

Р.О.1
567

ISSN 0136-354
0203-973

TALLINNA
POLÜTEHNILISE INSTITUUDI
TOIMETISED

567

ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО
ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО
ИНСТИТУТА

ТРИ
'84

ПРОБЛЕМЫ ПОДЗЕМНОЙ
И ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ
ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ
И НЕРУДНЫХ МЕТЕРИАЛОВ



587

TALLINNA POLÜTEHNILISE INSTITUUDI TOIMETISED

Tr. 6.7
**ТРИ
'84**

ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО ИНСТИТУТА

УДК 622

ПРОБЛЕМЫ
ПОДЗЕМНОЙ
И
ОТКРЫТОЙ
РАЗРАБОТКИ
ГОРЮЧИХ
СЛАНЦЕВ
И
НЕРУДНЫХ
МАТЕРИАЛОВ

Горное дело XII

Таллин 1984



ТАЛЛИНСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ ИНСТИТУТ
Труды № 587

ПРОБЛЕМЫ ПОДЗЕМНОЙ И ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ
ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ И НЕРУДНЫХ МАТЕРИАЛОВ
Горное дело XII

На русском языке.
Отв. редактор К. Оясте.
Техн. ред. М. Тамме.
Сборник утвержден коллегией Трудов ТПИ 13.01.84.
Подписано к печати 09.07.84.
МВ-08018.
Формат 60x90/16.
Печ. л. 5,5 + 0,25.
Уч.-изд. л. 4,7.
Тираж 300.
Зак. № 437.
Цена 70 коп.
Ротапринт ТПИ, Таллин, ул. Коскла 2,9.

СРАВНЕНИЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ СИСТЕМ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ ФОСФОРИТНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЭСТОНИИ

Намеченные народнохозяйственными планами перспективы развития фосфатной промышленности Прибалтийского района страны базируются на освоении крупных по запасам месторождений ракушечных фосфоритов Раквереского района Эстонской ССР. Из общих запасов сырья здесь лишь незначительная часть (месторождение Тоолсе) пригодна для открытой разработки, в основном они залегают на значительной глубине (до 100 и более м) и подлежат выемке подземным способом. В этой связи уже сейчас актуальной является проблема выбора рациональной системы подземной разработки фосфоритов. Система должна быть экономически эффективной, обеспечивать полноту извлечения запасов недр, характеризоваться минимальным экологическим ущербом в районе горных разработок.

Конкурирующими по технологическим возможностям в условиях фосфоритных месторождений являются камерная система разработки с естественными целиками и последующим обрушением кровли и система с закладкой выработанного пространства и искусственными целиками. Первая из них отличается лучшими хозяйственными экономическими показателями добычи при более высоких потерях полезного ископаемого в недрах. Кроме того, она предопределяет опускание земной поверхности в шахтном поле и связанный с этим экологический ущерб. Система с монолитной закладкой характеризуется повышенными затратами на добычу, но зато позволяет свести до минимума потери полезного ископаемого и обеспечивает сохранность земной поверхности. Возможности ее применения на фосфоритных месторождениях Раквереского района Эстонии способствуют два очень важных обстоятельства. Во-первых, обогащение фос-

фосфоритной руды дает очень большое количество отходов (флотхвостов), которыми можно заполнить до 70 % объема выработанного пространства. Во-вторых, на большей части территории района над фосфоритами залегают балансовые запасы горючего сланца Эстонского и Тапаского месторождений, которые могут разрабатываться попутно с фосфоритами и использоваться на месте в качестве технологического топлива [7]. Отходы обогащения сланца и зола от его сжигания будут служить дополнительным закладочным материалом, причем зола является по своим свойствам вяжущим веществом – необходимым компонентом для получения монолитной закладки. Таким образом, имеются все возможности для обеспечения фосфоритных рудников дешевым закладочным материалом в достаточном количестве.

В настоящей работе сделана попытка экономического сравнения конкурирующих систем разработки путем сопоставления роста затрат на добычу фосфоритов с эффектом от снижения эксплуатационных потерь их в недрах. Факторы экологического порядка не учитывались, поскольку количественная экономическая оценка их влияния до сих пор окончательно не установлена и требует дальнейших исследований. Таким образом, работу следует рассматривать как первый этап оценки эффективности систем подземной разработки фосфоритных месторождений Эстонии.

Эффективность системы разработки непосредственно связана с проблемой экономической оценки потерь полезных ископаемых. Оптимизация полноты извлечения запасов недр базируется на общепризнанной методике акад. М.И. Агошкова, в соответствии с которой рост потерь считается экономически оправданным до тех пор, пока ценность единицы теряемого полезного ископаемого не превысит величину компенсации этих потерь, т.е. экономии затрат на добычу [9]. Дальнейшее развитие этого положения определило критерий оптимальной полноты извлечения – максимум прибыли на единицу погашаемых балансовых запасов месторождения [3; 4], на основе которого в настоящее время осуществляются обоснование нормативов потерь и контроль за использованием недр. По смыслу этот критерий полностью согласуется с утвержденной методикой экономической оценки месторождений полезных ископаемых [1] и

представляет собой удельный показатель дифференциальной рентальной оценки месторождения или общего дохода от его эксплуатации. Критерий был принят нами за основу при оценке эффективности сравниваемых систем разработки на фосфоритных месторождениях.

Исследования проводились с помощью экономико-математических моделей, синтезированных на основе анализа структур проектных экономических показателей рудника Тоолсе и ранее выполненных исследовательских работ по фосфоритным месторождениям Эстонии [5, 6]. Переменными параметрами, влияющими на экономику добычи и обогащения фосфоритов, являются мощность промпласта, извлечение запасов при добыче, стоимость закладки и содержание полезного компонента в обогащаемой руде. При варьировании параметров принято условие постоянства производительности предприятия по руде, позволяющее наиболее объективно оценить влияние изменения уровня потерь на экономические показатели предприятия. В принципе возможны и другие стратегии, например, постоянство срока службы предприятия при переменном извлечении запасов. Однако в таком случае рост извлечения связан с увеличением производственной мощности предприятия и капиталовложений в строительство. Кроме того, себестоимость руды будет изменяться под совокупным влиянием двух факторов: роста нагрузки на предприятие и роста извлечения запасов, причем выделение влияния последнего фактора становится довольно затруднительным.

На руднике Тоолсе проектом предусмотрена камерная система разработки с естественными рудными целиками и сухой закладкой выработанного пространства породой, доставляемой на рудник с отвалов предприятий объединения "Эстонсланец" железнодорожным транспортом. Анализ проектной себестоимости руды [6] позволил сгруппировать все затраты на ряд категорий, в результате чего сформировалась структура, представленная в табл. I.

При принятом нами условии постоянства производительности предприятия по руде на себестоимость добычи из варьируемых параметров будут влиять извлечение руды и мощность промпласта, их влияние будет проявляться через изменение годовой площади погашения запасов. Обозначив удельные веса

категорий затрат в порядке перечисления их в табл. I через $\delta_1 \dots \delta_3$ (в долях единицы), выражение себестоимости добычи руды без учета закладки можно записать как:

$$C_p = C_{p.0}(\delta_1 + \delta_3 + \delta_2 \frac{K_{и.0} \cdot h_0}{K_{и.0} \cdot h}), \text{ руб./т}, \quad (I)$$

где $K_{и}$ - коэффициент извлечения руды при добыче;
 h - мощность промпласта.

Т а б л и ц а I
 Структура проектной себестоимости добычи руды
 на предприятии Тоолсе, %

Калькуляционные статьи расходов	Категории затрат			Общие затраты
	постоянные на I т добычи	постоянные на I м ² площади выемки	постоянные годовые	
Горноподготовительные работы	-	9,1	0,6	9,7
Очистные работы	18,9	10,7	3,4	33,0
Шахтный транспорт и подъем	7,3	1,2	4,7	13,2
Водоотлив и осушение	-	12,6	2,9	15,5
Итого без закладки	26,2	33,6	11,6	71,4
Закладка	22,6	0,6	5,4	28,6
Всего:	48,8	34,2	17,0	100,0

Индекс "0" при переменных соответствует базису (проектному варианту). Подставив в выражение проектные значения $C_{p.0} = 5,12$ руб/т; $K_{и.0} = 0,78$; $h_0 = 2,9$ м и добавив в общем виде стоимость закладки, получим окончательно:

$$C_p = 1,94 + \frac{3,89}{K_{и.0} \cdot h} + \frac{C_3}{\gamma}, \text{ руб./т}, \quad (2)$$

где C_3 - стоимость закладки, руб/м³;
 γ - плотность руды, т/м³.

Стоимость закладки оставлена в общем виде, что позволяет использовать полученное выражение для обеих сравниваемых систем разработки. При добыче без закладки последний член

попросту отпадает. Как видно из выражения, себестоимость добычи руды находится в обратной зависимости от мощности промпласта и коэффициента извлечения руды, а при системе с закладкой еще и в прямой зависимости от стоимости закладочных работ.

Т а б л и ц а 2

Структура проектной себестоимости обогащения руды на предприятии Тоолсе, %

Элементы и статьи затрат	Категории затрат				Общие затраты
	постоянные на 1 т руды	постоянные на 1 т концентрата	постоянные на 1 т хвостов	постоянные годовые	
Реагенты и материалы	23,8	1,0	-	-	24,8
Электроэнергия	13,8	2,3	-	0,2	16,3
Вода	3,6	-	-	-	3,6
Топливо	-	4,2	-	-	4,2
Заработная плата	1,3	0,6	-	-	1,9
Амортизация оборудования	8,9	3,8	-	3,7	16,4
Содержание и эксплуатация оборудования	3,6	1,9	-	2,3	7,8
Цеховые расходы	-	-	-	8,8	8,8
Итого	55,0	13,8	-	15,0	83,8
Затраты по хвостохозяйству	-	-	5,5	10,7	16,2
Всего:	55,0	13,8	5,5	25,7	100,0

Эксплуатационные затраты на обогащение руды также были подвергнуты дифференциации на категории, в результате чего получена структура затрат, показанная в табл. 2.

Себестоимость обогащения зависит главным образом от качества поступающей на фабрику руды, с увеличением содержания в ней полезного компонента растет товарный выход концентрата и уменьшается выход хвостов. В то же время, при постоянном объеме обогащаемой руды в год, увеличивается производственная мощность фабрики по концентрату. Именно эти обстоятельства вызвали необходимость дифференциации

затрат на передел на приведенные в табл. 2 категории. На себестоимость обогащения оказывает влияние также применяемая система разработки месторождения. В случае закладки выработанного пространства хвостами обогащения затраты по удалению и складированию хвостов переносятся из обогатительного передела в сферу закладочного комплекса и составляют существенную часть стоимости закладки.

Обозначив удельные веса категорий затрат $\delta_1 \dots \delta_4$ (в порядке перечисления их в табл. 2) и товарный выход концентрата из руды φ , сформулируем в общем виде выражение себестоимости обогащения в расчете на концентрат:

$$C_{об.} = C_{об.0} \left[(\delta_1 + \delta_4) \frac{\varphi_0}{\varphi} + \delta_3 \frac{1-\varphi}{1-\varphi_0} + \delta_2 \right], \text{ руб/т.} \quad (3)$$

В выражении индекс "0" соответствует проектному варианту. При системе разработки с закладкой второй член в скобках, учитывающий затраты на хвостозащитные работы, отпадает. Подставив в выражение значения базисных показателей $C_{об.0} = 10,92$ руб/т и $\varphi_0 = 0,233$, получим в окончательном виде:

При системе без закладки

$$C_{об.} = \frac{2,05}{\varphi} - 0,79\varphi + 2,29, \text{ руб/т.} \quad (4)$$

При системе с закладкой

$$C_{об.} = \frac{1,78}{\varphi} + 1,51, \text{ руб/т.} \quad (5)$$

Как видно из выражений, единственным параметром, влияющим на затраты по обогатительному переделу, является товарный выход концентрата из руды. Исследования обогатимости фосфоритов Прибалтики позволили установить регрессионную зависимость между товарным выходом концентрата из воздушно-сухой руды и содержанием в ней полезного компонента [5]. С учетом естественной влажности руды эта зависимость имеет вид:

$$\varphi = \frac{\alpha(71,7 + 1,052\alpha)}{\alpha_k(100+W)}, \quad (6)$$

где α и α_k - содержание полезного компонента соответственно в обогащаемой руде и концентрате, %;

W - естественная влажность руды, %.

Расшифровав значение Φ в выражениях себестоимости обогащения, несложно осуществить замену варьируемых параметров и получить зависимость себестоимости от качества обогащаемой руды. Следует отметить, что качество руды влияет на экономику предприятия не только через себестоимость обогащения. От него зависит расход руды на единицу концентрата, а следовательно, и удельный вес затрат на добычу в себестоимости конечного продукта предприятия. Кроме того, при принятом нами условии постоянства объема добываемой в год руды качество последней влияет на производительность предприятия по концентрату и таким образом на величину условно-постоянных общерудничных и внепроизводственных расходов, приходящуюся на единицу концентрата.

Важным параметром, влияющим на себестоимость руды и конечные экономические показатели производства, является уровень потерь руды, выражаемый в наших исследованиях через коэффициент извлечения. При системах разработки с твердеющей закладкой эксплуатационные потери руды по данным практики обычно не превышают 5-6 % [10], они почти не зависят от вынимаемой мощности рудного тела и конструктивных параметров системы. Поэтому у нас они приняты постоянными. При камерных системах разработки с естественными рудными целиками величина потерь весьма существенно зависит от физико-механических свойств руды и налегающих пород, а также от вынимаемой мощности пласта. Относительное изменение уровня потерь в зависимости от вынимаемой мощности определялось нами через изменение формы целиков (коэффициента Церна) по методике ВНИМИ [2] при зафиксированных прочих параметрах. За базис при расчетах были приняты проектные значения рудника Тоолсе: коэффициент извлечения равнялся 0,78 при вынимаемой мощности пласта 2,9 м. В результате этого было установлено, что в диапазоне изменения мощности 1,7...5,9 м коэффициент извлечения руды снижается от 0,82 до 0,68, т.е. на 17 %, а зависимость между извлечением $K_{и}$ и мощностью h имеет линейный характер и описывается уравнением:

$$K_{и} = 0,88 - 0,034 \cdot h. \quad (7)$$

Прибыль от разработки месторождения на I т погашаемых балансовых запасов (в расчете на концентрат) определяется как:

$$\Pi_z = (\Pi - C_k) \cdot K_{и}, \text{ руб.} \quad (8)$$

где Π - действующая оптовая цена на концентрат;
 C_k - полная себестоимость концентрата.

Себестоимость концентрата складывается из затрат на добычу и обогащение, а также общерудничных и внепроизводственных затрат и определяется из выражения:

$$C_k = \frac{C_p}{\Phi} + C_{об.} + C_v \frac{\Phi_0}{\Phi}, \quad (9)$$

в котором последнее слагаемое представляет общерудничные и внепроизводственные затраты, скорректированные на изменение производительности предприятия по концентрату по сравнению с базисом (проектом).

После подстановки в (8) значений входящих величин и преобразований получаем математические модели прибыли на I т погашаемых балансовых запасов в развернутом виде: для системы без закладки

$$\Pi_z = (0,88 - 0,034 \cdot h) \cdot \left\{ \Pi - \frac{\alpha_k(100+W)}{\alpha(71,7+1,052\alpha)} \left[\frac{3,89}{h \cdot (0,88 - 0,034 \cdot h)} + 4,52 \right] + \frac{0,79\alpha(71,7+1,052\alpha)}{\alpha_k(100+W)} - 2,29 \right\}; \quad (10)$$

для системы с закладкой

$$\Pi_z = K_{и} \left[\Pi - \frac{\alpha_k(100+W)}{\alpha(71,7+1,052\alpha)} \left(\frac{3,89}{K_{и} \cdot h} + \frac{C_3}{\gamma} + 4,25 \right) - 1,51 \right]. \quad (11)$$

Представленные модели базируются на эксплуатационных, а не приведенных затратах. Сравнение систем разработки по эксплуатационным затратам можно считать допустимым, поскольку капиталовложения по сравниваемым системам различаются незначительно. При переходе на закладку капиталовложения в хвостохозяйство заменяются вложениями в закладочный комплекс. В проекте рудника Тоолсе, например, эти затраты составляют соответственно 13,2 и 17 млн. руб.

Наиболее сложным вопросом в наших исследованиях является установление стоимости закладочных работ. Использовать проектные данные рудника Тоолсе для этой цели не представляется возможным. В проекте, как уже отмечалось, при-

нята сухая закладка из отходов обогащения горючего сланца, стоимость которой составляет 3,93 руб/м³. В стоимости более 40 % приходится на амортизацию, содержание и обслуживание дорогостоящего оборудования - экскаваторов и бульдозеров на заготовке закладочного материала, а также закладочных машин метательного действия в подземных выработках рудника. Существенный удельный вес имеют затраты на электроэнергию, сжатый воздух и транспорт материала от сланцедобывающих предприятий до рудника.

Сухая закладка по существу представляет собой паллиативную меру в общем направлении рационализации использования недр. Предотвращая опускание земной поверхности в шахтном поле, она выполняет природоохранную функцию, однако не способствует снижению потерь полезного ископаемого по сравнению с камерной системой разработки без закладки, поскольку естественные рудные целики при ней сохраняются. Единственно правильным, по нашему мнению, направлением следует считать применение гидравлической твердеющей закладки выработанного пространства, позволяющей значительно сократить потери руды.

Технологические процессы гидравлической закладки во многом аналогичны процессам гидротранспорта и складирования хвостов обогатительной фабрики, поэтому первое представление о стоимости закладки можно получить путем анализа проектной сметы эксплуатационных затрат по хвостохозяйству на руднике Тоолсе (табл. 3).

Затраты в таблице рассчитаны на 1 м³ обезвоженных и уложенных в хранилище хвостов, по смыслу это соответствует единице объема закладки в деле. Проектная дальность транспортировки хвостов равна 10 км. Как видно из приведенных цифр, затраты на единицу материала втрое меньше по сравнению с сухой закладкой выработанного пространства и составляют 1,28 руб/м³.

Достоверная стоимость гидравлической твердеющей закладки может быть определена лишь в результате детальной проектной проработки процесса. Несомненно, она будет выше по сравнению с затратами на хвостохозяйство. Удорожание связано с более частыми ремонтами трубопроводов, бурением и обсадкой скважин для подачи пульпы на рабочий горизонт

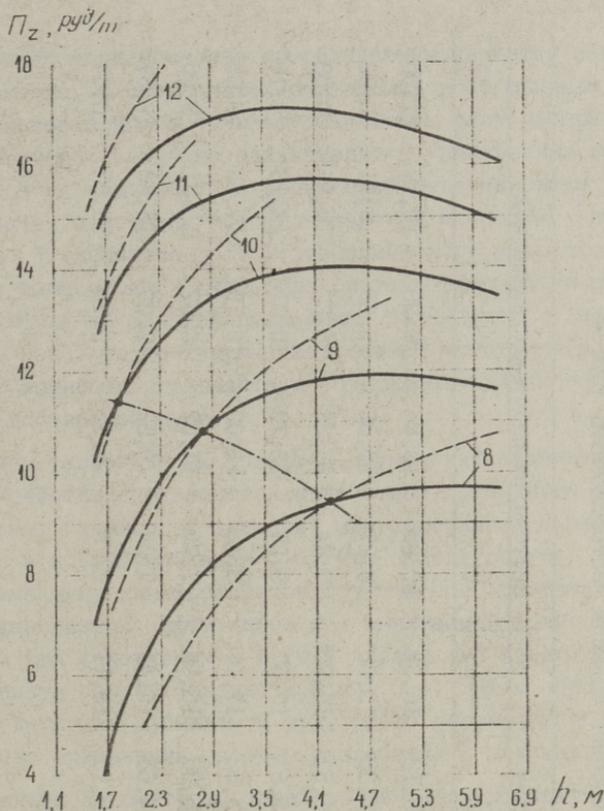
рудника, сооружением фильтрующих перемычек и водосборников, откачкой дополнительной воды из шахты, работами по дозировке компонентов твердеющего закладочного материала и контролю его состава, периодическим испытанием образцов материала в лабораторных условиях. Одновременно с этим за счет сокращения дальности транспортировки материала по сравнению с хвостохозяйством и подачи его на рабочий горизонт под действием собственного веса существенно снижаются затраты на электроэнергию и амортизацию оборудования и труб. С учетом отмеченных особенностей можно ожидать, что затраты на гидравлическую закладку не будут превышать 2,5 ... 3 руб/м³. Сопоставление этих данных с практическими данными других рудников СССР, применяющих гидравлическую закладку местными материалами [10], подтверждает реальность нашей оценки стоимости закладочных работ на фосфоритных рудниках Эстонии.

Т а б л и ц а 3

Проектная структура эксплуатационных затрат по хвостохозяйству на предприятии Тоолсе

Элементы и статьи затрат	Затраты	
	руб/м ³	%
Электроэнергия	0,07	5,4
Заработная плата	0,08	6,2
Погашение стоимости зданий и сооружений	0,66	51,6
Амортизация оборудования и труб	0,28	21,9
Содержание и эксплуатация зданий и сооружений	0,07	5,5
Содержание и эксплуатация оборудования	0,01	0,8
Прочие расходы	0,11	8,6
Итого	1,28	100,0

Реализация полученных математических моделей позволила установить характер зависимости прибыли на I т погашаемых запасов месторождения от мощности промпласта и качества добываемой руды при сравниваемых системах разработки. В расчетах были приняты следующие значения постоянных величин:



Фиг. 1. Прибыль на единицу погашаемых балансовых запасов месторождения при камерной системе разработки без закладки (сплошная линия) и системе с твердеющей закладкой (пунктир) в зависимости от мощности промпласта и качества добываемой руды.
8 ... 12 - содержание P_2O_5 в добываемой руде в процентах.

$C_1 = 43$ руб/т; $\alpha_k = 28\%$; $W = 11\%$; $C_3 = 3$ руб/м³; $\gamma = 2,4$ т/м³; $K_n = 0,94$ (при системе с закладкой). Результаты приведены в табл. 4., по данным которой построены графики фиг. 1.

Из полученных результатов видно, что при камерной системе разработки без закладки прибыль изменяется в зависимости от вынимаемой мощности экстремально, что объясняется совокупным и разнонаправленным влиянием на показатель двух факторов - снижения себестоимости добычи и роста эксплуатационных потерь руды по мере увеличения мощности промпласта.

Таблица 4

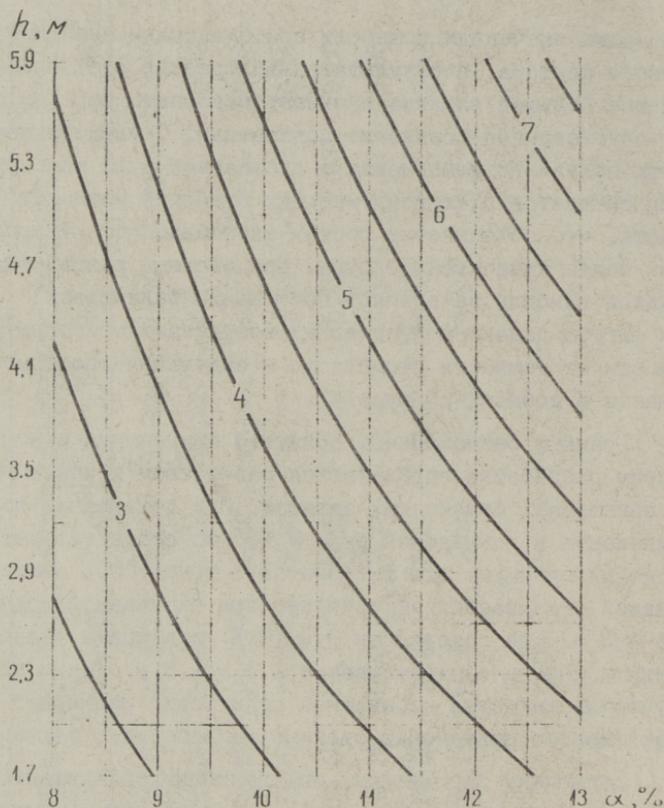
Прибыль на I т погашаемых балансовых запасов месторождения, руб.

α, % h, м	Система разработки без закладки						Система разработки с закладкой					
	8	9	10	11	12		8	9	10	11	12	
5,9	9,61	11,74	13,65	15,12	16,34		10,65	13,94	16,90	19,17	21,05	
5,3	9,63	11,85	13,84	15,38	16,65		10,29	13,62	16,62	18,91	20,82	
4,7	9,55	11,87	13,96	15,57	16,90		9,84	13,22	16,27	18,59	20,53	
4,1	9,34	11,78	13,98	15,67	17,07		9,25	12,70	15,81	18,18	20,16	
3,5	8,92	11,51	13,83	15,62	17,11		8,46	12,00	15,19	17,63	19,66	
2,9	8,19	10,95	13,44	15,35	16,94		7,73	11,02	14,32	16,81	18,95	
2,3	6,86	9,88	12,59	14,68	16,41		5,64	9,52	13,00	15,66	17,87	
1,7	4,34	7,75	10,81	13,16	15,11		2,76	6,95	10,74	13,63	16,04	

При малых значениях мощности преобладающим является влияние первого фактора, в результате наблюдается рост прибыли. Затем все большее влияние начинает оказывать рост потерь руды, обуславливая снижение показателя. С увеличением содержания полезного компонента в добываемой руде максимум прибыли смещается в сторону меньших значений мощности промпласта, что объясняется ростом экономического ущерба от потерь более качественной руды. При системе разработки с закладкой прибыль на единицу погашаемых балансовых запасов (на фигуре показана пунктиром) возрастает монотонно в зависимости от мощности промпласта и содержания полезного компонента в добываемой руде.

Границы рациональных областей применения сравниваемых систем разработки определяются равенством прибыли на единицу погашаемых балансовых запасов. При содержании полезного компонента в добываемой руде 8 %, что соответствует кондиционному минимуму для фосфоритов Эстонии [8], система с закладкой оказывается эффективнее при вынимаемой мощности более 4,2 м. При содержании 9 и 10 % границами являются значения мощности соответственно 2,8 и 1,8 м. Таким образом, улучшение качества добываемой руды резко расширяет область эффективного применения системы разработки с закладкой.

Важнейшим параметром, определяющим сравнительную эффективность конкурирующих систем разработки, является стоимость закладки. Поэтому целесообразным представляется установление ее влияния на границу применения систем. С помощью вышеприведенных математических моделей построена номограмма на фиг. 2, показывающая эти границы при различной стоимости закладки. Линии на фигуре представляют собой предельно допустимые затраты на закладку по условию равенства прибылей на единицу погашаемых балансовых запасов, построенные с шагом квантования $0,5 \text{ руб/м}^3$ в координатах "вынимаемая мощность - качество добываемой руды". Номограмма предназначена для практического пользования. С помощью ее несложно определить для конкретного месторождения или участка предельно допустимые затраты на закладку, или, наоборот, при известной величине последних установить рациональную систему разработки в данных условиях.



Фиг. 2. Номограмма предельно допустимых затрат на закладку (руб/м³) в зависимости от мощности промпласта (h) и содержания P₂O₅ в добываемой руде (α).

Из фиг. 2 видно, что на месторождении Тоолсе при средней мощности промпласта 2,9 м и содержании P₂O₅ в добываемой руде 9,4 % предельно допустимые затраты на закладку равны 3,3 руб/м³. На других участках Раквереского фосфоритоносного района они могут быть значительно выше. Например, для участка Кабала, где средняя мощность промпласта составляет 5,2 м и содержание P₂O₅ в массиве 12,3 % (в добываемой руде с учетом разубоживания примерно 11,8 %), предельные затраты на закладку возрастают до 6,3 руб/т, т.е. почти вдвое по сравнению с месторождением Тоолсе. Эта цифра намного превышает средние затраты по рудникам СССР, применяющим местные закладочные материалы.

Выполненные исследования приводят к единственному выводу: на фосфоритных месторождениях Раквереского района наиболее рациональным способом подземной добычи является система разработки с монолитной закладкой выработанного пространства. По сравнению с камерной системой с обрушением кровли она является более эффективной уже за счет минимизации потерь запасов при их выемке. Фосфориты - настолько ценное сырье, что большие потери их при эксплуатации месторождений совершенно недопустимы. Минимизация экологического ущерба и природоохранные свойства системы с закладкой еще больше увеличивают сравнительный эффект последней в условиях фосфоритных месторождений Эстонии.

Л и т е р а т у р а

1. Временная типовая методика экономической оценки месторождений полезных ископаемых. М., ГИИТ и Госкомцен СССР, 1980.
2. Временные указания по определению конструктивных элементов систем разработки с управлением кровлей целиками на сланцевых шахтах Прибалтийского бассейна. Фонды ВНИИМ, Ленинград, 1971.
3. Основы экономической оценки потерь и учета запасов угля в недрах. / Под общ. ред. А.Н. Омельченко. М., Недра, 1979.
4. Положение о порядке списания запасов полезных ископаемых с баланса горнодобывающих предприятий. М., Недра, 1970.
5. П я з о к Р. Взаимосвязь закономерностей распределения компонентов в фосфоритах месторождения Тоолсе с извлечением запасов. - Изв. АН ЭССР, том 30, Геология, 1981, № 4, с. 156-160.
6. П я з о к Р. Экономическая оценка эффективности освоения фосфоритных месторождений Раквереского района Эстонии. Фонды Института экономики АН ЭССР, Таллин, 1982.
7. П я з о к Р.А. О рациональной организации освоения комплексных сланце-фосфоритных месторождений Раквереского района Эстонской ССР. - "Горючие сланцы" (информ. серия I, ЭстНИИМТИ) 1983, № 3, с. 6-9.

8. Техничко-экономическое обоснование и проект постоянных кондиций на фосфориты месторождения Тоолсе. Фонды ВНИИГ, Ленинград, 1971.

9. Техничко-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр. / Под общ. ред. М.И. Агошкова. М., Недра, 1979.

10. Требуков А.Л. Применение твердеющий закладки при подземной добыче руд. М., Недра, 1981.

R. Päsok

A Comparison of the Economic Efficiency of
the Systems of Underground Mining of
Phosphorite Deposits in Estonia

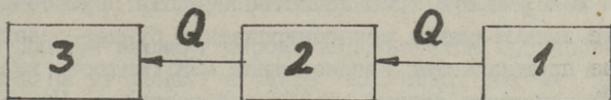
S u m m a r y

A comparative economic estimate of the chamber system with caving roof and the hydraulic monolithic filling system with regard to the profit per unit of balance reserves of the deposit is presented. Mathematical models compiled proceeding from the design data of the Toolse mine were used. In case of the deposits of Rakvere region, the Estonian SSR, the filling system was proved to be more efficient.

О ВОЗМОЖНЫХ ВАРИАНТАХ ПРИЗАБОЙНОГО ТРАНСПОРТА
ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК НА
СЛАНЦЕВЫХ ШАХТАХ

Применяемая на сланцевых шахтах камерная система разработки выделяется большим удельным объемом проходческих работ (10-30 м на 1000 т товарного сланца) для развития линии очистных забоев. В результате этого около 15-25 % из суточной добычи сланцевых шахт составляет добыча из подготовительных забоев. Однако проходческие работы являются весьма трудоемкими, что объясняется недостаточной степенью механизации при проведении подготовительных выработок с применением буровзрывных работ (БВР). Таким образом, ускорение темпов проведения подготовительных выработок возможно лишь соответствующим сокращением продолжительности проходческого цикла. Поэтому анализ возможных вариантов призабойного транспорта при проведении выработок сохраняет свою актуальность на сланцевых шахтах при любой системе разработки.

В данной работе сравнивают пять вариантов призабойного транспорта при проведении сборного штрека сланцевой шахты. Варианты составлены на базе современного типового горнотранспортного оборудования и с учетом их наиболее целесообразного сочетания с участковым и магистральным (основным или вспомогательным) транспортом.



Фиг. 1. Структурная схема транспорта горной массы из подготовительного забоя:

- 1 - горнопроходческая машина (погрузочная машина или проходческий комбайн),
- 2 - комплекс призабойного транспорта,
- 3 - подсистема магистрального транспорта.

I вариант. В качестве средств призабойного транспорта применяют вагонетки с глухим кузовом ВГ-3,3 или с донной разгрузкой ВД-3,3 М (ВДК-2,5) и маневровые лебедки 17ЛС-2П (для подачи вагонеток в забой) и ЛВД-24 (для вывоза вагонеток из забоя). Дополнительно применяют специальные путевые устройства: сборочная (передвижная) разминовка для обмена груженой вагонетки на порожнюю и временный рельсовый путь. По мере продвижения забоя рельсовый путь наращивается на длину до 20 м, после чего настилают постоянный путь участками по 8-12 м.

Данная схема имеет существенный недостаток - значительные затраты времени на обмен вагонеток. Но из-за простоты осуществления данный вариант является пока единственной схемой на эстонских сланцевых шахтах при проведении от одного до трех параллельных штреков.

II вариант. В комплекс призабойного транспорта входят вагонетки ВД-3,3 М (ВДК-2,5), маневровые лебедки 17ЛС-2П и ЛВД-24. Дополнительно применяют ленточный перегружатель УЛЛ2 М, позволяющий сократить время на обмен вагонеток примерно в 4-5 раз, благодаря частичной поточности погрузки (при максимальной длине перегружателя 23,3 м под ним размещается 5 вагонеток ВД-3,3 М).

Недостатками варианта являются: загромождение выработки оборудованием; необходимость применения межвагонеточного перекрытия; затруднения, связанные с применением перегружателя в кривой выработке (необходимость уменьшения числа секций перегружателя).

Исходя из сказанного, данный вариант призабойного транспорта хорошо подходит для проведения одиночной (тупиковой) выработки.

III вариант. В качестве средств призабойного транспорта используется секционированный бункер-поезд, состоящий из проходческих вагонов типа ВПК (емкость кузова 7 или 10 м³), имеющих донный скребковый конвейер. Число вагонов в составе определяется потребной вместимостью, необходимой для загрузки всего объема горной массы с цикла ($A_{ц} = 35...45 \text{ м}^3$), например, состав состоит из 4...5 вагонов ВПК-10. Основным достоинством такого секционированного бункер-поезда является непрерывная погрузка всей горной массы

с цикла. Поэтому из всех вариантов рельсового транспорта данный вариант обеспечивает наименьшее время выгрузки цикла и максимальный месячный темп проведения выработок.

Основными недостатками III варианта являются:

- а) сложность конструкции и в связи с этим высокая стоимость вагонов;
- б) сложность подвода энергии к поезду.

Серийно выпускаемые вагоны ВПК Днепропетровского завода горного оборудования имеют два пневмодвигателя. Однако при использовании этих вагонов на сланцевых шахтах нужно их оборудовать асинхронными электродвигателями, а для электропитания вагонов необходимо включить в каждый бункер-поезд специальную платформу с электрическим распределителем.

III вариант целесообразно применять при прохождении одиночной выработки без расцепления электровоза от состава. Зато при одновременном проведении нескольких параллельных штреков вариант усложняется маневровыми операциями, осуществляемыми лебедками.

IV вариант. В качестве призабойного транспорта применяется скребковый конвейер СР-70А (СР-63 М). При этом варианте можно применять ленточный телескопический проходческий конвейер ЛТП-80, при котором обеспечивается простота удлинения конвейерной установки вслед за продвижением забоя.

Основными недостатками являются:

- а) низкий коэффициент использования во времени призабойных конвейеров при проведении с БВР;
- б) сравнительно большая стоимость транспортного оборудования при проведении нескольких параллельных штреков.

Данный вариант широко используется при проведении выработок на угольных, а также сланцевых шахтах ПО "Ленинградсланец". IV вариант особенно эффективен, когда проводимая выработка оборудуется стационарным ленточным конвейером, наращаемым периодически.

V вариант. В качестве средств призабойного транспорта используется грузовой самоходный вагон БВС-15РВ (объем кузова $8,6 \text{ м}^3$) в комплексе с перегружателем БП-2

(объем бункера II,5 м³). В принципе данный вариант внедряется на сланцевых шахтах Эстонским филиалом ИГД А.А. Скочинского.

Основными недостатками варианта являются:

а) высокая стоимость самоходного вагона;

б) время выгрузки горной массы из цикла, а следовательно, и длительность проходческого цикла с подвиганием забоя увеличивается (расстояние доставки удлиняется).

Рассматриваемый вариант является эффективным при прохождении нескольких параллельных штреков, особенно в случае, когда основным транспортом по шахте является конвейерный, а для вспомогательного транспорта применяются грузопассажирские вагоны типа ВГЛ.

В табл. I приводятся основные технико-экономические показатели для пяти вариантов призабойного транспорта при проведении сборного штрека на сланцевой шахте. Из таблицы видно, что по приведенным затратам самым дешевым является первый (существующий) вариант. Однако данный вариант не соответствует современным требованиям из-за низкого темпа проведения горных выработок. В то же время перспективным является третий вариант с проходческими вагонами, который обеспечивает наивысший месячный темп проведения тупиковой выработки и самую высокую производительность труда рабочего.

Следует отметить, что кроме рассмотренных пяти вариантов в некоторых случаях могут стать более эффективными комбинированные варианты. Например, при проведении нескольких (3...4) параллельных штреков можно применить призабойный транспортный комплекс, состоящий из бункер-поезда на одном штреке и скребковых конвейеров на остальных штреках.

Следует также отметить, что при рассмотрении вариантов призабойного транспорта для сланцевых шахт, где отсутствует локомотивная откатка, одним вариантом может стать применение ковшовой погрузочно-транспортной машины ПД-8 (с объемом ковша 5 м³). Прикидочный анализ показывает, что хотя при этом варианте производительность является на 30-40 % меньше по сравнению с применением самоходного вагона БВС-15РВ, то выигрыш будет в производительности труда

Технико-экономические показатели призабойного транспорта для подготовительного забоя

Показатели	В а р и а н т ы				
	I сущест- вующий	II с перегру- жателем	III с проходчески- ми вагонами	IV с призабой- ным конвейер- ром ^x	V с самоход- ным вагоном
Месячный темп проведения горных выработок м	234	254	338	268	317
Списочная численность рабочих по бригаде чел.	10	10	10	10	14
Производительность тру- да рабочего на выход смену $\frac{м}{смену}$	1,18	1,28	1,71	1,35	1,20
Себестоимость транс- портирования $\frac{руб.}{м^3}$	0,879	0,835	0,923	0,890	1,107
Капитальные затраты на транспортное оборудо- вание (годовые) $\frac{руб.}{м^3}$	0,224	0,405	1,351	0,490	0,938
Приведенные затраты варианта (годовые) $\frac{руб.}{м^3}$	0,924	0,916	1,193	0,988	1,295

Примечания: I. Технико-экономические показатели даны при расстоянии доставки 65 м.

2. x Стоимостные показатели даны при использовании скребкового конвейера СПБЗ М.

(са 50 %) и в себестоимости транспортирования 1 т горной массы (са 30 %).

Заклучение

Из приведенного анализа вытекает, что определяющими факторами кроме технико-экономических показателей при выборе варианта призабойного транспорта являются вид основного или вспомогательного магистрального транспорта и число параллельно проходимых выработок. На основе сказанного рекомендуются следующие варианты:

а) при наличии рельсового транспорта по шахте перспективным считается бункер-поезд, составленный из бункер-вагонов типа ВПК-10 (ВПК-7). Однако с увеличением числа параллельных штреков эффективность этого варианта падает;

б) на конвейеризированной шахте, где рельсовый транспорт отсутствует, следует отдавать предпочтение варианту с самоходным вагоном типа 5BC-15PB независимо от числа параллельных выработок.

Л и т е р а т у р а

1. Вопросы совершенствования технологии и комплексной механизации на сланцевых шахтах и разрезах. Тезисы. Эстонское республиканское научно-техническое горное общество. Таллин, 1978. 68 с.

2. Оценка вариантов транспорта и методика экспериментальных исследований для нового крыла шахты "Ахтме". Отчет. Таллин, библиографический фонд. ТПИ, 1983, с. 49-55.

3. Тихонов Н.В., Рысев Г.С. Шахтные погрузочно-транспортные машины. М., Недра, 1976. 219 с.

4. Транспорт на горных предприятиях / Под ред. Б.А. Кузнецова. М., Недра, 1976. 551 с.

About Possible Transport Equipment for
Tunnelling in Estonian Oil Shale Mines

S u m m a r y

The paper presents a study of five transport systems for tunnelling, including haulage by winch, used in our oil shale mines at the present time. Due to its high labour intensity the latter is of relatively low efficiency.

Out of five systems studied, two are likely to have good prospects with the view to raising the speed of tunnelling. They are:

- 1) use of storage-and-conveyor cars BTK-10 (BTK-7) in mines with locomotive haulage;
- 2) use of shuttle cars 5BC-15PB in conveyor mines without any rail-bound haulage.

К АНАЛИЗУ ФАКТИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ КАМЕРНО-
СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ МЕТОДОМ
КОЭФФИЦИЕНТА ПОДДЕРЖАНИЯ И УСЛОВНОЙ МОЩНОСТИ

В настоящее время на шахтах ПО "Эстонсланец" применяют в основном камерно-столбовую систему разработки со столбчатыми целиками. Основная часть подземной добычи (73,9 %) поступает из коротких забоев с вынимаемой мощностью 2,8 м и эксплуатационными потерями 24,2 %.

Результативность ведения подземных горных работ зависит от многих факторов, которые условно можно разделить на природные, технологические и организационные. Эти факторы тесно взаимосвязаны и благодаря развитию технологических факторов постоянно меняются.

По мере увеличения объемов добычи и средней глубины разработки начались с 1965 г. стихийные обрушения толщи покрывающих пород в отработываемых и отработанных камерных блоках. Стихийные обрушения нарушают нормальный ход ведения горных работ, поэтому необходимо осуществить подробный анализ характера этого процесса.

Одной из основных причин стихийных обрушений на шахтах ПО "Эстонсланец" является отклонение параметров камерно-столбовой системы разработки от проектных. В результате этого возникают очаги ослабления, в которых вероятнее всего могут произойти первоначальные обрушения и которые могут распространяться до определенных границ. При этом обрушение начинается при некотором критическом значении условной мощности и сроке службы целиков.

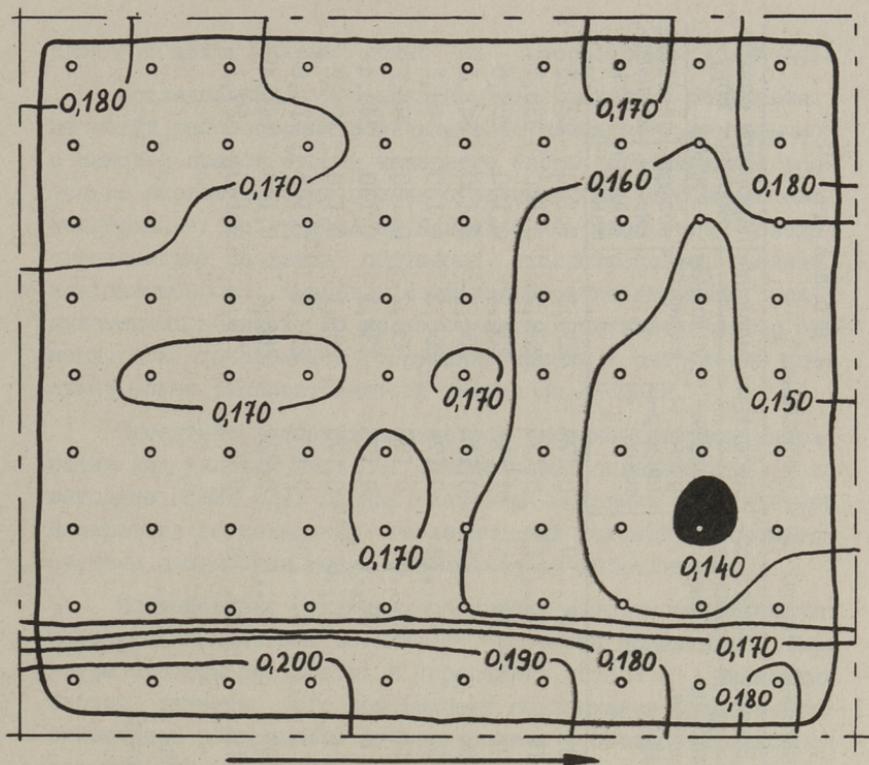
Основной системой разработки на шахтах ПО "Эстонсланец" является камерно-столбовая с регулярно расположенными столбчатыми целиками. Исследования показали, что для ана-

лиза состояния камерных блоков целесообразно применять метод коэффициента поддержания и условной мощности [5]. При этом коэффициент поддержания или условная мощность определяются в расчетном контуре. Полученные данные дают нам возможность анализировать состояние камерного блока в конкретных горно-геологических условиях.

За основу методики исследований стихийных обрушений кровли и разрушений целиков принято предположение, что необходимо и достаточно избежать развития обрушения до земной поверхности в пределах отработанной части камерного блока является условие обеспечения устойчивости в пределах любой произвольно выбранной определенной минимальной отработанной площади - расчетного контура за заданный срок поддержания целиков [3, 4]. Расчетный контур имеет в общем случае две степени свободы перемещения. Поэтому необходимо проверить условия устойчивости по всем возможным положениям расчетного контура в пределах крыла и камерного блока. Данная методика требует проведения расчетов в большом объеме, поэтому целесообразно использовать современную вычислительную технику (ЦВМ) [7].

Параметры расчетного контура определяются экспериментальными исследованиями с учетом конкретных горно-геологических условий месторождения. Для Эстонского месторождения горючих сланцев размеры расчетного контура составляют 70 ± 8 и 70 ± 8 м [3, 4]. Исходные данные для проведения расчетов определяют по маркшейдерской документации [1, 3]. Обработка исходных данных производится по методу коэффициента поддержания. Выполнены расчеты на ЭВМ для определения величин коэффициентов поддержания в расчетных контурах по всем возможным положениям в пределах крыла камерного блока. Результаты обработки параметров по методу скользящего расчетного контура оформляют графически на плане камерного блока в виде изолиний коэффициентов поддержания.

На фиг. 1 приведены изолинии коэффициентов поддержания для камерного блока № 705 шахты "Эстония". Кроме этого на фигуре показан вероятный очаг обрушения и нанесена граница обрушения на основе шахтных исследований. Приведем краткую характеристику этого камерного блока. Начало отработки левого крыла камерного блока № 705 шахты "Эстония"



Фиг. 1. Изолинии коэффициента поддержания для камерного блока № 705 шахты "Эстония".

в феврале 1977 г., конец - в марте 1979 г. Стихийное обрушение кровли и разрушение целиков произошло в январе 1978 г. Обрушение охватило площадь от 2 до 10 рядов. Возраст обрушенных целиков в зоне обрушения 11 месяцев.

По вышеизложенной методике проведены расчеты и анализ состояния девяти камерных блоков шахт ПО "Эстонсланец". Исходные данные камерных блоков представлены в табл. I.

Анализ показал (фиг. I, табл. I), что стихийные обрушения характеризуются наличием очага или очагов ослабления с минимальным коэффициентом поддержания. Исключением является камерный блок № 6 шахты "Ахтме", где коэффициент поддержания очага обрушения оказался больше (0,180), чем проектное значение (0,174) и обрушение вероятно связано с наличием геологического нарушения. По этой причине камерный

Т а б л и ц а I

Характеристики очагов обрушения в камерных блоках ПО "Эстонсланец"

Шахта	№ камерного блока и крыла	Мощность покры- вающих пород, м	Продолжи- тельность обработки камерного блока, мес.	Возраст обрушен- ных це- ликов, мес.	Место об- рушения, ряды	Проектные значения		Параметры очагов, стийных обру- шений	
						коэффи- циент подде- ржания	условная мощность, м	коэффи- циент подде- ржания	условная мощность, м
"Ахтме"	6 л	40,6	20	39	6...10	0,174	233,3	0,180	225,5
	7 п	40,4	21	17	7...11	0,174	232,2	0,120	336,7
	7 л	40,4	20	22	3...6	0,174	232,2	0,150	288,5
	11 л	44,6	21	58	7...15	0,174	256,3	0,130	343,1
	11 п	44,6	21	57	8...12	0,174	256,3	0,130	343,1
"Виру"	41-ю п	43,3	21	10	28...41	0,178	238,2	0,150	288,7
	42-ю л	44,5	21	8	6...9	0,178	233,1	0,130	345,4
	62-ю п	47,9	20	6	2...8	0,178	269,1	0,120	399,2
	82-ю п	45,9	26	6	2...10	0,178	257,9	0,145	316,6
"Эстония"	306 л	61,8	26	29	2...6	0,232	266,4	0,140	441,4
	705 л	59,8	29	11	2...10	0,214	279,4	0,140	427,1

Обозначения: л - левое крыло камерного блока
п - правое крыло камерного блока

блок № 6 шахты "Ахтме" можно из рассмотрения исключить.

Исследованиями установлено, что стихийные обрушения не могут распространяться дальше по площади, т.к. обычно с левой и правой сторон камерного блока располагаются усиленные околострековые целики с завышенными коэффициентами поддержания. По продольным направлениям камерного блока ограничивают развития обрушений околострековые целики или завышенные значения коэффициентов поддержания междукамерных целиков. Но при этом надо учитывать фактор времени, т.к. со временем обрушение кровли и разрушение целиков может распространяться дальше по площади.

Проектные значения параметров камерной системы разработки для условий шахт ПО "Эстонсланец" определяются по методике ВНИМИ [2]. Данная расчетная методика не учитывает конкретных региональных геологических условий и параметры системы разработки могут отличаться от действительных.

Исследование стихийных обрушений методом коэффициента поддержания дает нам возможность уточнить проектные параметры системы разработки и определить потери в камерных блоках. Известно, что коэффициент поддержания определяется отношением поперечного сечения целика к площади кровли, подерживаемой данным целиком и является количественным показателем потерь горючего сланца в камерных блоках [2, 4].

Установлено, что площадь обрушения кровли и разрушения целиков имеет определенные границы. Можно предполагать, что на границе обрушения коэффициент поддержания является действительным параметром данного камерного блока, учитывающим региональные геологические условия.

По данным табл. 2 видно, что чем больше возраст целиков, тем выше фактический коэффициент поддержания в очаге обрушения. Из всех рассмотренных камерных блоков практический интерес представляют лишь блоки, где возраст целиков при разрушении не превышает 24 месяцев, т.к. средний срок отработки камерного блока составляет два года. Наша задача состоит в том, чтобы предотвратить стихийные обрушения в период отработки камерного блока и в то же время мы должны стремиться к уменьшению потерь. С этой точки зрения представляют интерес следующие камерные блоки (табл. 2): шахта

Т а б л и ц а 2

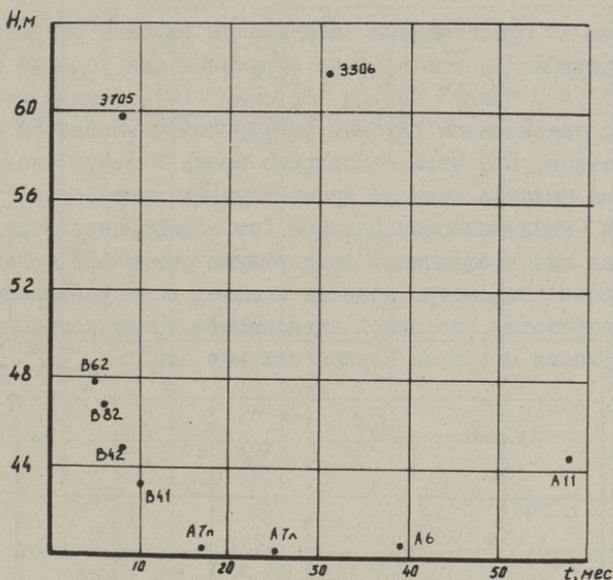
Сводная таблица характеристик обрушений в камерных блоках ПО "Эстонсланец"

Шахта	№ камерного блока и крыла	Мощность покрывающих пород, м	Проектный коэффициент под-держания	Фактический коэффициент под-держания на границе обрушения	Коэффи-циент под-держания в очаге обру-шения	Возраст обрушен-ных де-ликов, мес.	Сокращение потерь в камерном блоке, %
"Ахтме"	6 л	40,6	0,174	0,190...0,200	0,180	39	-1,6...-2,6
	7 п	40,4	0,174	0,150...0,160 ^x	0,120	17	2,4...1,4
	7 л	40,4	0,174	0,170...0,175 ^{xx}	0,150	22	0,4...-0,1
	11 л	44,6	0,174	0,160...0,170	0,130	58	1,4...0,4
	11 п	44,6	0,174	0,170...0,180 ^{xxx}	0,130	57	0,4...-0,6
"Виру"	41-ю п	43,3	0,178	0,165...0,170	0,150	10	1,3...0,8
	42-ю л	44,5	0,178	0,160...0,170	0,130	8	1,8...0,8
	62-ю л	47,9	0,178	0,160...0,165	0,120	6	1,7...1,3
	82-ю п	45,9	0,178	0,165...0,170	0,145	6	1,3...0,8
"Эстония"	306 л	61,8	0,232	0,185...0,195	0,140	29	4,7...3,7
	705 л	59,8	0,214	0,180...0,190	0,140	11	3,4...2,4

x - обрушение в правое крыло 7 блока перешло из левого крыла 6 блока,

xx - обрушение в левое крыло 7 блока перешло из правого крыла 7 блока,

xxx - обрушение в правом крыле II блока произошло за счет обрушения в левом крыле II блока.

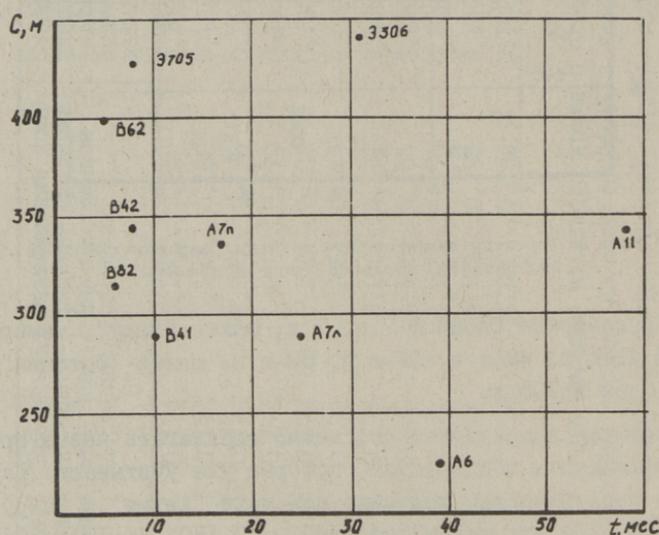


Фиг. 2. Характер изменчивости глубины разработки и срока поддержания целиков в очаге обрушения.

"Ахтме", камерные блоки № 7 п, 7 л, шахта "Виру", камерные блоки № 4I-ю п, 42-ю л, 62-ю п, 82-ю п; шахта "Эстония", камерный блок № 705 л.

Учитывая вышеизложенное, можно предлагать новые проектные коэффициенты поддержания, которые уже учитывают региональные геологические условия: для шахт "Ахтме" и "Виру" - 0,160...0,170; для шахты "Эстония" - 0,180...0,190. Сравнивая проектные коэффициенты поддержания с полученными, видим, что проектные коэффициенты поддержания завышены. За счет этого можно сократить потери в камерных блоках: на шахте "Ахтме" - 0,4...1,4 %, на шахте "Виру" - 0,8...1,8 % и на шахте "Эстония" - 2,4...4,7 %. Из таблицы 2 видно, что для условий шахты "Ахтме" глубина разработки колеблется от 40,4 до 40,6 м, для шахты "Виру" - от 43,3 до 47,9 м и для шахты "Эстония" - от 59,8 до 61,8 м. Таким образом видно, что все эти шахты имеют различные условия. Попробуем вывести зависимость влияния глубины разработки на параметры камерной системы разработки.

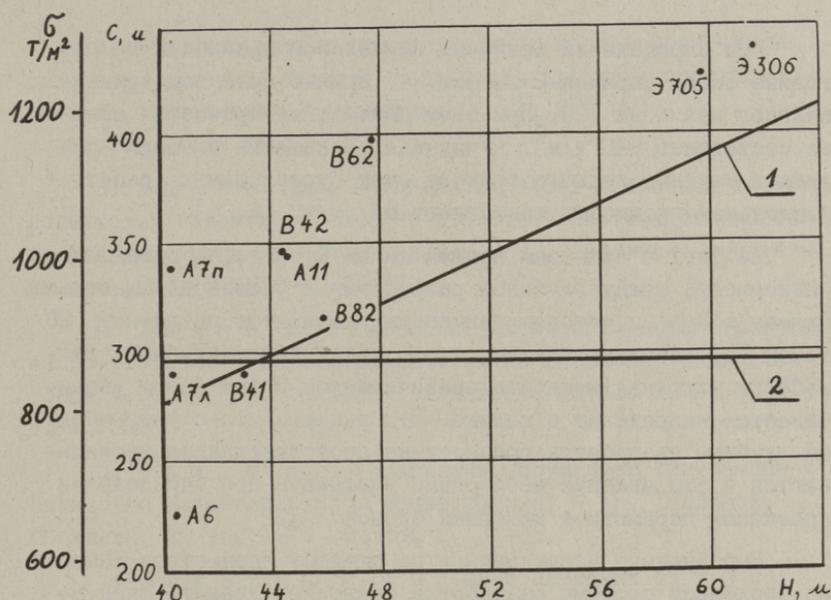
На фиг. 2 представлена зависимость глубины разработки от срока службы целиков в очаге обрушения для условий шахты "Ахтме" (А), "Виру" (В) и "Эстония" (Э). Анализ показал, что с увеличением глубины разработки уменьшается срок службы целиков. При этом необходимо иметь в виду, что срок поддержания целиков зависит кроме глубины разработки от параметров междукамерных целиков (от коэффициента поддержания). Так как коэффициент поддержания учитывает только геометрические параметры целиков и камер и не учитывает глубины разработки, то явной зависимости между коэффициентом поддержания и сроком службы целиков нет.



Фиг. 3. Характер изменчивости условной мощности и срока поддержания целиков в очаге обрушения.

На фиг. 3 представлена зависимость между условной мощностью и сроком поддержания целиков в очаге обрушения. Видно, что с увеличением условной мощности в общем уменьшается срок поддержания целиков за счет увеличения напряжений в целиках.

Из фиг. 2 и 3 видно, что из общей совокупности выполняются точки А11 и Э306. Вероятно это связано с геологическими особенностями данных камерных блоков и требует еще дополнительных исследований.



Фиг. 4. Глубина разработки и условной мощности по данным очагов обрушения.
 1 - по данным стихийных обрушений [8],
 2 - по методике ВНИМИ [2].

На фиг. 4 представлена зависимость между глубиной разработки и условной мощностью. Анализ показал, что при увеличении глубины разработки увеличивается условная мощность. Попытаемся такое поведение объяснить теоретически. Физическая сущность условий мощности заключается в том, что она дает высоту столба, поперечное сечение которого равно поперечному сечению целика [5]. Такая интерпретация дает нам возможность доказать, что напряжение в целике пропорционально условной мощности. Значит, условная мощность определяет устойчивость целика. Считаем, что предел прочности на сжатие целика остается постоянным, то и условная мощность должна остаться постоянной. Это значит, что на фиг. 4 мы должны получить прямую линию параллельно оси глубины разработки. Если прочность пласта увеличивается, то с увеличением глубины разработки должна увеличиваться условная мощность. Это обусловлено тем, что при увеличении прочности пласта несущая способность целика увеличивается и тем самым допускается увеличение условной мощности.

При определении величины длительной прочности по методике ВНИМИ (прямая 2 на фиг. 4) принят срок поддержания целиков два года [2]. При этом длительная прочность целика составляет 940 т/м^2 . Учитывая уменьшения площади целика в течение первого года за счет буровзрывных работ длительная прочность составляет 847 т/м^2 [2, 6].

На фиг. 4 нанесена прямая линия 2, которая определяет зависимость между глубиной разработки и условной мощностью. Прямая получена методом наименьших квадратов по данным 28 точек [8]. Анализ показал, что с увеличением глубины разработки условная мощность увеличивается и тем самым увеличивается напряжение в целике. Это значит, что с увеличением глубины разработки прочностные свойства пласта увеличиваются и это явление необходимо учитывать при определении проектных параметров камерных блоков.

Выполненные исследования по анализу параметров камерно-столбовой системы разработки позволяют сделать следующие основные выводы:

1. Показано, что при камерно-столбовой системе разработки целесообразно применять метод коэффициента поддержания и условной мощности.

2. Доказано, что стихийные обрушения кровли и разрушения целиков распространяются до определенного контура, ограниченного изолиниями определенных значений коэффициента поддержания и условной мощности.

3. Показано, что при определении параметров камерной системы разработки необходимо учитывать локальные горно-геологические условия и при этом можно уменьшить потери в камерном блоке на $0,4...4,7\%$ в зависимости от шахты.

4. Установлено, что с увеличением глубины разработки естественные прочностные свойства пласта увеличиваются. При неучете этого фактора необоснованно увеличиваются потери в камерных блоках.

Л и т е р а т у р а

1. П а с т а р у с Ю.В. Изучение и анализ состояния камерных блоков на шахтах ПО "Эстонсланец" - Тр. Таллинск. политехн. ин-та, 1982, № 533, с. 3-14.

2. Технологическая схема очистных и подготовительных работ при камерной системе разработки для шахт производственного объединения "Эстонсланец", М., ИГД им. А.А. Скочинского, 1979, 80 с.

3. Т а л в е Л.Г. Методика проверки и анализа технологических параметров камерно-столбовой системы разработки по полосам крыла камерного блока. - Тр. Таллинск. политехн. ин-та, 1980, № 493, с. II-19.

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

5. Т а л в е Л.Г. Управление обрушением при камерной выемке по характеристикам конвергенции. - Тр. Таллинск. политехн. ин-та, 1974, № 368, с. 37-43.

6. С л и в к и н М.Г. О съемке камерных блоков со столбчатыми целиками. - Тезисы докладов геолого-маркшейдерской конференции. Кохтла-Ярве, 1971, с. 36-44.

7. Отчет по договору АМ-8028/803 с ПО "Эстонсланец". Исследование процессов управления состоянием массива при камерно-столбовой системе разработки с обрушением. Библ. фонд ТПИ, Таллин, 1979, с. 90-102.

8. Отчет по договору АМ-1111/1. Исследование характеристик конвергенции при камерно-столбовой системе разработки на шахтах ПО "Эстонсланец". Библ. фонд ТПИ, Таллин, 1983, с. 52-60.

Analyse der faktischen Parameter des Kammerpfeilerbaus mit Hilfe des Stützungskoeffizienten und der Mächtigkeit

Zusammenfassung

In den Gruben des estnischen Brennschieferbeckens benutzt man den Kammerpfeilerbau. Bei der Gewinnungsteufe über 40 m kommen oft spontane Zerstörungen der Pfeiler vor.

Bei der Analyse der Systemparameter des Kammerpfeilerbruchbaus werden im estnischen Ölschieferbergbau als einschlagiges Kriterium der Stützungskoeffizient und die Mächtigkeit verwendet. Nach den Isolinien der Stützungskoeffizienten und der Mächtigkeit auf dem Plane des Kammerblockes kann man den Spannungszustand der Pfeiler sowohl qualitativ als auch quantitativ charakterisieren. Die Resultate der Arbeit erlauben die Verluste beim Abbau um 0,4...4,7 % zu vermindern.

НЕСТАБИЛЬНОСТЬ И ПОВЫШЕНИЕ ОДНОРОДНОСТИ КАЧЕСТВА
СЛАНЦА, ПОСТУПАЮЩЕГО НА ЭЛЕКТРОСТАНЦИИ

Системы топливоприготовления электростанции, помимо обеспечения заданной производительности и качества (гранулометрический состав, влажность и др.) готовой топливной пыли, должны обеспечивать равномерность распределения потенциального тепловыделения топлива по горелкам и стабильность его дозирования по времени в соответствии с нагрузкой котла. Исследования многих авторов [1] подтверждают, что неравномерность раздачи топлива по горелкам (статическая неравномерность) и колебания ее подачи по времени (динамическая неравномерность) приводят к возникновению восстановительных зон в топочной камере, перекосам температурных полей в топке, что способствует высокотемпературной газовой коррозии труб экранов топки и их шлакованию. Исследования ЦКТИ [1] показали, что в результате колебаний суммарного расхода топлива на котел ТПП-3I2A температуры газов на выходе из топки колебались в среднем по 0,15-0,17 выбегов в минуту со среднеквадратичной амплитудой пульсации до 50-120 °С.

На Прибалтийской и Эстонской ГРЭС суммарная неравномерность раздачи потенциального тепловыделения сланца по горелкам котлов обуславливается величиной и направлением массовых, качественных и селективных видов статической и динамической неравномерностей. Массовая или количественная неравномерность раздачи топлива зависит от работы питателей сланца в пылесистемах и от количественного деления пыли одной мельницы между двумя горелками. Качественная неравномерность зависит от удельной теплоты сгорания Q_{ξ}^c , от влажности W^p зольности A^c и содержания двуокиси углерода карбонатов $(CO_2)_k^c$ для сланца, одновременно выходящего из горелок или бункеров топлива пылесистем одного и того же котла, или

же для среднего сланца по отдельным котлам и т.д. Селективная неравномерность, вызванная селективными свойствами сланца, обуславливает неодинаковые значения Q_8^c и других показателей пылевидного сланца при азрированном делении (точнее при разделении) пыли одной мельницы между двумя горелками, между нижней и верхней частями прямоточных щелевых горелок и т.д.

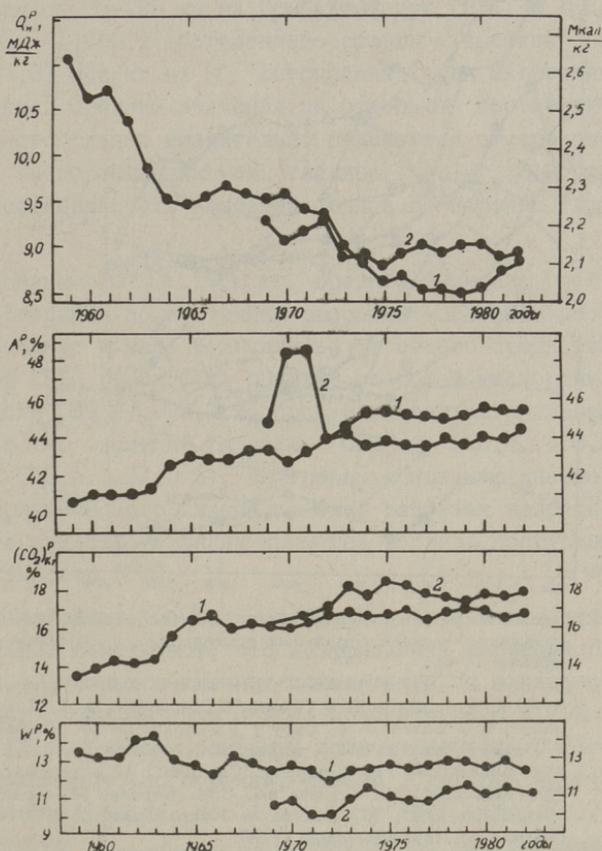
В некоторые интервалы времени дозированная на горелку потенциальная величина тепловыделения $m \cdot Q_8^c$, где m масса топлива, выделяется неполностью у данной горелки из-за недостатка кислорода, или же выделяется при чрезмерно большом избытке воздуха, т.е. при пониженной температуре. Вероятность появления таких неблагоприятных обстановок с локальными восстановительными зонами может быть сокращена неэкономичным увеличением общего избытка воздуха на котел или же постоянным оперативным поддержанием нужного соотношения "тепловыделение/воздух" по всем горелкам в отдельности, что в настоящее время еще практически нереально.

В данной работе изучаются причины, характер и возможности сокращения качественной неравномерности сланца на Прибалтийской и Эстонской ГРЭС, так как согласно вышеизложенному нестабильность качества сланца понижает надежность и экономичность работы котлоагрегатов и всей электростанции.

Причины и характер нестабильности энергетического сланца изучены по поставщикам сланца Прибалтийского бассейна и по электростанциям Эстонглавэнерго на основе временных рядов среднегодовых значений показателей качества, без их статистической обработки, до 1975 года в [2, 3] и до 1982 года [6, 7]. Результаты статистического анализа среднемесячных показателей качества сланца Q_H^p , A^p , W^p , $(CO_2)_K^p$ содержания органического вещества O , карбонатов K , песчано-глинистого вещества T , плотности ρ и отношения T/K на Прибалтийской ГРЭС за 1970-1973 годы и их влияния совместно с другими эксплуатационными данными на работу молотковых мельниц приведены в виде полной корреляционной матрицы и регрессионных уравнений в [4].

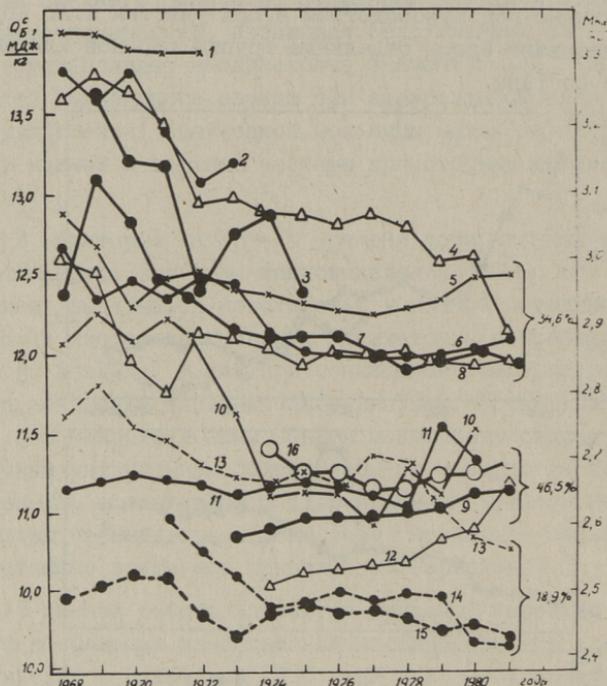
Ниже приведены статистические оценки показателей качества сланца (годовых, месячных, суточных, по партиям и пробам или порциям промышленных экспериментов) за 1976-1983 го-

ды, выполненные под руководством и при участии Х.Х. Арукюла. Партиями называют здесь отдельные группы вагонов или железнодорожные составы.



Фиг. 1. Среднегодовые показатели качества горючего сланца за 1960-1982 годы.

Исследование нестабильности качества сланца по электростанциям Эстонглавэнерго на основе среднегодовых значений удельной теплоты сгорания Q_n^P до 1975 года показало, что периоды сравнительно резкого снижения чередуются с периодами сравнительной стабилизации значений Q_n^P [2]. Сравнительно стабильными были среднегодовые Q_n^P на Прибалтийской и Эстонской ГРЭС также в период 1976-1982 гг. (см. фиг. 1).



Фиг. 2. Среднегодовые теплоты сгорания Q_8^C (по данным поставщиков) сланца отдельных поставщиков на Прибалтийскую ГРЭС.

Позиция 1 - шахта "Кява-2"; 2 - шахта № 2; 3 - шахта № 4; 4 - шахта № 6 "Сомпа"; 5 - шахта № 8 "Таммику"; 6 - шахта № 7 "Виру"; 7 - шахта № 10 "Ахтме"; 8 - шахта "Кохтла"; 9 - шахта № 9 "Эстония"; 10 - разрез "Вилвиконна"; 11 - разрез "Сиргала"; 12 - разрез "Октябрьский"; 13 - шахта им. С.М. Кирова; 14 - шахта "Ленинградская"; 15 - шахта № 3 гор. Сланцы; 16 - средняя по Прибалтийской ГРЭС.

Согласно представленным на фиг. 2 данным в 1968-1981 годы на Прибалтийскую ГРЭС поставляли сланец суммарно 12 шахт и 3 разреза. В 1982 г. поставщиками сланца на эту электростанцию были 1 разрез и 9 шахт. За последние 1977-1981 годы поставляли сланец со сравнительно стабильной и высокой среднегодовой удельной теплотой сгорания шахты "Виру", "Ахтме" и "Кохтла", см. поз. 6, 7 и 8 на фиг. 2; среднегодовые значения Q_8^C энергетического сланца имели заметную тенденцию на снижение на шахтах № 3, Ленинградская, имени С.М. Кирова, "Сомпа" (поз. 15, 14, 13 и 4) и тенденцию на повышение на разрезе Октябрьский, на шахтах Эстония и Таммику (поз. 12, 9 и 5 на фиг. 2) за счет увеличения доли обогащенного сланца.

В период 1978-1981 гг. одновременно с трендом снижения среднегодовой удельной теплоты сгорания сланца по всем шахтам ПО "Ленсланец" увеличились поставки обогащенного сланца класса 25-125 мм на Прибалтийскую ГРЭС. В 1981 году поставляли 414100 т обогащенного сланца с высокой средней $Q_{\text{с}}^{\text{с}} = 14,03$ МДж/кг из ПО "Эстонсланец" для энергетического сжигания. Средние значения по отдельным поставщикам и обогащенного сланца значительно отличаются от среднего значения по электростанции (см. таблица I и фиг. 2), что вызывает нестабильность качества сланца по партиям (группам вагонов).

По данным 1979...1982 гг. средние значения удельной теплоты сгорания по восточным разрезам (основные поставщики) стабильные и мало отличались от общего среднего по Эстонской ГРЭС (табл. 2), поэтому от общей дисперсии основную долю (89,6...95,3 %) составила внутригрупповая дисперсия, в том числе по разрезам Сиргала (50,4...58,2 %) и Нарвский (26,5...31,0 %). Внутрикарьерное усреднение качества энергетического сланца на этих разрезах наиболее эффективное для стабилизации качества топлива, поступающего в котлы Эстонской ГРЭС.

Исследования спектра колебаний удельной теплоты сгорания сланца показывают, что коэффициенты вариации годовых, месячных, суточных и сменных показателей по электростанции и топливоподачам не выше 3 % по Прибалтийской и 7 % по Эстонской ГРЭС. Поэтому основную долю от колебаний составляют внутрисменные (по порциям, пробам), которые могут иметь коэффициенты вариации до 12 % и выше (см. табл. I...10). В этих таблицах $X_{\text{мин}}$, $X_{\text{макс}}$, \bar{X} , минимальное, максимальное и среднее значения, σ - стандартное отклонение, V - коэффициент вариации и n - число порций.

Рядом исследований доказано, что наиболее варьирующие показатели качества твердого топлива, т. е. $A^{\text{с}}$ для угля, $(\text{CO}_2)_{\text{к}}^{\text{с}}$ для сланца и $W^{\text{р}}$ для торфа, распределены по нормальному закону [5]. Неоднородность сланца по содержанию в нем карбонатов $(\text{CO}_2)_{\text{к}}^{\text{с}}$ % была исследована на Прибалтийской ГРЭС [5] и на Эстонской ГРЭС по данным испытания пробоотборной установки топливоподачи № 2 в 1976 году (см. табл. 7).

Т а б л и ц а I

Распределение общей дисперсии удельной теплоты сгорания Q_8^c МДж/кг сланца, поступившего на Прибалтийскую ГРЭС в 1982 году

Шахты и разрезы	Крупность сланца	Поставлено сланца		Удельная теплота сгорания сухого сланца Q_8^c , МДж/кг	Средне-квадратичное отклонение, МДж/кг	В общей дисперсии, %		
		тыс. т	%			внутри группы-вал	между-группо-вал	итого
Ахтме	0...25	682,4	5,8	11,83	0,16	0,2	1,8	2,0
Виру	0...25	409,7	3,5	11,98	0,20	0,2	1,8	2,0
Кохтла	0...300	1271,3	10,8	11,90	0,17	0,4	4,2	4,6
Сомпа	0...125	1285,8	10,9	11,98	0,21	0,6	5,5	6,1
Таммику	0...25	871,1	7,4	12,22	0,22	0,4	7,0	7,4
Эстония	0...25	2609,7	22,1	10,92	0,17	0,7	4,2	4,9
Октябрьский	0...25	1338,0	11,4	11,15	0,34	1,6	0,4	2,0
Октябрьский	0...300	922,9	7,8	10,55	0,26	0,6	5,5	6,1
Им. С.М. Кирова	0...30	148,4	1,3	10,63	0,44	0,3	0,7	1,0
Ленинградская-3	0...30	380,4	3,2	10,25	0,33	0,4	4,4	4,8
Ленинградская-2	0...30	1397,0	11,9	10,11	0,26	0,9	20,8	21,7
Обогащенный сланец ПО "Ленсланец"	25...125	9,5	0,1	13,67	0,35	0,1	0,6	0,7
Обогащенный сланец ПО "Эстонсланец"	25...125	443,8	3,8	14,13	0,60	1,6	35,1	36,7
Всего по электростанции	-	11770,0	100,0	11,32	0,92	8,0	92,0	100,0

Т а б л и ц а 2

Распределение общей дисперсии удельной теплоты сгорания Q_5^c МДж/кг сланца, поступающего на Эстонскую ГРЭС в 1982 году

Разрезы и шахты	Поставлено сланца, %	Удельная теплота сгорания сланца, МДж/кг	Стандартное отклонение, МДж/кг	Доля в общей дисперсии, %		
				внутригрупповая	межгрупповая	итого
Сиргала	46,38	11,11	0,48	58,2	0,5	58,7
Нарвский	21,84	10,89	0,48	26,5	3,2	29,7
Вийвиконна	26,65	11,12	0,23	5,3	0,5	5,8
Шахты	5,13	10,94	0,29	5,3	0,5	5,8
Всего: по электростанции	100,00	11,06	0,43	95,3	4,7	100,0

Т а б л и ц а 3

Статистическая оценка месячных Q_5^c (по данным электростанции) МДж/кг по временным рядам

Электростанция	Годы	$X_{мин}$	$X_{макс}$	\bar{X}	σ	V
Прибалтийская	1976...1980	10,84	11,18	10,99	0,06	0,56
	1981	10,97	11,35	11,21	0,13	1,16
Эстонская	1976...1980	10,63	11,62	11,21	0,19	1,66
	1981	10,93	11,38	11,19	0,13	1,17

Согласно вышеизложенному для определения степени неоднородности сланца на Прибалтийской и Эстонской ГРЭС при испытании пробоотборников отбирали и анализировали по 75 порций сланца за сутки на содержание карбонатов и зольности, определяли среднее значение, стандартное отклонение, коэффициент вариации и погрешности отдельного испытания и среднего значения.

Результаты испытаний пробоотборников показали, что пробы были представительные и по содержанию карбонатов стандартное отклонение $\sigma_{CO_2} \leq 2\%$, коэффициент вариации $V_{CO_2} < 9\%$ и погрешности суточной пробы $|\Delta(CO_2)_к^c| \leq 0,5\%$.

Т а б л и ц а 4

Статистическая оценка суточных показателей
качества потребленного сланца на Прибалтийской
ГРЭС по временным рядам

	Год	Q _с МДж/кг			W ^P , %		
		\bar{X}	σ	ν	\bar{X}	σ	ν
Электростанция	1979	10,95	0,13	1,2	12,8	0,7	5,2
	1980	10,94	0,10	1,0	12,5	0,6	5,0
суммарно	1981	11,22	0,22	2,0	13,0	0,9	6,9
	1982	11,25	0,24	2,1	12,3	0,7	5,9
1-я топливо- подача	1979	10,94	0,18	1,6	12,8	0,8	6,3
	1980	10,92	0,15	1,4	12,4	0,7	5,3
	1981	11,21	0,29	2,6	13,0	0,9	7,3
	1982	11,25	0,25	2,2	12,4	0,8	6,4
2-я топливо- подача	1979	10,96	0,18	1,6	12,9	0,7	5,3
	1980	10,97	0,14	1,3	12,6	0,8	6,2
	1981	11,23	0,27	2,4	12,9	0,9	6,6
	1982	11,25	0,27	2,4	12,3	0,9	6,2

Т а б л и ц а 5

Статистическая оценка суточных показателей
качества потребленного сланца на Эстонской
ГРЭС по временным рядам

	Год	Q _с МДж/кг			W ^P , %		
		\bar{X}	σ	ν	\bar{X}	σ	ν
Электростанция	1979	11,33	0,39	3,4	11,5	1,1	9,5
	1980	11,26	0,31	2,7	11,0	0,8	7,5
суммарно	1981	11,19	0,32	2,8	11,4	0,8	6,7
	1982	11,09	0,32	2,9	10,8	0,9	8,2
1-я топливо- подача	1980	11,25	0,42	3,7	11,0	0,9	8,2
	1981	11,14	0,39	3,5	11,3	0,9	7,9
	1982	11,02	0,40	3,6	10,7	1,0	9,3
2-я топливо- подача	1980	11,28	0,34	3,0	11,1	0,8	7,9
	1981	11,24	0,34	3,5	11,4	0,8	7,4
	1982	11,17	0,38	3,3	11,0	1,0	9,6

В соответствии с инструкцией по определению качества угля для учета удельных расходов топлива на электростанциях число позиций в суточной пробе принимается равным 90. При этом погрешность определения содержания карбонатов в суточной пробе составляет

$$\Delta(\text{CO}_2)_k^c = \frac{\sigma_{\text{CO}_2 t}}{\sqrt{n}} = \frac{2,0 \cdot 1,96}{\sqrt{90}} = 0,41 \%$$

где $t = 1,96$ - показатель надежности при вероятности $p = 0,95$ и соответствующий коэффициент вариации

$$V_{CO_2} = \frac{0,41}{22,73} = 1,8 \%$$

Т а б л и ц а 6

Данные определения степени неоднородности показателей качества сланца на I-й топливоподаче Эстонской ГРЭС во время промышленного эксперимента 16 и 17 марта 1983 г.

Показатель	Единица измерения	n	X_{\min}	X_{\max}	\bar{X}	σ	V
Q_5^c	МДж/кг	75	7,62	13,48	10,68	1,29	12,1
W^p	%	75	7,1	13,3	9,9	1,2	12,2
$(CO_2)_k^c$	%	75	17,2	26,1	21,9	1,9	8,9
A^c	%	75	45,0	51,5	48,6	1,5	3,1

Т а б л и ц а 7

Статистическая оценка неоднородности сланца по содержанию в нем $(CO_2)_k^c$ %

Электростанция	n	\bar{X}	σ	V	ω	\bar{t}
Прибалтийская	179	18,64	1,54	8,26	-	-
Эстонская	75	20,50	1,64	8,00	0,227	84,4
Эстонская	75	22,73	2,00	8,80	0,280	68,6

ω - частота колебаний

\bar{t} - средний период однозначных отклонений в мин.

Нитка топливоподачи работает под нагрузкой примерно 16 часов в сутки, следовательно, периодичность срабатывания заводных механизмов пробоотборников составляет $T = \frac{16 \cdot 60}{90} = 11$ мин, что значительно меньше, чем средний период однозначных колебаний (табл. 7).

Стандартное отклонение однозначных отклонений по содержанию карбонатов $(CO_2)_k^c$ в сланце составило во время испытания пробоотборника № 2 $\sigma_{CO_2} = 0,57$ %, коэффициент вариации $V_{CO_2} = 2,8$ %, что примерно соответствует колебаниям внутри одного звена вагонов (11...16 вагонов из одного разреза),

т.е. колебания качества сланца внутри одного звена вагонов значительно меньше, чем между звеньями из разных разрезов и уступов (сланец из слоев EF или BC).

Однако по ГОСТ 7754-79 горючие сланцы Прибалтийского бассейна, поставляемые для пылевидного сжигания, по показателям качества лимитируются по удельной теплоте сгорания, массовой доле рабочей влаги и размерами кусков.

Для сравнения показателей варьирования качества сланца по содержанию карбонатов, зольности и удельной теплоте сгорания в марте 1983 года на Эстонской ГРЭС был проведен промышленный эксперимент, во время которого в течение суток у пробоотборника отбирали 75 порций сланца и определяли показатели качества сланца по порциям.

В результате анализа проб и математической обработки выяснилось, что наиболее варьирующим показателем качества сланца (кроме W^p) является удельная теплота сгорания сланца, см. табл. 6, а не содержание карбонатов, как подтверждают авторы книги [5].

Коэффициент вариации Q_s^c по порциям составил 12,1 %, что соответствует погрешности определения на суточной пробе $\Delta V_Q = 2,65$ % или 0,24...0,34 МДж/кг, т.е. значительно меньше базовой погрешности по ГОСТ 10742-71 (СТ СЭВ 752-77) - 0,62...0,84 МДж/кг.

Результаты статистической обработки среднемесячных показателей качества сланца на Прибалтийской ГРЭС за 1970...1973 гг., приведенные в табл. 8, подтверждают вывод об удельной теплоте сгорания как наиболее варьирующем показателе качества сланца, поскольку еще более варьируемые показатели: влажность непостоянная, а отношение Т/К и содержание органического вещества вычислены на основе А и с (CO_2)_к косвенно.

Уже в течение продолжительного времени наиболее варьирующим месячным и суточным показателем качества сланца на электростанциях была влажность: коэффициенты вариации $V_w = 6,37$... $6,61$ по среднемесячным значениям за 1970...1973 годы и $V_w = 5,0$... $9,5$ по суточным показателям за 1979...1982 годы (см. табл. 4, 5 и 8). Примечательно, что влажность имеет слабую корреляцию с остальными существенными показате-

лями качества сланца. Между остальными показателями качества сланца существуют значимые зависимости.

Т а б л и ц а 8
Коэффициенты вариации среднемесячных показателей качества сланца на Прибалтийской ГРЭС за 1970-1973 гг. [4]

Наименование показателя	Обозначение	Размерность	$V_1^{1)}$	$V_2^{2)}$
Влажность	W^P	%	6,37	6,61
Отношение	T/K	-	3,28	3,44
Органическое вещество	O^C	%	3,10	3,48
Удельная теплота сгорания	Q_H^P	МДж/кг	2,55	2,92
Песчано-глинистое вещество	T^C	%	2,47	2,64
Двуокись углерода карбонатов	$(CO_2)_K^P$	%	2,31	2,47
Содержание карбонатов	K^C	%	2,03	2,23
Зольность	A^P	%	1,83	1,86
Плотность сланца	ρ	т/м ³	1,03	1,17

1) на основе 47 наблюдений, 2) на основе 35 наблюдений.

Т а б л и ц а 9
Статистическая оценка удельной теплоты сгорания сланца $Q_{\frac{C}{B}}^C$ МДж/кг во время промышленных экспериментов на Эстонской ГРЭС с 3.03 по 8.03.1981 г.

	n	X_{\min}	X_{\max}	\bar{X}	σ	V
По рабочим суткам	4	10,89	11,60	11,10	0,34	3,0
По выходным суткам	2	10,43	10,68	10,53	0,15	1,4
Итого	6	10,43	11,60	10,91	0,40	3,6
По рабочим сменам	12	10,68	12,31	11,12	0,43	4,1
По выходным сменам	6	10,17	10,72	10,55	0,20	1,9
Итого	18	10,17	12,31	10,93	0,46	4,3

По данным промышленного эксперимента стабильность удельной теплоты сгорания сланца, поступающего в бункера Эстонской ГРЭС по выходным дням значительно выше (табл. 9), так как сланец грузится в основном из складов разрезов, что ока-

зывает хороший усреднительный эффект (коэффициент усреднения по сменным показателям $\frac{4,1}{1,9} = 2,2$ и по суточным показателям $\frac{3,0}{1,4} = 2,1$).

Эти показатели усреднения достигнуты при случайной разгрузке самосвалов из разных уступов на склад. При формировании штабеля по слоям из разных уступов и при нагрузке сланца экскаваторами можно повысить коэффициент усреднения до 4 и уменьшить стандартное отклонение удельной теплоты сгорания сланца по порциям до 1,30 МДж/кг и по суточным пробам до 0,15 МДж/кг. Это обеспечивает увеличение коэффициента полезного действия котлов, уменьшение удельного расхода условного топлива и расходов на ремонт котлов за счет стабилизации качества сланца.

Т а б л и ц а 10

Статистическая оценка удельной теплоты сгорания сланца Q_8^c МДж/кг во время промышленных экспериментов на Прибалтийской ГРЭС 9-11 мая 1981 г.

Сутки, смены	1-я топливо-подача				2-я топливо-подача			По ГРЭС V
	n	\bar{X}	σ	V	\bar{X}	σ	V	
По рабочим суткам	2	11,14	0,21	1,9	11,45	0,24	2,1	2,1
Итого сутки	3	11,08	0,18	1,7	11,31	0,30	2,6	2,3
По рабочим сменам	6	11,11	0,33	3,0	11,44	0,37	3,2	2,7
По выходным сменам	3	11,00	0,28	2,5	11,07	0,54	4,9	3,1
Итого смены	9	11,07	0,31	2,7	11,31	0,44	3,9	2,7

В табл. 10 значения $X_{\text{мин}} = 10,68$ и $X_{\text{макс}} = 11,72$ МДж/кг.

Проведенный промышленный эксперимент на Прибалтийской ГРЭС (см. табл. 10) не подтвердил аналогичного усреднительного эффекта по выходным дням на шахтах. Объясняется это тем, что по сравнению с грузопотоками из траншей разрезов грузопотоки из забоев шахт по качеству сланца более стабильные. На Эстонскую ГРЭС ранее шахтный сланец не поставляли, в 1979-1981 годы доля шахтного сланца была менее 3% от топлива электростанции.

Согласно представленным в табл. 10 данным коэффициенты вариации удельной теплоты сгорания в целом по Прибалтийской ГРЭС составили по суткам 2,3 % и по сменам 2,7 %, что ниже соответствующих данных на Эстонской ГРЭС 3,6 и 4,3 %.

Коэффициенты вариации содержания двуокиси углерода карбонатов в прибалтийских сланцах на электростанциях по порциям составляли 8-9 % (табл. 6 и 7) и по суточным пробам топливоподач 1,8-2,0 %.

По статистической оценке хронометражных наблюдений работы конвейеров и вагоноопрокидывателей на Прибалтийской ГРЭС средняя производительность конвейеров составила 835-1035 т/ч, время работы конвейеров в смену составило 275-424 минуты или 57,3-88,3 %. Во время промышленного эксперимента в среднем работали три вагоноопрокида из четырех. Последние данные противоречат требованию иметь 100 %-ный резерв, предусмотренный по правилам технической эксплуатации.

Основные выводы и рекомендации:

1. Учитывая вышеизложенные степени варьировемости и взаимосвязи показателей качества, их значимости для пылевидного сжигания и технико-экономической эффективности работы электростанции, для оценки качества и неоднородности кукерского сланца ряд существенности показателей качества следующий:

удельная теплота сгорания,
массовая доля рабочей влаги (влажность),
содержание двуокиси углерода карбонатов,
зольность,
плотность;

из производных показателей наибольшую значимость имеют: отношение терригенного и карбонатного вещества и содержание органического вещества.

2. На Прибалтийской ГРЭС котлы, которые получают сланец по I-й топливоподаче, поставляют тончайшие фракции летучей золы для изготовления быстротвердеющего высокомарочного (M400-600) сланцезольного портландцемента. Для повыше-

ния стабильности качества сланца на I-й топливоподаче целесообразно направить обогащенный сланец и сланец от поставщиков ПО "Ленсланец" (наиболее низкие $Q_{\text{с}}^{\text{с}}$), составившие суммарно 64,9 % от общей дисперсии удельной теплоты сгорания в 1982 году (табл. I), на 2-ю топливоподачу.

3. Если напряженный режим работы вагоноспрокидов и конвейеров Прибалтийской ГРЭС позволяет, то для сокращения неравномерностей качества целесообразно направить на склад, в первую очередь, обогащенный сланец (высокая $Q_{\text{с}}^{\text{с}}$) и сланец от шахт "Ленинградская", № 3 и им. С.М. Кирова (низкая $Q_{\text{с}}^{\text{с}}$).

4. Качество сланца на Прибалтийской ГРЭС по месячным, суточным и сменным показателям более стабильное, чем на Эстонской ГРЭС.

5. Основным направлением для стабилизации качества сланца, поступающего в котлы Эстонской ГРЭС, является внутрикарьерное усреднение на штабельных складах разрезов "Сиргала" и "Нарвский".

Л и т е р а т у р а

1. Лузин П.М., Добряков Т.С., Гусев Л.Н., Маслов В.Е. и др. Пылеприготовительные системы бурогольных котлов в СССР и за рубежом. - НИИЭИформэнергомаш, 1978, № 14. 39 с.

2. Ыйспуу Л.М., Отс А.А., Семенов А.Н., Раюр К.Э. О нестабильности качества сланца на электростанциях. - Тр. Таллинск. политехн. ин-та, 1977, № 416, с. 25-34.

3. Эпик И.П., Ыйспуу Л.М., Ситс Х.И. О причинах изменения теплоты сгорания энергетического сланца. - Тр. Таллинск. политехн. ин-та, 1978, № 458, с. 3-14.

4. Раюр К.Э., Ыйспуу Л.М. Статистический анализ работы молотковых мельниц на Прибалтийской ГРЭС - Тр. Таллинск. политехн. ин-та, 1978, № 450, с. 3-12.

5. Авдеева А.А., Белосельский Б.С., Краснов М.Н. Контроль топлива на электростанциях. М., Энергия, 1973.

6. Ыйспуу Л.М., Раюр К.Э., Ситс Х.И. Теплота сгорания энергетического сланца по отдельным поставщикам за 1968-1981 гг. - Тр. Таллинск. политехн. ин-та, 1983, № 546, с. 45-49.

7. Раюр К.Э., Пиху Т.К., Ыйспуу Л.М. Кинетика размола топлива при ударно отражательном измельчении. - Тр. Таллинск. политехн. ин-та, 1983, № 547, с. 15-27.

H. Aruküla, L. Öispuu

Instabilität und Gleichartigkeitsvergrößerung
der Qualität des in Wärmekraftwerken
eintretenden Brennschiefers

Zusammenfassung

In diesem Artikel werden die Kennwerte statistischer Bearbeitung der Qualitätsschwankungen des Brennschiefers in estnischen Wärmekraftwerken dargelegt. Die Ausgangsangaben wurden aus speziellen Versuchen und aus regelmäßigen Betriebsberichten des Baltischen und des Estnischen Wärmekraftwerks, der Bergwerke und Tagebaue des Baltischen Bassins im Laufe von mehreren Jahren ermittelt. Die Hauptgründe der Qualitätsschwankungen des Brennstoffs in Wärmekraftwerken sind verschiedene Heizwerte, unterschiedlicher Kohlendioxydgehalt an Karbonaten, Aschegehalt und Wassergehalt des energetischen Brennschiefers einzelner Bergwerke, Tagebaue und Lagerstättenflöze, verschiedene Korngrößenklassen usw.

Э.А. Крипсаар, Ю.В. Путинцев,
Ю.А. Эйнпалу

К ВОПРОСУ ОЦЕНКИ ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ГОРНЫХ ПОРОД СЛАНЦЕВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Одной из важнейших задач, стоящих перед горной наукой, является диагностика массива горных пород. Наиболее эффективным методом изучения свойств горных пород в массиве является построение математических моделей по результатам испытания образцов горных пород, полученных при разведочном бурении. В условиях Прибалтийского бассейна горючих сланцев получение надежных результатов на основе экспериментальных данных достаточно сложно ввиду значительной изменчивости физических параметров горных пород, поэтому особую важность приобретает выбор методов статистической обработки экспериментальных результатов.

Нами проводилось изучение геологического описания и физико-технических свойств горных пород южной части Эстонского месторождения горючих сланцев на основе предварительной разведки. Основной особенностью изучаемого района является большое различие в количествах проб, а значит, и в надежности статистической оценки различных слоев и прослоев, геологических горизонтов.

При изучении геологических горизонтов, в пределах каждого из них можно выделить несколько карбонатных пород (доломит, известняк плотный, известняк доломитизированный и др.). Физико-технические параметры свойств этих разновидностей карбонатных пород колеблются практически в одинаковых пределах. Как отмечалось уже в [1], стратиграфия слабо отражает изменчивость физико-технических параметров свойств горных пород, особенно прочностных.

Большинство слоев и прослоев непосредственной кровли и промышленной пачки имеет небольшую мощность, поэтому пробы одинаковых слоев и прослоев, взятых из различных скважин, имеют одинаковый геологический возраст. С другой сто-

роны, при маломощных слоях и прослоях возникают затруднения с получением из одной скважины достаточного количества образцов для исследования, что может являться причиной недостаточно достоверных данных. Получение достаточного количества проб одного слоя (прослоя) из близких скважин возможно только при бурении т.н. технологических кустов.

Геологические горизонты основной кровли, выше ее и почвы имеют мощность несколько метров и более, поэтому при их исследовании вопроса о недостатке проб из одной скважины не существует и формально можно дать статистическую оценку параметра свойств. В действительности, как видно из таблицы 1, в этом случае в условиях Эстонского месторождения горючих сланцев для всех карбонатных горизонтов коэффициент вариации каждого параметра, кроме плотности и объемной массы, имеет значение от 20 до 80 процентов. Для того, чтобы выяснить, не является ли причиной такого большого значения коэффициента вариации различие в параметрах горных пород отдельных неологических горизонтов, в таблице 2 приведены прочностные параметры геологических горизонтов южной части Эстонского месторождения. Как явствует из таблицы, средние значения прочностных параметров отдельных горизонтов на участках различные и колеблются в широких пределах, но коэффициенты вариации всех горизонтов остаются на том же уровне, что и в таблице 1.

В таблице 3 рассмотрены прочностные параметры слоев и прослоев нижней части непосредственной кровли и верхней части промышленной пачки по южной части Эстонского месторождения и трех технологических кустов. Как следует из таблицы, коэффициент вариации параметра остается высоким и для группы скважин, пробуренных практически рядом, а его минимальное значение в несколько раз превышает ошибку эксперимента.

Из вышеуказанного можно сделать вывод, что свойства горных пород Эстонского месторождения горючих сланцев очень изменчивы не только по слоям взятия пробы (при исследовании геологических горизонтов), но и по горизонтали в плоскости распространения подслоя.

На основании этого можно считать, что параметры свойств образцов являются случайными величинами, и представляет интерес рассмотреть законы их распределения. Прежде всего

Т а б л и ц а I

Значения параметров физико-технических свойств
горных пород южной части Эстонского месторождения
горючих сланцев

Название параметра	П о р о д ы					
	выше основной кровли		основной кровли		почвы	
	пара-метр	коэффи-циент вариации, %	пара-метр	коэффи-циент вариации, %	пара-метр	коэффи-циент вариации, %
I. Объемная масса $\rho \times 10^{-3}$, кг/м ³						
а) влагонасыщен-ного образца	2,58	2,2	2,50	5,2	2,55	1,0
б) сухого образца	2,48	4,4	2,39	7,1	2,37	5,3
2. Плотность ρ_x $\times 10^{-3}$, кг/м ³	2,72	2,0	2,68	3,9	2,68	4,5
3. Пористость, %	7,6	47,9	9,5	39,9	10,9	43,0
4. Влагоемкость, %	2,8	69,3	3,1	36,9	2,6	27,4
5. Предел прочно-сти $\sigma \times 10^{-5}$, Па						
а) при растяжении	30,1	70,9	32,2	54,8	27,2	64,6
б) при сжатии	358	48,4	288	41,1	251	41,4
6. Модуль продоль-ной упругости $E \times 10^{-10}$, Па	9,7	79,5	6,4	58,7	5,7	20,8

выяснена возможность использования нормального закона рас-пределения. В качестве оценивающих параметров используем вычисленные по значениям величины асимметрии, эксцесса [2] и критерия согласия - критерия χ^2 К. Пирсона [3]. Для сравнения распределений строились гистограммы и вычислялись параметры критерия согласия χ^2 по уровню значимости 0,05.

По результатам, полученным при обработке эксперимен-тальных данных и вычислений показателей асимметрии (А) и эксцесса (Е), с одной стороны, и критерия согласия χ^2 , с дру-гой стороны, составлена таблица 4. По показателям А и Е знак "+" утверждает, а знак "-" отвергает наличие нормаль-ного закона распределения рассматриваемого параметра. По

Прочностные параметры горных пород отдельных геологических горизонтов южной части
Эстонского месторождения

Геологический горизонт	Предел прочности						
	при растяжении			при сжатии			коэффициент вариации, W, %
	кол-во определений	средние значения $\sigma_p \times 10^{-5}$, Па	коэффициент вариации, W, %	кол-во определений	средние значения $\sigma_c \times 10^{-5}$, Па	коэффициент вариации, W, %	
2	3	4	5	6	7		
I							
Западный участок							
O ₃ nb	8	17,6	31,4	5	549	38,4	
O ₂ nb	3	18,9	46,8	3	404	40,3	
O ₂ rk	10	25,5	52,2	7	471	39,3	
O ₂ on	2	5,5	25,5	2	96	0,7	
O ₂ kl	12	22,3	36,8	8	387	37,2	
O ₂ jh	9	23,3	44,1	10	519	32,2	
O ₂ ld	12	25,1	42,7	9	302	53,8	
O ₂ kk	13	19,7	48,9	12	269	36,4	
O ₂ uh	17	21,8	72,7	9	272	33,3	
Центральный участок							
O ₃ nb	5	55,7	9,0	9	561	18,5	
O ₂ nb	-	-	-	-	-	-	
O ₂ rk	5	44,4	18,5	6	553	36,0	

Продолжение табл. 2

I	2	3	4	5	6	7
O ₂ on	2	35,1	8,4	4	165	68,4
O ₂ kl	4	42,5	53,7	21	376	35,4
O ₂ jh	8	29,1	43,5	18	350	35,0
O ₂ id	6	37,9	39,3	12	332	40,7
O ₂ kk	29	21,5	35,2	41	269	45,3
O ₂ uh	7	18,7	50,5	27	256	40,6
Восточный участок						
O ₃ nb	2	66,5	-	2	884	-
O ₂ nb	2	32,8	-	2	849	-
O ₂ rk	4	38,5	-	3	767	-
O ₂ on	2	24,9	-	2	337	-
O ₂ kl	4	49,1	45,3	4	393	23,3
O ₂ jh	4	22,5	62,1	4	346	48,5
O ₂ id	4	37,1	45,0	4	329	35,9
O ₂ kk	4	36,3	12,4	4	254	19,3
O ₂ uh	-	-	-	-	-	-

Прочностные параметры некоторых слоев и прослоев непосредственной кровли и промышленной пачки по южной части Эстонского месторождения.

Слой или про-слой	Условный номер технологии. куста	Предел прочности при растяжении			Предел прочности при сжатии		
		кол-во испытаний	средние значения $\sigma_{р10}^{-5}$, Па	коэффициент вариации, %	кол-во испытаний	средние значения $\sigma_{с10}^{-5}$, Па	коэффициент вариации, %
I	2	3	4	5	6	7	8
$F_3/F_{1д}$	8500	3	14,1	13,5	2	394	13,3
	9880	4	34,0	26,0	3	349	4,2
	9910	4	33,3	14,4	4	350	13,6
$F_{1д}$	по южной части	18	23,8	47,2	12	348	16,0
	8500	4	9,2	41,0	2	172	6,6
	9880	4	16,8	25,0	4	201	8,3
	9910	4	16,4	19,1	4	171	9,5
	по южной части	17	12,8	39,0	18	190	28,6
Л.К.	8500	3	14,6	30,0	3	199	58,1
	9880	4	22,3	27,2	4	187	9,9
	9910	5	16,9	35,6	2	142	4,5
F_2	по южной части	17	18,3	38,4	12	190	29,7
	8500	4	23,6	28,2	4	116	28,3
	9880	4	18,2	13,4	4	174	20,8

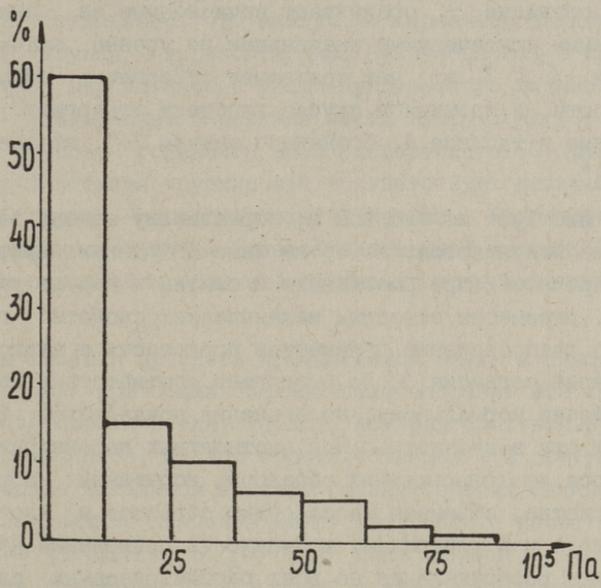
Продолжение табл. 3

I	2	3	4	5	6	7	8
9910		4	14,2	44,1	4	127	34,8
по южной части		23	14,1	49,1	18	135	28,1
8500		4	8,1	108,3	2	136	43,2
9880		4	13,8	89,8	4	124	9,3
9910		1	5,3	-	3	121	25,6
по южной части		26	11,0	80,9	15	124	21,5

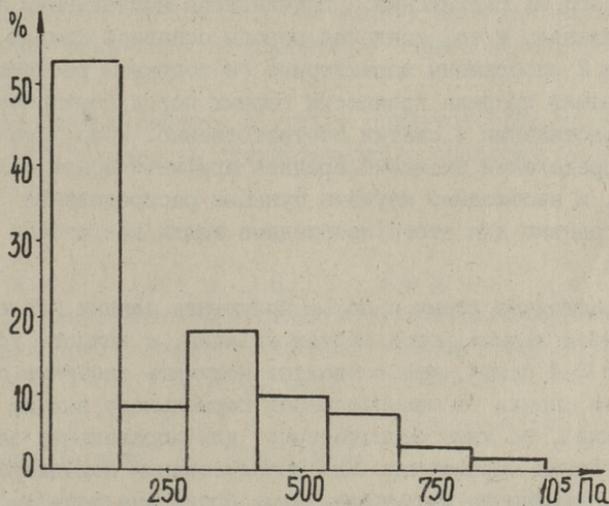
Уровень связи по горизонтам распределений параметров физико-технических свойств с нормальным распределением по асимметрии (А), эксцессу (Е) и критерию согласия χ^2 Пирсона при значимости 0,05

Свойства	Карбонатные прослой и слой горючего сланца		Непосредственная кровля и промлачка		Карбонатные прослой		Карбонатные прослой		Выводы		
	непосредственная кровля		промлачка		карбонатные прослой		горючий сланец				
	А, Е	χ^2	А, Е	χ^2	А, Е	χ^2	А, Е	χ^2			
I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12

Объемная масса влагонасыщенных образцов, испытанных на растяжение	+	+	+	+	+	+	+	+	+	-	Нормальное распределение
Объемная масса сухих и влагонасыщенных образцов, испытанных на сжатие	+	+	+	-	+	-	+	+	+	-	Близкое к нормальному распределению
Плотность	+	-	+	-	+	-	+	+	+	+	Нормальное по значениям А, Е
Пористость	-	+	-	+	-	+	-	+	-	+	Нормальное по χ^2 критерию
Влагоемкость	-	+	-	+	-	+	-	+	-	+	Распределения, далекие от нормального
Пределы прочности при сжатии и растяжении	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Модуль продольной упругости	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	



Фиг. 1. Гистограмма распределения значений предела прочности горных пород горизонтов кровли при растяжении.



Фиг. 2. Гистограмма распределения значений предела прочности горных пород горизонтов кровли при сжатии.

критерию согласия χ^2 сравнивают вычисленные ее значения с табличными критическими значениями по уровню значимости 0,05. При $\chi^2 < \chi^2_{кр}$ нет основания отвергать гипотезу нормальности, в противном случае гипотезу отвергают. Первое условие в таблице 4 обозначено знаком "+", второе - знаком "-".

Как явствует из таблицы 4, нормальному закону распределения не подчиняются, по обоим нами выбранным критериям, пределы прочности при растяжении и сжатии и модуль упругости, т.е. параметры основных механических свойств горных пород. По распределению параметров пористости и влагоемкости критерий согласия χ^2 не отвергает соответствия закона распределения нормальному, но значения показателей А и Е отвергают эту возможность. При плотностных параметрах объемная масса влагонасыщенных образцов, испытанных на растяжение и сжатие, объемная масса сухих образцов и плотности, показатели А и Е утверждают возможность применения нормального закона распределения во всех рассматриваемых случаях, но в некоторых случаях по критерию согласия χ^2 это утверждение отвергается. Следовательно, согласно данным, приведенным в таблице 4, только объемная масса влагонасыщенного образца, испытанного на растяжение, подчиняется нормальному закону распределения, и то, исключая породы основной кровли. На фиг. 1 и 2 изображены характерные гистограммы распределения значений предела прочности горных пород горизонтов кровли при растяжении и сжатии соответственно. Ясно, что при таком распределении значений среднее арифметическое малоинформативно, и необходимо изучать функции распределения параметров, однако для этого необходимо иметь достаточно много образцов.

В настоящее время с целью получения данных для сравнения свойств горных пород вблизи скважин, с каждого горизонта берут 2-4 пробы, что позволяет получить основные статистические оценки (в предположении нормального закона распределения), но явно недостаточно для определения закона распределения параметров. Для использования накопленного экспериментального материала, нами проверена возможность использования различных группировок слоев, прослоев и горизонтов с целью повышения информативности имеющихся экспериментальных данных.

На основе анализа различных вариантов группировки горизонтов установлено, что наилучшим вариантом является следующий: I группа - горизонты ниже Кукрузеского, 2 группа - карбонатные породы нижней части Кукрузеского горизонта, 3 группа - Идавереская и верхняя часть Кукрузеского горизонтов и 4 группа - горизонты выше Идавереского. С другой стороны, предложенная группировка соответствует делению горных пород: I группа - породы почвы, 2 группа - карбонатные породы промышленной пачки и непосредственной кровли, 3 группа - породы основной кровли и 4 группа - породы выше основной кровли.

Для слоев и прослоев промышленной пачки и непосредственной кровли при общих оценках целесообразно все карбонатные породы свести в одну группу, которая соответствует 2-й группе горизонтов, а слои горючих сланцев - в другую группу. При более детальном анализе группу горючих сланцев, особенно если важное значение имеют плотностные свойства, целесообразно разделить на две подгруппы: первая - слои F, вторая - все остальные слои горючих сланцев; из последних можно выделить, в свою очередь, слои С и Е как наименее прочные. Аналогично можно из карбонатных прослоев выделить отдельно слои Д - С и ЛК (ложная кровля) как экстремальные. Более подробная группировка, по нашему мнению, нецелесообразна ввиду изменчивости параметров образцов каждого слоя и прослоя.

Проведенные расчеты с учетом принятой группировки показали, что надежность статистической обработки существенно повышается.

Л и т е р а т у р а

1. Алексеев О.Б., Клементьев А.Э. и др. Об оценке некоторых физико-технических параметров пород кровли Прибалтийского бассейна горючих сланцев - Горючие сланцы, 1981, № I (инф. сер. I ЭСТИИИ НТИ).

2. Хан *Г., Шапиро С. Статистические модели в инженерных задачах. М., Мир, 1969.

3. Гмурман В.С. Теория вероятностей и математическая статистика. М., Высшая школа, 1972.

Evaluation of Physical-Technical Parameters
of Rock Stratum of Oil Shale Deposits

S u m m a r y

For the most part of the properties of rock strata there exists an abnormal law of distribution requiring the use of non-symmetrical laws.

For comparing the physical-technical properties of rock strata, taken from different pit-holes, it is advisable to use variant groupings of strata and geological horizons.

ИССЛЕДОВАНИЕ НАГРУЖЕННОСТИ ШНЕКОВЫХ
ИСПОЛНИТЕЛЬНЫХ ОРГАНОВ СЛАНЦЕВЫХ ОЧИСТНЫХ
КОМБАЙНОВ МЕТОДОМ МОДЕЛИРОВАНИЯ НА ЭВМ

Условия работы очистных комбайнов в сланцевых забоях отличаются от угольных. Наличие в пласте выдержанных породных прослоев и требования к качественным показателям добычи определяют компоновку комбайна, а значительная крепость горючего сланца и известняковых включений - динамический режим работы машин [1].

Основной особенностью горно-геологических условий применения очистных комбайнов в сланцевых забоях является неоднородная структура пласта горючего сланца. Данная особенность является определяющей при формировании эксплуатационной нагруженности узлов и элементов комбайнов, ведет к возникновению высоких динамических нагрузок [1], а следовательно, оказывает влияние на долговечность машин и в конечном итоге на производительность сланцевой добычи. Кроме того, по данным [2] перспективы развития горного машиностроения направлены на разработку приводов очистных комбайнов с общей мощностью 200-400 кВт и более. Высокая энерговооруженность определяет увеличение средней и динамической нагруженности элементов и узлов комбайнов, что, в свою очередь, ведет к необходимости получения достоверных данных по нагрузкам комбайнов и их учету на стадии конструкторских работ и эксплуатации. В связи с этим, решение общей задачи создания специальных сланцевых комбайнов или модификации угольных тесно связано с исследованием динамической нагруженности их элементов.

Выполненные ранее в широких масштабах экспериментальные шахтные и стендовые работы выявили ряд закономерностей [3],

на основе которых оказалось возможным перейти к решению задачи разработки математических моделей с последующей их реализацией на ЭВМ, позволяющих заменить дорогостоящие, а в ряде случаев и невозможные натурные шахтные эксперименты, с целью получения достоверных данных о нагрузках при обработке опытных вариантов комбайновой выемки, поиска оптимальных схем набора шнековых исполнительных органов - первичных узлов комбайнов, формирующих и определяющих их динамическую нагруженность.

При этом, в зависимости от поставленных задач и целей исследований, наметились два пути моделирования на ЭВМ нагруженности сланцевых очистных комбайнов. Первое направление связано с разработкой методики моделирования на ЭВМ внешней нагрузки исполнительного органа, в основу которой положено генерирование суммарной нагрузки непосредственно по экспериментальным записям усилия резания на режущем инструменте. При этом расчетный алгоритм, отражающий основные положения разработанной методики, выглядит следующим образом: в память ЭВМ вводятся массивы ординат реализации усилия резания, полученные при тензометрировании нагрузок режущего инструмента и схема набора резцов на исполнительном органе. Затем на каждом элементарном повороте шнека производится суммирование ординат усилий (умноженных на величину радиуса шнека), соответствующих находящимся в работе резцам. После этого осуществляется вывод значения суммарного момента и очередной элементарный поворот шнека. Этот цикл повторяется до завершения полного оборота исполнительного органа. Сформированные таким образом значения суммарного момента в функции угла поворота шнека являются смоделированной внешней нагрузкой исполнительного органа, отражающей работу очистного комбайна в конкретном сланцевом забое [2].

Данная методика моделирования при достаточной простоте ее реализации отражает реальную структуру разрушаемого сланцевого пласта и может быть использована при проведении качественных и определенной группы количественных исследований динамической нагруженности сланцевых комбайнов в рамках высокочастотного спектра нагрузок. К недостатку данной методики необходимо отнести отсутствие возможности ее применения для резцов нового типа и широкие пределы

допустимых значений нагрузок, получаемых путем моделирования при их использовании в прогнозных целях.

Второе направление формирования на ЭВМ нагрузок режущего инструмента и исполнительного органа сланцевых очистных комбайнов связано с использованием основных положений отраслевого стандарта ОСТ 12.47.001-73 "Комбайны очистные. Выбор параметров и расчет сил резания и подачи". Моделирование нагрузок на режущем инструменте в этом случае связано с расчетом на ЭВМ средних значений сил резания на каждом резце шнекового исполнительного органа, находящемся в заданный момент времени в контакте с забоем и их последующее суммирование для подсчета момента сопротивления на исполнительном органе. Вид и параметры ряда эмпирических зависимостей и формул (коэффициент обнажения забоя, показатель степени хрупкости, коэффициент отжима и др.), необходимые для расчета нагрузок на линейных и кутковых резцах были установлены в результате шахтных и стендовых экспериментов при резании различных комплексов пород горючего сланца [3].

Данная методика моделирования позволяет установить конструктивный коэффициент вариации нагрузок на шнековых исполнительных органах сланцевых очистных комбайнов как оценку динамичности нагружения, проводить сравнительный анализ динамической нагруженности исполнительных органов при различных вариантах схем набора шнеков и отработки комплексов пород пласта, а также поставить и решить задачу поиска оптимальных схем набора шнеков с позиции их силового уравновешивания [4].

Данная модель была реализована на ЭВМ ЕС 1020 и после апробации использована в исследовании нагруженности шнековых исполнительных органов сланцевых очистных комбайнов для различных вариантов отработки комплексов пород пласта.

В качестве исходных были взяты базовые шнеки комбайна КШЗМ, разработанные Эстонским филиалом ИГД им. А.А.Скочинского для экспериментальной лавы шахты "Таммику" производственного объединения "Эстонсланец", испытываемого на новой технологии добычи горючего сланца на полную выемку.

Т а б л и ц а 1

Характеристики вынимаемых комплексов пород пласта
сланца при полной выемке комбайном КШЗМ

Вынимаемый комплекс пород пласта	Индекс пачки прослоя	Мощность пачки, прослоя, см	Сопротивляемость, кг/см	
			по пачкам прослоя	средне-взвешенная
D/C - F	D/C	18	540	364
	D	7	210	
	E/D	9	460	
	E	30	320	
	F	48	330	
A-C	A	14	190	311
	B/A	12	420	
	B	72	280	
	C/B	12	480	
	C	30	330	
B-C	B	58	280	319
	C/B	12	480	
	C	30	330	
D/C - E/D	D/C	18	540	451
	D	7	210	
	E/D	9	460	
E - F	E	30	320	330
	F	48	330	
A-B/A	A	22	190	271
	B/A	12	420	

В таблице I приведены мощности вынимаемых пачек сланца и породных прослоев и их сопротивляемости резанию, принятые в качестве входных данных при моделировании. Базовые шнеки оснащены резцами РКС. Предложенные Эстонским филиалом ИГД им. А.А. Скочинского схемы обработки забоя потребовали рассмотрения вариантов расстановки резцов на шнеках с двумя и тремя резцами в линии резания со следующим возможным перебором ширины среза, допускаемой мощностью двигателей, установленных на комбайне КШЗМ: 3, 4, 5, 6 см.

Все дополнительные параметры, необходимые для расчета усилия на режущем инструменте, взяты в соответствии с

требованиями отраслевого стандарта по рекомендациям Эстонского филиала МГД им. А.А. Скочинского.

Результаты моделирования нагруженности исполнительных органов всех вариантов, требующих реализации при возможных схемах отработки забоя на полную мощность комбайном КШЭМ, были сведены в таблицах, типичный пример которых приведен в таблицах 2 и 3.

Сравнительный анализ полученных результатов позволяет сделать ряд новых качественных и количественных выводов:

- установлено наличие влияния подхода моделирования на основе средневзвешенной сопротивляемости и взятой раздельно по пачкам и прослоям, составляющим вынимаемый комплекс пород сланца, на динамическую нагруженность (уровень коэффициента вариации вращающего момента) исполнительных органов во всех рассмотренных вариантах. Причем, расчет по средневзвешенной сопротивляемости, как это практиковалось ранее, приводит к значительному искусственному занижению коэффициента вариации и практически не сказывается на средней нагрузке, и тем самым, нагрузки, полученные на основе средневзвешенной сопротивляемости, не могут быть использованы с достаточной степенью достоверности в качестве исходных при проведении прочностных расчетов и выработке рекомендаций по снижению динамичности нагружения. Объяснение этого факта кроется в разнокомпонентной структуре разрушаемого пласта и усреднение сопротивляемости резанию приводит к сглаживанию неравномерности нагрузки, реально существующей за счет перехода резцов при повороте шнеков от разрушения пачек сланца с низкой сопротивляемостью к породным прослоям с более высокой сопротивляемостью (см. табл. 2, 3);

- количественные оценки нагруженности шнеков указывают на более тяжелые с позиции динамики, режимы эксплуатации комбайнов. В первую очередь, это варианты отработки комплексов пород пласта F-D/С остающим шнеком диаметром 1,4 м (см. табл. 2). Этот вывод сделан с одновременным учетом данных по средним и коэффициенту вариации. Хотя работа шнеков по комплексам пород пласта A-B/A (см. табл. 3) дает значительно более высокий коэффициент вариации, однако не большие значения средней нагрузки, вызванные работой шне-

Статистические характеристики нагруженности отстающего верхнего шнека диаметром 1,4 м, углом охвата 2,21 рад и параметры кусковатости. Вынимаемый комплекс пород F-D/C

Число резцов в линии резания	Параметры	Ш и р и н а с р е з а							
		3		4		5,2		6	
		С о п р о т и в л е н и ю						средне-взвешенная	
средне-взвешенная	по пачкам	средне-взвешенная	по пачкам	средне-взвешенная	по пачкам	по пачкам			
2	* γ	0,053	0,103	0,052	0,103	0,051	0,102	0,051	0,101
	** \bar{m}	1461,94	1474,65	1690,85	1703,92	1968,53	1979,93	2191,77	2201,73
	ω	0,473	0,477	0,547	0,551	0,637	0,640	0,709	0,712
	χ_{63}	25,93	25,93	29,90	29,90	34,67	34,67	37,85	37,85
	δ_{0-25}	0,6219	0,6219,	0,5822	0,5822	0,5416	0,5416	0,5179	0,5179
3	h	26,81	26,81	29,81	29,81	33,42	33,42	35,82	35,82
	* γ	0,029	0,085	0,029	0,086	0,030	0,085	0,029	0,083
	** \bar{m}	1400,33	1410,07	1624,17	1633,28	1951,63	1959,58	2267,20	2278,80
	ω	0,453	0,456	0,525	0,528	0,631	0,634	0,733	0,737
	χ_{63}	21,95	21,95	24,60	25,60	27,78	27,78	29,90	29,90
	δ_{0-25}	0,6684	0,6684	0,6366	0,6366	0,6027	0,6027	0,5822	0,5822
	h	23,81	23,81	25,81	25,81	28,21	28,21	29,81	29,81

* γ - коэффициент вариации вращающего момента

** \bar{m} - математическое ожидание вращающего момента, кгсм

Т а б л и ц а 3

Статистические характеристики нагруженности отстающего верхнего шнека диаметром I, м, углом охвата I,03 рад и параметры кусковатости. Вынимаемый комплекс пород А = В/А

Число резлов в линии резания	Параметры	Ш и р и н а с р е з а							
		3		4		5,2		6	
		средне-взвешенная	по пацкам	средне-взвешенная	по пацкам	средне-взвешенная	по пацкам		
2	* γ	0,161	0,275	0,160	0,274	0,156	0,269	0,153	0,262
	** \bar{m}	146,25	142,00	170,17	164,80	204,18	195,88	234,01	222,69
	ω	0,047	0,046	0,055	0,053	0,066	0,063	0,076	0,072
	χ_{63}	25,93	25,93	29,90	29,90	34,67	34,67	37,85	37,85
	δ_{0-25}	0,6219	0,6219	0,5822	0,5822	0,5416	0,5416	0,5179	0,5179
	h	26,81	26,81	29,81	29,81	33,42	33,42	35,82	35,82
3	* γ	0,126	0,207	0,126	0,210	0,123	0,203	0,121	0,195
	** \bar{m}	142,07	138,38	167,52	162,25	208,79	200,26	243,60	233,81
	ω	0,046	0,045	0,054	0,052	0,068	0,065	0,079	0,076
	χ_{63}	21,95	21,95	24,60	24,60	27,78	27,78	29,90	29,90
	δ_{0-25}	0,6684	0,6684	0,6366	0,6366	0,6027	0,6027	0,5822	0,5822
	h	23,81	23,81	25,81	25,81	28,21	28,21	29,81	29,81

ков на малом угле охвата, позволяют утверждать, что данный режим является более спокойным по сравнению с вышеприведенным;

- на нагруженность комбайнов оказывает большое влияние число резцов в линии резания. Так при всех рассмотренных вариантах увеличение количества резцов в линии резания приводит к значительному уменьшению динамической нагруженности шнеков, а следовательно, и комбайна в целом;

- результаты моделирования подтверждают сформулированный в [1] вывод о более тяжелом динамическом режиме эксплуатации сланцевых очистных комбайнов по сравнению с угольными, так как установленные значения коэффициентов вариации нагрузок практически во всех рассмотренных вариантах выше предельно допустимых по [5] для угольных очистных комбайнов;

- с целью выявления значимости принятых варьируемых параметров (схем обработки забоя, ширины среза) на нагруженность шнеков был применен, ранее практически не используемый, однофакторный ковариационный анализ, использующий концепции однофакторного дисперсионного анализа и простой линейной регрессии.

В нашем случае в качестве фактора обработки был принят вынимаемый комплекс пород пласта. В качестве сопутствующей переменной была выбрана ширина среза, а в качестве зависимых - коэффициент вариации и среднее крутящего момента, полученных в результате моделирования на ЭВМ.

В результате применения ковариационного анализа было установлено, что фактор вынимаемых комплексов пород пласта является значимым как для двух, так и для трех резцов в линии резания и выявлена тесная корреляционная связь между шириной среза и математическим ожиданием крутящего момента. При этом установление корреляционной связи между шириной среза и коэффициентом вариации не имеет смысла, так как коэффициент вариации является величиной, зависящей от математического ожидания, и не может рассматриваться как оценка динамичности нагружения без учета уровня математического ожидания.

Таким образом, данные ковариационного анализа математически подтверждают правомочность подхода и оценки нагруже-

ния, в первую очередь, с позиции влияния вынимаемых комплексов пород пласта и недостаточность коэффициента вариации как единственной количественной меры нагрузок очистных комбайнов, предлагаемой в [5].

Сформулированные качественные выводы и полученные в ходе моделирования на ЭВМ статистические оценки предлагаются к использованию в проектно-конструкторских разработках шнеков комбайна при выемке сланца на полную мощность, а также для прочностных расчетов при выработке технических решений, направленных на снижение динамической нагруженности комбайнов и, тем самым, на повышение производительности комбайновой выемки горючего сланца.

Л и т е р а т у р а

1. Д у с м а н А.Р. Исследование динамической нагруженности и определение рациональных параметров привода очистного комбайна для добычи сланца в условиях Прибалтийского бассейна. Дис. канд. техн. наук. - М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1977. 176 с.

2. Д о к у к и н А.В., Ф р о л о в А.Г. О создании высокопроизводительных унифицированных выемочных комбайнов. - Уголь, 1975, № 3, с. 28-33.

3. А н д р е е в В.А. Исследование и выбор рационального режущего инструмента и режимов разрушения сланцевого пласта шнековыми исполнительными органами. Дис. канд. техн. наук. М., ИГД им. А.А. Скочинского, 1981. 269 с.

4. Д у с м а н А.Р., А н д р е е в В.А., В а р к к и Н.А. Оптимизация расстановки резцов в кутковой части шнековых исполнительных органов очистных комбайнов на ЭВМ. - Горючие сланцы. Информ. сер. I, Таллин, 1981, № I, с. 14-19.

5. ОСТ 24.070.16. Комбайны очистные. Выбор параметров асинхронных двигателей по нагрузочной способности. Методика. 23 с.

Analysis of Loading on a Screw Conveyer's
Performing Member of a Shale Cutter-loader
by Means of Computer Modelling

S u m m a r y

This research work was aimed at determining the statistical characteristics of a torque moment of the screw conveyer's performing member of a shale cutter-loader. The results of computer modelling of loading at different modes of the shale layer cutting and statistic analysis data of calculated values are presented.

Р.Е. Фадеева, Т.П. Клименова

О СОДЕРЖАНИИ МИКРОЭЛЕМЕНТОВ В СЛАНЦЕНОСНОЙ
ТОЛЩЕ ЭСТОНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

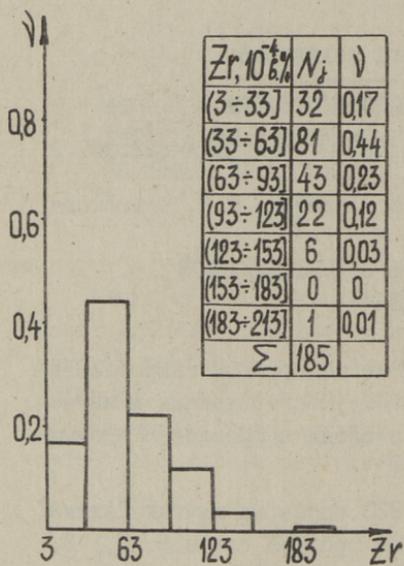
Нами проводилось исследование содержания микроэлементов в сланценосной толще Эстонского месторождения и изучение характера их распределения в слоях и прослоях промышленной пачки.

Для анализа было отобрано 323 пробы на шахтах "Ахтме", "Таммику", "Эстония", "Виру" (185 проб из слоев В, С, Е, F, G, H и 138 проб из прослоев D-C, F, Лк, H-G).

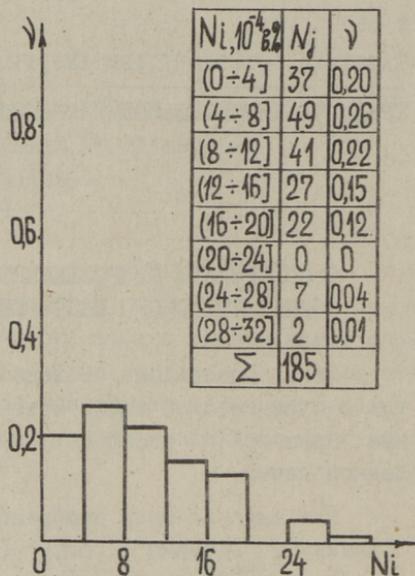
В процессе спектрального и химического анализов определялось содержание микроэлементов Ag, Sc, Ti, V, Cr, Mn, Co, Ni, Cu, Pb, Ga, Zr, Y, Yb, La, Ce, Be, Sr, Ba и основных компонентов горючего сланца (органическое вещество, карбонаты, нерастворимый остаток). Результаты анализа показали (см. табл. I), что среднее содержание большинства элементов ниже кларковых, либо на уровне кларковых и хорошо согласуется с данными [1]. Содержание микроэлементов во всех слоях и прослоях находится приблизительно на одном уровне, что позволяет предположить, что геохимическая и палеогеографическая обстановка в периоды сланцеобразования и осадконакопления оставалась стабильной, а органическое вещество не способствовало накоплению микроэлементов, что подтверждают данные, приведенные в литературе [2].

Поскольку, как уже было сказано ранее, нет существенного отличия в содержаниях микроэлементов по слоям и прослоям, ниже обсуждаются данные, полученные по результатам анализа 185 проб, взятых из основных слоев промышленной пачки.

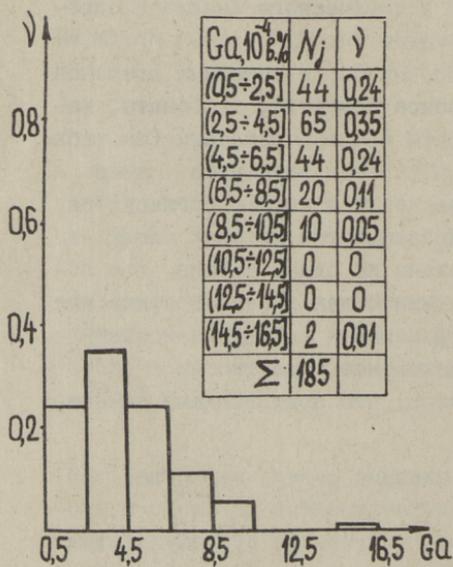
Анализ характера распределения микроэлементов, гистограмма ряда которых приведены на фиг. I, показывает, что



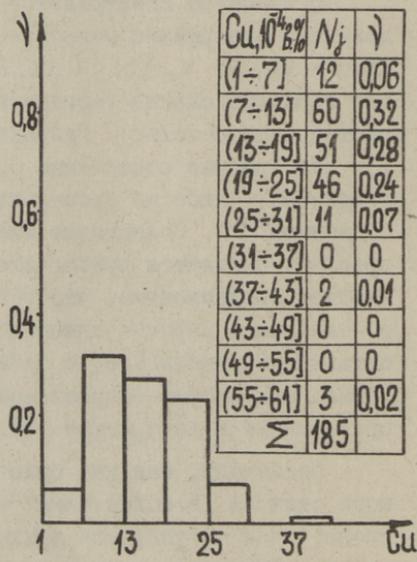
а)



б)



в)



г)

Фиг. 1. Гистограммы распределения микроэлементов в слоях горячего сланца:
а - циркония, б - никеля, в - галлия, г - меди.

Т а б л и ц а I

Содержание микроэлементов в слоях и прослоях
горючего сланца Эстонского месторождения

Элемент	Кларк (по Виноградо- ву) 10^{-4} вес. %	Среднее содержание по слоям, 10^{-4} вес. %	Среднее со- держание по прослоям, 10^{-4} вес. %	Степень обо- гащения от- носит. слоев
Скандий	6	4,6	3,7	-1
Титан	6500	1014	805	-6
Ванадий	150	15	10	-10
Хром	200	20	14	-10
Марганец	900	345	396	-3
Кобальт	30	2,5	2,2	-12
Никель	80	11	6	-7
Медь	100	16	9	-6
Галлий	15	5,5	4	-3
Стронций	400	271	224	-2
Иттрий	28	13	12	-2
Цирконий	200	63	47	-3
Серебро	0,1	0,36	0,25	4
Барий	500	187	167	-3
Лантан	18	19,5	16	1
Свинец	16	15,5	8	1
Церий	45	19	15	-2
Иттербий	3	1	1	-3
Бериллий	6	0,7	0,7	-9

законы их распределения существенно отличаются от нормального, причем все кривые распределения имеют максимумы, сдвинутые в область малых содержаний. Это обстоятельство не позволяет проводить корректный, в строгом смысле, корреляционный анализ, однако, на начальном этапе исследований для предварительных оценок мы сочли возможным использование корреляционного анализа с учетом того, что в дальнейшем результаты анализов и их статистическая обработка будут уточнены.

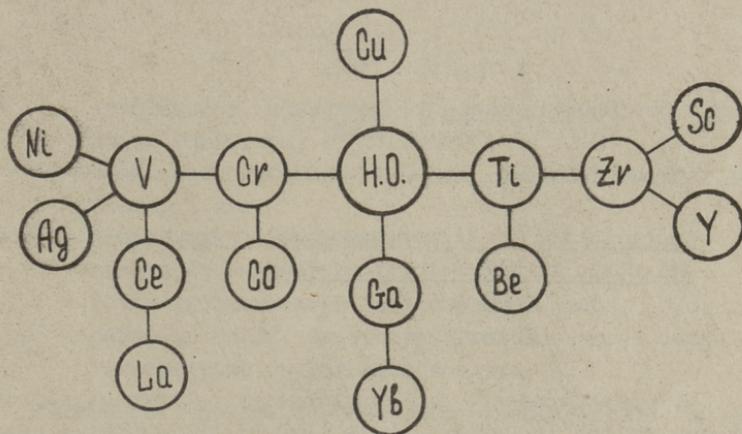
Основной целью статистической обработки являлось определение корреляционных связей содержания микроэлементов с отдельными составляющими сланца (органическое вещество,

карбонаты, нерастворимый остаток) и между собой. При использовании ЭВМ определены возможные значения коэффициентов парной корреляции и определен путь максимальной корреляции.

Проведенный корреляционный анализ показал наличие существенной корреляционной зависимости ряда элементов лишь с нерастворимым остатком (табл. 2).

Минимальная величина достоверного коэффициента корреляции при уровне значимости 0,05 и $n - 2 = 185 - 2 = 183$ степенях свободы равна $r = 0,14$. Коэффициенты корреляции меньше минимального достоверного в таблицу не включены.

Высокие значения коэффициентов парной корреляции между элементами Ti, V, Cr, Ni, Zr, Ba, а также каждого из этих элементов с нерастворимым остатком позволяют предполагать возможную связь этих элементов с нерастворимым остатком. Следует отметить также высокий коэффициент парной корреляции между лантаном и церием ($r = 0,83$), что указывает на возможную функциональную зависимость.



Фиг. 2. Граф максимальной корреляции.

На фиг. 2 приведен граф, отображающий путь максимальной корреляции части общей структуры корреляционных связей между элементами. В основу расчета и построения графа положена максимизация функции коэффициентов корреляции, т.е. выбор наибольшего значения функции из всех сопряженных значений.

Структура графа подтверждает возможность связи большинства элементов с нерастворимым остатком, однако ряд элементов связан с ним, по-видимому, не непосредственно, а через другие элементы.

Л и т е р а т у р а

1. Гуляева Л.А., Иткина Е.С. Микроэлементы углей, горючих сланцев и их битуминозных компонентов. М., Наука, 1974. 92 с.

2. Исаев В.А., Яковлев В.И. Микроэлементы сланца-кукерсита и продуктов его окисления. - В кн.: III Всесоюзное совещание "Геохимия горючих сланцев". Тез. докл. АН ЭССР и др. Таллин, 1982, с. 80-81.

R. Fadeyeva, T. Klimyonova

Distribution of Microcomponents in the Oil Shale of the Estonian Deposit

S u m m a r y

The mean contents and distribution pattern of microcomponents in the industrial shale band of the Estonian deposit of oil shale are presented. A correlation between themselves as well as insoluble residues is analyzed on the basis of statistical data processing.

ГРАФИЧЕСКИЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЗАГРЯЗНЕНИЯ
АТМОСФЕРЫ

О степени загрязнения атмосферы вредными веществами судят по максимальной величине приземной концентрации C_m , наблюдаемой на некотором расстоянии от источника выброса при совпадении ряда неблагоприятных факторов. Ее расчет для высоких источников производят на основе методики "Указаний" СН 369-74, (I).

Для нагретой воздушногазовой смеси

$$C_m = \frac{A \cdot M \cdot F \cdot m \cdot n}{H^2} \cdot \sqrt[3]{\frac{1}{V \cdot \Delta T}}, \quad (I)$$

где A - коэффициент, зависящий от температурной стратификации атмосферы, $c^{2/3} \cdot \text{мг} \cdot \text{К}^{1/3}$;

M - количество вредного вещества, выбрасываемого в атмосферу, г/с;

F, m, n - безразмерные коэффициенты;

H - высота источника, м;

V - объем выбрасываемой газовой смеси, $\text{м}^3/\text{с}$;

ΔT - разность между температурой газовой смеси и температурой окружающего воздуха, К.

Численное значение коэффициента m определяется по формуле:

$$m = \frac{1}{0,67 + 0,1 \sqrt{f} + 0,34 \sqrt[3]{f}}. \quad (2)$$

Параметр f , в свою очередь, подсчитывается по следующей зависимости

$$f = 10^3 \frac{\omega_0 \cdot D}{H^2 \Delta T}, \quad (3)$$

где ω_0 - скорость выброса, м/с;

D - диаметр устья источника, м.

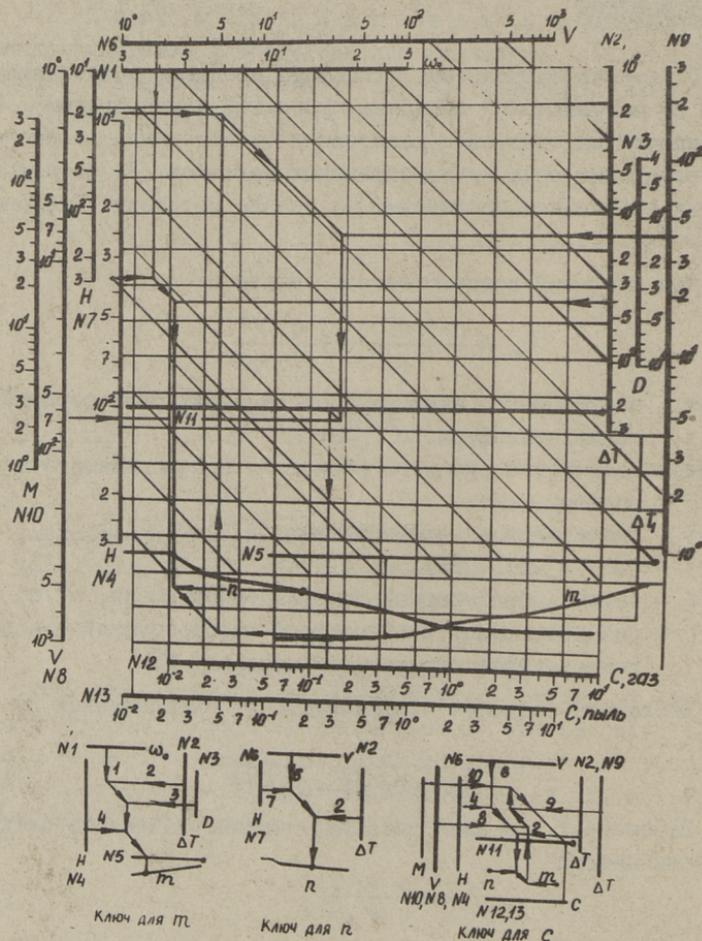
Для определения коэффициента n применяется параметр v_M , вычисляемый из выражения

$$v_M = 0,65 \sqrt[3]{\frac{V \cdot \Delta T}{H}} \quad (4)$$

Если $n = 1$, то $v_M > 2$; (5)

$n = 3 \sqrt{(v_M - 0,3)(4,36 - v_M)}$, то $0,3 < v_M \leq 2$; (6)

$n = 3$, то $v_M \leq 0,3$. (7)



Фиг. 1. Номограмма для определения максимальной концентрации вредных веществ.

Для сокращения трудоемкости расчетов предлагается графический метод определения максимальной концентрации вредных веществ. Для этого построена логарифмическая номограмма с со-рокапятиградусным ходом, приведенная на фиг. 7. Этот способ построения номограммы наиболее целесообразен в данном случае и обеспечивает хорошую точность. Методика построения номограммы взята из работы [2], поэтому здесь не приводится.

Предлагаемая номограмма построена для газообразных загрязнителей и мелкодисперсных аэрозолей, когда коэффициент F принимается равным 1, а также для пыли, если коэффициент очистки не менее 90 %, т.е. $F = 2$. Номограмма пригодна для температурной стратификации атмосферы, характеризуемой коэффициентом $A = 160$.

Характеристики источника вредностей изменяются в следующих интервалах: скорость выброса $I - 30$ м/с, масса вредного вещества $I - 300$ г/с, объем газозвдушной смеси $I - 1000$ м³/с, разность температур газозвдушной смеси и окружающего воздуха $I - 300$ К, высота источника $I - 300$ м, диаметр источника $0,4 - 10$ м.

Так как численные значения коэффициентов m и n являются промежуточными величинами, они не определяются, а находятся лишь пометки на шкалах, соответствующие их значениям.

Проиллюстрируем графический метод расчета на конкретном примере.

Пример. Определить величину максимальной приземной концентрации сероводорода, создаваемой в результате выброса газов от установки по переработке сланцев при неблагоприятных метеорологических условиях и следующих исходных данных: высота источника $H = 35$ м; диаметр $D = 0,5$ м; скорость выброса $\omega_0 = 8,0$ м/с; температурный перепад $\Delta T = 40^\circ$ и количество выбрасываемого сероводорода $M = 2,4$ г/с.

Пользуясь первыми двумя ключами, находим на номограмме пометки для значений коэффициентов m и n . Затем, используя третий ключ, определяем максимальную концентрацию газа, равную $0,13$ мг/м³. Это хорошо согласуется с результатом расчета концентрации на ЭВМ по программе "Эфир-4" - $0,107$ мг/м³.

Предлагаемая номограмма представляет собой расчетный инструмент, пользуясь которым, можно быстро определить без

вычислений интенсивность загрязнения атмосферы действующим или проектируемым предприятием и, исходя из его вклада в общее загрязнение атмосферы, наметить мероприятия по снижению выброса.

Л и т е р а т у р а

1. Указания по расчету рассеивания в атмосфере вредных веществ, содержащихся в выбросах предприятий. СН 369-74. М., Госстрой СССР, 1975.

2. Б л о х Л.С. Практическая номография. М., Высшая школа, 1971.

E. Bezdetskina

A Graphic Method for Determination of Atmospheric Pollution

S u m m a r y

A nomograph for determining the maximum concentration of dangerous substances ejected from an elevated source has been worked out.

С о д е р ж а н и е

1.	Плязок Р.А. Сравнение экономической эффективности систем подземной разработки фосфоритных месторождений Эстонии.....	3
2.	Лаурингсон В.Х. О возможных вариантах призабойного транспорта при проведении подготовительных выработок на сланцевых шахтах.....	19
3.	Пастарус Ю.В. К анализу фактических параметров камерно-столбовой системы разработки методом коэффициента поддержания и условной мощности...	27
4.	Арукола Х.Х., Ёйспуу Л.М. Нестабильность и повышение однородности качества сланца, поступающего на электростанции	39
5.	Крипсаар Э.А., Путинцев Ю.В., Эйнпалу Ю.А. К вопросу оценки физико-технических параметров горных пород сланцевых месторождений.....	55
6.	Дусман А.Р. Исследование нагруженности шнековых исполнительных органов сланцевых очистных комбайнов методом моделирования на ЭВМ.....	67
7.	Фадеева Р.Е., Клименова Т.П. О содержании микроэлементов в сланцевосной толще Эстонского месторождения.....	77
8.	Бездеткина Э.В. Графический метод определения загрязнения атмосферы.....	83

EESTI AKADEEMILINE RAAMATUKOGU



1 0200 00089525 4

Цена 70 коп.