, хорошо окатанными зернами кварца | 0,30 - 1,0 м |
| 7. Аргиллиты, часто известковистые | 15 м |
| 6. Комплекс Лосо: аргиллиты, песчанистые или известковистые аргиллиты | 7,5 м |
| 5. Аргиллиты | 20 м |
| 4. Пачка <u>горючих сланцев</u> Минжаро-Мекомби-Кеве; черные горючие сланцы (иногда мощность слоя увеличивается вдвое) ... | 2,4 м |
| 3. Серые и зеленые аргиллиты с известковистым песчаником | 5,6 м |

2. Комплекс "тонкозернистого известняка":

два прослоя аргиллитов или горючих сланцев от 1,6 до 7,5 м

1. Аргиллиты, песчаники, песчаники с гальками и конгломератами с одним или несколькими битуминозными прослоями более 50 м

Пласты горючих сланцев верхних горизонтов хорошо выдержаны. Их суммарная мощность, хотя и очень изменчивая, может в среднем достигать 10 м и более.

Лабораторная перегонка семи образцов дала следующие результаты (средние данные):

Плотность	1,82
Выход смолы из сланца	152,7 л/т
Выход сульфата аммония	8,730 кг/т
Выход полукокса	64,79 %

полупромышленные опыты, произведенные на образцах, взятых из наиболее выдержанного пласта, дали 86 л смолы на тонну горючего сланца.

Общее количество прогнозных запасов сланца равняется примерно 50 миллиардам тонн.

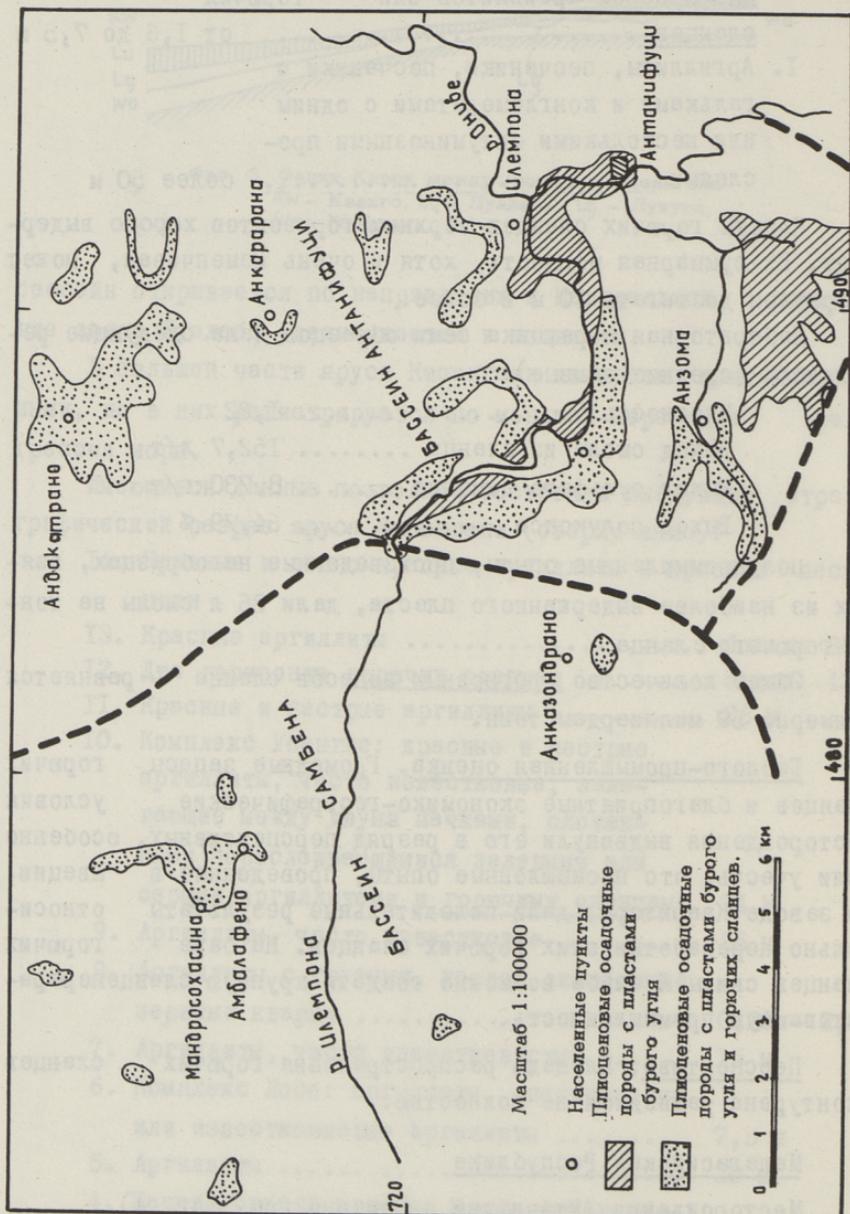
Геолого-промышленная оценка. Громадные запасы горючих сланцев и благоприятные экономико-географические условия месторождения выдвинули его в разряд перспективных, особенно, если учесть, что промышленные опыты, проведенные в Швеции, на заводе Квартторп, дали положительные результаты относительно переработки этих горючих сланцев. На базе горючих сланцев свиты Луалаба возможно создать крупную сланцеперерабатывающую промышленность.

Перспектива. Площадь распространения горючих сланцев оконтурена разведкой не полностью.

Малагасийская Республика

Месторождения Антанифуци и Самбена (см. фиг. 4).

Общие сведения. Месторождения горючих сланцев известны в центральной части острова к северо-востоку от гор. Антсирабе.



Фиг. 4. Бассейны осадочных пород Антанифуци и Самбеба.

Прошлые геологические события в районе месторождения горючих сланцев привели к образованию трех бассейнов осадочных пород: Антанифуци, Самбена и Антсирабе. Из них наиболее важным с экономической точки зрения являются бассейны Антанифуци и Самбена.

Месторождения подвергались предварительному геологическому изучению в сороковых годах, на основании чего в 1947-1948 гг. в бассейне Антанифуци была организована добыча бурого угля с целью снабжения железной дороги топливом. Приуроченные к залежи бурого угля горючие сланцы не использовались. Горючие сланцы второго бассейна Самбена изучались на опытной установке в 1945 году с целью получения из них смолы.

Пласты горючих сланцев обоих месторождений приурочены к плиоценовым озерным осадочным породам:

а) Стратиграфический разрез осадочных пород бассейна Антанифуци

	Базальт	0-50 м
	Бурый уголь. <u>Пласт 5</u>	1 м
	Базальт	7 м
	Серые и желтые глины	
	Горючий сланец. <u>Пласт 4</u>	1,2-1,6 м
Плиоцен	Разноцветные глины	8-10 м
	Горючий сланец и бурый уголь	
	<u>Пласт 3</u>	2,5-3,2 м
	Глины	22-28 м
	Бурый уголь. <u>Пласт 2</u>	0,5-0,6 м
	Глины частично песчанистые	30-35 м
	Глина	
	Песчаник	

Кристаллические породы

б) Стратиграфический разрез осадочных пород бассейна Самбена

	Базальт	
	Разноцветные глины	
	Бурый уголь	0,2 м

Плиоцен	Глины	21 м
	Горючий сланец	1,2-1,5 м
	Глины и туфогенные породы	

Базальт

Сланценосность. В бассейне Антанифуци пласты горючих сланцев ассоциированы с бурым углем. Залегание осадочных пород горизонтальное. В значительной части бассейна эти породы покрыты базальтом мощностью до 50 м. В осадочной толще обнаружено 5 пластов бурого угля и горючего сланца, но только третий пласт сланца достигает эксплуатационной мощности. Он состоит из пласта бурого угля толщиной в 1,5-2,0 м и покрывающего его пласта горючих сланцев мощностью в 1,0-1,2 м. Выход смолы из сланца в среднем 11,0 процентов. Количество запасов горючего сланца, учитывая только горючие сланцы третьего слоя, 26 миллионов тонн.

Геологоразведочные работы в бассейне Самбена показали, что здесь мощность плейстоценовых осадочных пород уменьшается и что они местами даже отсутствуют. Третичные осадочные породы содержат здесь один пласт горючих сланцев мощностью от 1,2 до 1,5 м. Залегание осадочных пород нарушено сбросами. Здесь пласт горючих сланцев не ассоциирован с бурым углем. Сланцы характеризуются более высоким выходом смолы, чем горючие сланцы из бассейна Антанифуци, так выход смолы из сланца в отдельных образцах достигает 22,5 процента.

Разведанные запасы равны 464 тысячам тонн.

Геолого-промышленная оценка. Потребление энергии в районе Антсирабе показывает непрерывный рост, причем этот рост наивысший из всех районов республики. При таких условиях требуется ввод новой электростанции. Из минерального топлива район располагает только запасами бурого угля и горючего сланца.

Если горнотехнические условия будут благоприятствовать достижению удовлетворительных технико-экономических показателей добычи бурого угля и горючих сланцев, освоение месторождения горючих сланцев Антанифуци может в перспективе оказаться необходимым.

Перспектива. Бассейн оконтурен недостаточно. Есть основания ожидать увеличения запасов бурого угля и горючих сланцев месторождения Антанифуци.

Республика Мали

Месторождение Агамор

Общие сведения. Месторождение горючих сланцев Агамор расположено между излучиной реки Нигер и плато Ифорас, в административном районе Гао, округе Бурем, у деревни Агамор.

Первые сведения об этом месторождении горючих сланцев были опубликованы в сводной работе Арно [7]. В 1962 году на основании этих сведений в Мали были проведены геологоразведочные работы советскими геологами.

Пласт горючих сланцев приурочен к осадочным породам континенталь-терминал (олигоцен), заполняющим тектоническую впадину Суданского пролива. Общий стратиграфический разрез отложений здесь следующий:

Верхний эоцен	Континенталь- терминал	Верхний континенталь- терминал	Песчаники с прослоями гравия и линзами аргиллитов	Общая мощность 158-170 метров
		Нижний континенталь- терминал	Горючие сланцы Аргиллиты и алевриты с тонкими прослоями углистых пород. Аргиллиты	

Залегание пластов почти горизонтальное (падение к юго-западу $1-3^{\circ}$).

Сланценосность. Пласт горючих сланцев залегает на глубине от 52,6 до 71,6 м, его мощность колеблется от 1,1 до 2,7 м и она увеличивается в северо-западном направлении.

Горючие сланцы этого месторождения обычно имеют темно-серый цвет с зеленоватым оттенком до черного. Они массивны и режутся ножом. При высыхании горючий сланец светлеет, становится более крепким и хрупким, на отдельных участках горючие сланцы сильно пиритизированы.

По качеству пласт сланцев неоднороден. Количество органического вещества в пласте увеличивается, как правило, сверху вниз. Выход смолы колеблется от 2,0 до 9,2 процента. Мощность слоя с повышенным выходом смолы обычно не превышает 50 см. Химический анализ золы: SiO_2 от 57,6 до 60,1 %; Al_2O_3 от 25,9 до 34,1 %; Fe_2O_3 от 5,3 до 9,0 %; CaO от 0,4 до 1,7 % и S от 1,1 до 1,7 %. Содержание редких и рассеянных элементов не представляет промышленного интереса.

Прогнозные запасы горючих сланцев около 10 миллиардов тонн. Разведано около 500 миллионов тонн на площади 120 кв. км.

Геолого-промышленная оценка месторождения. Обращают на себя внимание большие прогнозные запасы горючих сланцев. Отрицательным является их высокая зольность (около 80 процентов) и сравнительно глубокое залегание (до 70 метров).

Площадь участка, освещенного поисковыми работами, равняется лишь 120 кв. км (5 процентов от всей площади залегания) и поэтому геолого-промышленную оценку можно дать только ориентировочно. Материал, полученный по фациальной обстановке формирования сланценосной толщи и условиям накопления органического материала, позволяет предположить существование участков и районов залегания горючих сланцев с более хорошими характеристиками.

Обращает также внимание тот факт, что в 40 км к северо-востоку от Агамора находится месторождение фосфоритов с высоким содержанием P_2O_5 - от 27,8 до 34,1 %. Возможность совместной разработки месторождений горючих сланцев и фосфоритов представляют большой практический интерес.

Марокко

Месторождение Тимхадит

Общие сведения. Месторождение Тимхадит расположено в 180 км В-Д-В гор. Рабат и в 16 км юго-западнее деревни Тимхадит. Это месторождение было обнаружено недавно и первоначальная геологическая разведка его проведена геологами М.Дидри, И.Рахали и Ф.Техерантчи лишь в 1966 году.

Геологическое строение. Пласт горючих сланцев находится в осадочной толще верхнемеловых пород, заполняющих синклиналь "Каубат". Залегание осадочных пород нарушено крупным тектоническим сбросом. Верхнемеловая толща состоит из мергелей мощностью до 100 м, которые в нижней части фосфоритонесные, а в верхней содержат пласты горючих сланцев. Выше залегают мощные гипсонесные мергеля датского яруса и еще выше эоценовые известняки.

Мощность пласта горючего сланца сложного строения около 60 метров. Качественные показатели сланца по разрезу пласта неоднородны. Прогнозные запасы около 5 миллиардов тонн, из которых около 200 миллионов тонн доступны для разработок открытым способом.

Геолого-промышленная оценка. Кроме горючих сланцев Марокко располагает некоторыми запасами нефти и угля. В районе Тимхадит обнаружены также месторождения фосфорита, калийных солей и свинца. Потребность энергии в этом районе из года в год возрастает. Часть необходимой энергии можно будет покрыть за счет использования горючих сланцев. Все это вместе взятое делает сланцевое месторождение Тимхадит перспективным.

Перспектива. Площадь распространения горючих сланцев оконтурена разведкой недостаточно. Для полной оценки всей сланценосной площади района месторождения необходимо произвести на нем более детальные поисковые и геологоразведочные работы.

Месторождение Агбала

Общие сведения. Месторождение расположено в 200 км юго-восточнее гор. Рабат, к северо-западу от деревни Агбала. Впервые это месторождение упомянуто М.Кастелом в 1958 году. В 1960 году месторождение изучалось геологом Я.Агарцем. После этого одна французская фирма планировала их разработку, но их планы не были осуществлены.

Геологическое строение. Пласт горючих сланцев залегает в меловых отложениях среди известняков. Средняя мощность

пласта сланца около 3 метров; по качеству пласт однороден. Выход смолы из сланца около 10 процентов. Разведанные запасы, доступные для открытых горных разработок, равны 20 миллионам тонн.

Геолого-промышленная оценка. Благоприятные экономико-географические условия месторождения могут выдвинуть его в разряд перспективных, особенно если учесть, что минеральная часть горючих сланцев может быть использована как местный строительный материал.

Перспектива. Площадь распространения горючих сланцев, на которой доступна добыча открытым способом, оконтурена разведкой достаточно хорошо. Не оконтурена разведкой общая площадь распространения горючих сланцев.

Месторождение Танжер

Общие сведения. Месторождение расположено между городами Танжер и г. Фондак д'Айн-Иэдида. Начиная с 1934 года это месторождение привлекало внимание геологов. В 1938-1939 годах были сделаны попытки его разработки.

Геологическое строение. Пласты горючих сланцев залегают здесь в верхнемеловых осадочных породах. Всего насчитывается 4 пласта мощностью от 5 до 10 метров каждый. Пласты горючих сланцев, мергелей и известняков образуют осадочные циклы мощностью по 40-50 метров. Эти породы залегают в двух синклиналях и перекрываются к северу под несогласно налегающими на них аргиллитами. Крылья западной синклинали крутые (70-80°), а восточной более пологие. Породы смяты в складки.

Пласт горючих сланцев неоднороден, сверху он становится более известняковым. В пласте сланца наблюдаются прослойки известняка мощностью от 0,5 до 1,0 м. Выход смолы из сланца 8,0-13,0 процента. Количество выявленных запасов около 50 миллионов тонн.

Геолого-промышленная оценка. Благоприятные экономико-географические условия месторождения позволяют считать его перспективным, особенно, если учесть, что качественные показатели сланца удовлетворительные и что минеральная часть горю-

чих сланцев может быть использована для производства строительного материала.

Перспектива. Площадь месторождения горючих сланцев разведкой не оконтурена.

Южно-Африканская Республика

Месторождение Эрмело

Общие сведения. Месторождение находится в 18 км к северу от гор. Эрмело.

Это месторождение с 1900 года неоднократно изучалось геологами и оно разрабатывалось с 1910 по 1962 год.

Геологическое строение. Пласт горючих сланцев приурочен к свите Экка нижнепермского возраста и тесно ассоциирован с каменноугольным пластом. Происхождение горючих сланцев озерное.

Пласт горючих сланцев мощностью от 25 до 90 см покрывается угольным пластом мощностью от 60 до 110 см и подстилается глинистыми сланцами. Пласт залегает горизонтально на глубине до 55 метров.

Эти горючие сланцы (на месте их относят к тобаниту) очень похожи на шотландский богхед с характерным для них матовым блеском, черным цветом, бурой чертой, раковистым изломом и массивной однородной структурой, при ударе молотком они издадут глухой деревянный звук. По качественным показателям они неоднородны. Так, выход смолы колеблется от 9 до 54 процентов. Характеристика горючих сланцев угольной шахты Эрмело приводится в таблице 2.

Общие запасы горючего сланца этого месторождения равнялись 20-30 миллионам тонн.

Геолого-промышленная оценка. В 1910 году разработка месторождения была начата Трансваальской Богхедской компанией вблизи Муифонтейна (Эрмело). Сланец вместе с каменным углем использовался в качестве топлива. В 1934 году при помощи капиталов нескольких крупных нефтяных компаний было организовано акционерное общество "Сатмар", которое в 1935 году приступило к переработке горючих сланцев этого месторождения.

Сланцеперерабатывающая промышленность, используя комплексно каменный уголь и горючие сланцы, сумела с прибылью организовать переработку горючих сланцев для производства бензина, керосина, мазута и дорожного битума. И лишь в 1962 году была вынуждена прекратить свою деятельность в связи с истощением запасов горючих сланцев.

Перспектива. Средний слой свиты Экка или угленосный слой, к которому приурочены и горючие сланцы, имеет большое распространение. Он встречается в провинции Натале, Трансваале, на севере Оранжевой Республики, на востоке Ботсвана и Замбии. Горючие сланцы этой свиты известны в небольшом количестве в районе между Брейтоном, Эрмело, Ваккерстромом и Утретом; дальнейшие исследования, несомненно, покажут гораздо большее их распространение. Как показывают данные разведки, горючие сланцы по простиранию на сравнительно небольших расстояниях переходят в глинистые сланцы. Поэтому для определения кондиционных запасов горючих сланцев, в пределах даже небольшой площади, требуется детальная геологическая разведка.

Месторождения горючих сланцев в странах Африки

Наименование государства	Геологический возраст	Наименование района месторождения	Общая характеристика ристика	Характеристика горючего сланца	Запасы в миллионах тонн	Примечания
	2	3	4	5	6	7
Республика Заир	Верхний юрский	Бассейн реки Конго, свита Дуалаба	Описание дается отдельно	<u>Выход смолы</u> 5 - 15 %	50 000	[1], [2], [3], [17]
Малагасийская республика	Плиоценовый	Антанифуци, Самбоена	Описание дается отдельно	<u>Выход смолы</u> Для бассейна Антанифуци ср. 11 %. Для бассейна Самбоена из лучших образцов 22,5 %	Для бассейна Антанифуци 26. Для бассейна Самбоена 0,5	[4], [5], [6], [17]
Республика Мали	Олигоцен	Агамор	Описание дается отдельно	<u>Выход смолы</u> 2 - 9 %	10 000	[7]
Королевство Марокко	Верхний меловой	а) Рифский Атлас Танжер Бени-Арус б) Средний Атлас Тимхедит	Описание дается отдельно Мощность пласта от 30 до 50 см Описание дается отдельно	<u>Выход смолы</u> 8 - 13 % <u>Выход смолы</u> 3 % <u>Выход смолы</u> 8 - 9 %	50 2 50 000	[9], [17] [9], [17]
					из них 200 доступны открытой разработке	

Продолжение таблицы I

1	2	3	4	5	6	7
<p>Арабская Республика Египет</p>	<p>Верхний меловой</p>	<p>в) Высокий Атлас Агбала</p> <p>Известны еще месторождения: к СВ от Fes (Ain Gzouma), к ЮВ от Эс-Суейра (Dar Said Zeitani), к СВ от Тау-дент (Imi N'Ouzrou), к СВ от Тинегир (Touziat n'Nimoun) и СВ от Гульмина (Touktezt)</p>	<p>Описание дается отдельно</p>	<p>Выход смолы ср. 10 %</p>	<p>20 доступно для открытой разработки</p>	<p>[8], [17]</p>
<p>Арабская Республика Египет</p>	<p>Верхний меловой</p>	<p>Пустыня Синай, Веди Абу Када и ее ответвления</p>	<p>Сланце носная толща состоит из 3 пластов горючих сланцев. Суммарная мощность пластов 1-3 м</p>	<p>Нет данных</p>	<p>Нет данных</p>	<p>[10]</p>
<p>Арабская Республика Египет</p>	<p>Верхний меловой</p>	<p>Восточная пустыня, Кусейр</p>	<p>Горючие сланцы залегают с фосфоритами. Мощность пласта до 10 м</p>	<p>Нет данных</p>	<p>Нет данных</p>	<p>[10]</p>
<p>Арабская Республика Египет</p>	<p>Эоценовый</p>	<p>Восточная Пустыня, Рас-Гариб</p>	<p>Пласты горючих сланцев обнаружены при бурении на глубине от 404 до 453 м</p>	<p>Нет данных</p>	<p>Нет данных</p>	<p>[10]</p>

Продолжение таблицы I

1	2	3	4	5	6	7	
	Миоценовый	Восточная пустыня, Гемса	Обнаружены при бурении на глубинах 533-564 м и 563-695 м	Нет данных	Нет данных	[10],	
		Известны еще месторождения: на Синайском полуострове, Суэцком заливе, в Восточной пустыне, в долине реки Нил и в западной пустыне					
Сомалийская Демократическая Республика	Верхний Египетский	Северо-западная и Северовосточная провинция, Бихендула, Сурифа, Фалабах, Би-хен Раха и долине Курдур	Нет данных	Нет данных	Нет данных	[11], [12]	
Тунисская Республика	Верхний меловой	Провинция Кеф, Джебель-Кесоок	Нет данных	Нет данных	Нет данных		
Республика Уганда	Миоценовый	Северо-восточный берег озера Альберт	Пласты горючих сланцев обнаружены при бурении на глубине 700 м. Мощность сланцевой толщи 210 м	Нет данных	Нет данных	[13]	
Рэно-Африканская Республика	Нижний пермский	Провинция Трансевель, Фрмело	Описание дается отдельно	Выход смолы 9 - 24 %	20 - 30	[14], [15], [16], [17]	
		Известны еще месторождения в провинциях Наталь и на севере Оранжевой					

Примечание: Кроме указанных месторождений еще известны месторождения голых сланцев в следующих государствах: Аджир, Гапон, Замбия, Кинешун, Занзибар и Ангола.

Т а б л и ц а 2

Характеристика горючих сланцев
месторождения Эрмело

Показатели	Пробы из шахты вблизи Брейтен				
	1	2	3	4	5
1	2	3	4	5	6
Содержание на сухое вещество, %:					
зола	43,32	42,53	44,36	37,56	33,56
углекислоты карбонатов	1,72	0,85	2,18	2,23	0,91
условной орг. массы (100-CO ₂ -A ^c)	54,96	56,62	53,46	60,21	65,53
углерода	42,72	43,85	41,56	42,20	52,24
водорода	3,45	3,97	3,74	4,30	6,01
азота	0,91	0,89	0,88	0,80	0,84
серы	0,97	0,89	1,01	0,75	0,74
Выход смолы из сланца по Фишеру, %:					
смола	13,0	17,6	17,4	26,2	37,8
вода разложения	3,6	3,0	3,0	2,4	2,0
полукокс	80,3	75,6	75,8	66,8	54,2
газ + потери	3,1	3,8	3,8	4,6	6,0
Теплотворная способность сухого сланца (ккал/кг)	4633	4572	4783	5261	6200
Состав золы, %					
SiO ₂	61,86	61,33	60,58	61,16	59,87
Al ₂ O ₃	31,16	30,53	30,40	30,34	31,70
Fe ₂ O ₃	4,45	2,92	3,09	2,88	3,24
CaO	0,25	1,65	1,86	1,68	1,85
MgO	0,35	1,70	1,67	1,74	0,34
SO ₃	0,03	0,03	0,03	0,03	0,47
Na ₂ O	0,10	0,13	0,13	0,18	0,10
K ₂ O	1,22	1,52	1,36	1,49	1,44

Л и т е р а т у р а

1. А.К. М а т в е е в. Угольные месторождения зарубежных стран. Африка. Изд-во "Недра", М., 1969.
2. М. К а э н, Геология Бельгийского Конго. Изд-во "Иностр. лит.", М., 1958.
3. Review of the energy resources of Africa. Economic Commission for Africa. African Electric Power Meeting, Addis Abeba, 21-31 October 1963. United Nations Economic and Social Council E/CN. 14/EP/3/Add. 1. Oct. 1963.
4. Н. В е с а и р и е, Gîtes Minéraux de Madagascar. Tananarive, 1966.
5. А. L e n o b l e, Gisements des schistes bitumineux Sambaina-Antanifotsy. Arch. Serv. Geol. Madagascar. A. 158, 1945.
6. Т. М у р д о с к, Mineral Resources of the Malagasy Republic. Bureau of Mines Information Circular 8196. United States Department of the Interior, Bureau of Mines, 1963.
7. G. A r n a u d. Les ressources minières de l'A.O.F. Bull. Dir. Mines A.O.F. Dakar, No. 8, 1945.
8. I. A g a r d, Les calcaires bitumineux du Crétacé moyen de la région d'Arhbala (Haute Moulouya). Mines et Géologie. Bulletin trimestriel de la Direction des Mines et de la Géologie, No 9, premier trimestre 1960, pp. 51-55.
9. Е.А. H i l a l i, Géologie et Ressources en Schistes Bitumineux du Maroc. Country report submitted to the United Nations Symposium on the Development and Utilization of Oil Shale Resources, August 1968, Tallinn, USSR.
10. А. Т а h e r. Oil Shales in the United Arab Republic, Country report submitted to the United Nations Symposium on the Development and Utilization of Oil Shale Resources, August 1968, Tallinn, USSR.
11. I.W. P a l l i s t e r, Mineral Resources of Somaliland Protectorate. Reprinted from Overseas Geology and Mineral Resources, vol. 7, No. 2, pp. 154-165, London, 1954.
12. H.A. F r a y, Geology and Oil Shale Resources of Somali Republic. Country report submitted to the United Nations Symposium on the Development and Utilization of Oil Shale Resources, August 1968, Tallinn, USSR.

13. N. H a r r i s, I. W. P a l l i s t e r and J. M. B r o w n, Oil in Uganda. Geological Survey of Uganda, Memoir No IX, Entebba, Uganda, 1956.
14. H. N. S m i t h, I. W. S m i t h and W. C. M o m m e s, Bureau of Mines Report of Investigations 5504, 1959, 34 pp. Petrographic examination and chemical analyses for several foreign oil shales.
15. H. M. T h o u r n e, A. J. K r a e m e r, Bureau of Mines Report of Investigations 5019, 1954, pp. 31. Oil-Shale Operations in the Union of South Africa, October, 1947.
16. G. B. B l o r e, W. B. S o m m e r v i l l e, Oil Shale and Cannel Coal. Proceedings of the Second Oil Shale and Cannel Coal Conference 1951. The Mining of South African Torbanite, pp. 180-185.
17. Е. И. С т е ф а н о в а. Итоги науки и техники. Серия: Месторождения горючих полезных ископаемых том 4. Горючие сланцы зарубежных стран. ВИНТИ, Москва, 1973.

G. Ozerov

Oil Shale Deposits in Foreign Countries

(Africa)

Summary

The article presents data on the oil shale deposits in African countries. The best known deposits occur in the Zaire Republic, the Malagasy Republic, Morocco and the Republic of South Africa. In other countries the oil shale deposits are not outlined by geological survey and few data are available on oil shale characteristics.

Of the best known deposits those of the Zaire Republic and Morocco are economically attractive. Of economical interest are also the oil shale deposits of the Republic of Mali, the Somali Democratic Republic and the Malagasy Republic but here a detailed geological evaluation is still needed.

О г л а в л е н и е

	Стр.
I. Арукюла Х.Х. Основы управления технологическим транспортом карьера № I треста "Эстонсланец" ..	3
2. Арукюла Х.Х., Пязок Р.А. Исследование влияния ширины вскрышной заходки на себестоимость экскавации в условиях сланцевых карьеров	II
3. Пязок Р.А. Организация работы добычных экскаваторов на сланцевых карьерах на основе технологических плановграмм	2I
4. Белицкий В.Г. К вопросу создания АСУ на карьерах	29
5. Талве Л.Г. Управление обрушением при камерной выемке по характеристикам конвергенции	37
6. Талве Л.Г., Пастарус Ю.В. Анализ параметров камерных блоков методом условной мощности	45
7. Крипсаар Э.А. К вопросу определения запаса прочности межкамерных целиков на шахтах Эстонского месторождения горючих сланцев	55
8. Крипсвар Э.А. К вопросу об изменении трещинообразования и прочности при сжатии	63
9. Нейфельд Г.А., Арш Э.И., Шульцс К.Я. Высоко-частотная дизелькометрическая влагометрия горючих сланцев и известняков	73
10. Озеров Г.В. Месторождения горючих сланцев зарубежных стран (Африка)	83

Таллинский политехнический институт
ТРУДЫ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ

Сборник статей УП

Редактор Х. Арукюла

Технический редактор М. Йесте

Сборник утвержден коллегией Трудов ТПИ 22/1У-1974

Подписано к печати 17/Х-1974. Бумага 60x90/16

Печ. л. 6,5+0,5 прилож., Учетно-изд. л. 5,0

Тираж 350. МВ-08547

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

Зак. № 628

Цена 50 коп.

ТРУДЫ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ

Сборник статей

УП

УДК 622.271

Основы управления работой технологического транспорта карьера № I треста "Эстонсланец". Арукюла Х.Х. "Труды Таллинского политехнического института" 1974, № 368, с.3.

Разработаны основы системы автоматического управления работой технологического транспорта в карьере № I. Автосамосвалы по соответствующим критериям направляют к наиболее свободному экскаватору. По данным математического моделирования при внедрении системы можно ожидать повышение производительности погрузочно-транспортного оборудования на 5-6 %.

Таблиц I, фигур I, библиографий 2.

УДК 622.271.322.026.7.001.24

Исследования влияния вскрышной заходки на себестоимость экскавации в условиях сланцевых карьеров. Арукюла Х.Х., Пязок Р.А. "Труды Таллинского политехнического института", 1974, № 368, с. II.

Для сланцевых карьеров с бестранспортной системой разработки, на которых применяется селективная выемка промышленного пласта с экскаваторной перевалкой породного прослойка в выработанное пространство, ширина вскрышной заходки должна выбираться по критерию минимальных суммарных затрат на экскавацию.

Установлены аналитические зависимости затрат по вскрышным и добычным экскаваторам от ширины вскрышной заходки и определены оптимальные значения последней для участков карьера Сиргала треста "Эстонсланец".

Фигур 2.

УДК 622.271.3:658.5

Организация работы добычных экскаваторов на сланцевых карьерах на основе технологических планограмм. Пязок Р.А. "Труды Таллинского политехнического института", 1974, № 368, с 21.

Предложена методика проектирования оптимальных планограмм работы добычных экскаваторов на сланцевых карьерах при многоуступной селективной выемке промышленного пласта. Критериями оптимальности организации добычных работ приняты рациональное использование экскаваторов, ритмичность добычи в целом по карьере и постоянство качества товарного сланца. Решение вопроса стабилизации качества сланца осуществляется в два этапа - на стадии оперативного планирования добычных работ и непосредственно в сфере оперативного управления производством.

Таблиц I, фигур I.

УДК 622.271

К вопросу создания АСУ на карьерах. Белицкий В.Г. "Труды Таллинского политехнического института", 1974, № 368, с 29.

Предлагается оригинальная система диспетчеризации, которая является наиболее целесообразной для небольших и средних карьеров из-за незначительных капитальных затрат и эксплуатационных расходов.

Учёт объёмов добываемой горной массы ведётся по числу машино-рейсов с контролем уровня загрузки кузова автосамо-

свала. Так как данная АСУ разработана для карьеров с бес-
транспортной системой вскрыши, то производительность вскрыш-
ных экскаваторов определяется по числу полноценных ковшей
экскавации.

Фигур 1, библиографий 3.

УДК 622.273.311

Управление обрушением при камерной выемке по харак-
теристикам конвергенции. Талве Л.Г. "Труды Таллин-
ского политехнического института", 1974, № 368, с 37.

Приведена методика управления обрушением кровлей при ка-
мерной системе разработки по характеристикам конвергенции.
Характеристики составляют по замерам в конкретных камерных
блоках с учетом определенных параметров системы разработки.
В целях уточнения времени будущего обрушения целесообразно
осуществление корригирования первоначальной характеристики
конвергенции.

Фигур 3, библиографий 2.

УДК 622.273

Анализ параметров камерных блоков методом условной
мощности. Талве Л.Г., Пастарус Ю.В "Труды Таллинско-
го политехнического института", 1974, № 368, с 45.

Приведена методика механизированной обработки парамет-
ров камерных блоков на ЭВМ. В качестве исходных данных ис-
пользуется маркшейдерская документация по исследуемым камер-
ным блокам. Данные обрабатываются методом условной мощно-
сти по отдельным поперечным рядам целиков или скользящему конту-
ру. Трудоемкость представления результатов механизированной
обработки камерного блока зависит от способа графической ин-
формации и типа применяемой вычислительной машины.

Фигур 4, библиографий 1.

УДК 622.835.5

К вопросу определения запаса прочности межкамерных целиков на шахтах эстонского месторождения горючих сланцев. Крипсаар Э.А. "Труды Таллинского политехнического института", 1974, № 368, с 55.

Для установления оптимальных размеров целика необходимо определение запаса прочности целика на шахте в конкретных геологических и технологических условиях. Вследствие трудности исследования процесса нагружения в натуре на целиках использовались модели-образцы горючего сланца. На основе выявленных закономерностей разработана методика определения ожидаемой максимальной продольной деформации и запаса прочности при нагружении образца.

Фигур 4, библиографий 2.

УДК 531 (001.57)

К вопросу об изменении трещинообразования и прочности при сжатии. Крипсаар Э.А. "Труды Таллинского политехнического института", 1974, № 368, с 63.

Анализируется процесс трещинообразования отрывом при сжатии с точки зрения корпускулярной модели материала. Показано, что на этот процесс влияет отношение главных деформаций. Полученные результаты позволяют аналитически учитывать влияние трещинообразования на прочность при сжатии.

Фигур 4, библиографий 3.

УДК 665.6.032.57.033:543.812

Высокочастотная диэлькометрическая влагометрия горючих сланцев и известняков. Нейфельд Г.А., Арш Э.И., Шульцс К.Я. "Труды Таллинского политехнического института", 1974, № 368, с 73.

Доказана возможность широкого использования высокочастотных автогенераторных приборов для дискретной и непрерывной влагометрии горючих сланцев и известняков на основе различий в электрических свойствах сухой сланцево-известняковой массы и воды. Проведен теоретический анализ зависимостей между основными электро-физическими характеристиками влажных горючих сланцев и известняков и проведены экспериментальные исследования влажностно-частотных характеристик этих пород. Собран и испытан один из вариантов высокочастотных влагомеров.

Таблиц 1, фигур 3, библиографий 4.

УДК 553.983

Месторождения горючих сланцев зарубежных стран (Африка). Озеров Г.В. "Труды Таллинского политехнического института", 1974, № 368, с.83.

В статье приведены данные о месторождениях горючих сланцев в странах Африки. Наиболее изученными являются междорождения в республике Заире, Марокко, Малагасийской Республике и в Южно-Африканской Республике. В других государствах месторождения горючего сланца мало исследованы геологической разведкой и поэтому имеющиеся данные недостаточны для характеристики этих месторождений горючего сланца.

Из изученных месторождений горючего сланца экономический интерес представляют месторождения в республике Заире и Марокко.

Экономический интерес представляют также месторождения в республике Мали, Сомали и Малагасийской Республике, но требуется более детальная геологическая разведка.

Цена 50 коп.