



Эстонское Республиканское Научно-  
техническое Горное Общество  
и ГИТК Совета Министров ЭССР

## СБОРНИК

материалов конференции по итогам  
развития сланцедобывающей  
промышленности Эстонской ССР  
за 1958—1959 г. г. и перспективам  
дальнейшего технического прогресса

гор. Йыхви  
1961 г.

Эстонское Республиканское Научно-техническое  
Горное Общество

# СБОРНИК

материалов конференции по итогам развития  
сланцедобывающей промышленности Эстонской  
ССР за 1958—1959 г. г. и перспективам  
дальнейшего технического прогресса

гор. Йыхви  
1961 г.

## П Р Е Д И С Л О В И Е

23—25 марта 1960 г. состоялась конференция Эстонского Республиканского Научно-Технического горного общества. Конференция подвела итоги развития сланцедобывающей промышленности Эстонской ССР за 1958—1959 г. г. и обсудила перспективы дальнейшего технического прогресса.

В работе конференции приняли участие представители Государственного научно-технического комитета при Совете Министров ЭССР, работники Совнархоза ЭССР и его Управления сланцевой и химической промышленности, шахт и треста «Эстонсланец», строительных управлений и управления треста «Эстонсланцестрой», Йыхвиского ремонтно-механического завода, Таллинского машиностроительного завода, сланцеперерабатывающих комбинатов «Кохтла-Ярве» и «Кивиыли» Эстонской ССР и комбината «Сланцы» Ленинградской области, Кашпирского рудоуправления, Куйбышевского Совнархоза, Управления геологии и охраны недр при Совете Министров ЭССР, Госплана ЭССР, Государственной горнотехнической инспекции, Института сланцев Совнархоза ЭССР, Ленинградского горного института, Гипрошахт, Института горного дела АН СССР, Гипроуглеавтоматизации, ВНИМИ, Таллинского политехнического института, Института экономики АН ЭССР, Института геологии АН ЭССР, Эстпромпроекта, Гипроникеля, Шахтинского научно-исследовательского института, ЦК КП Эстонии, Йыхвиского райкома и Кохтла-Ярвского горкома КП Эстонии — всего 225 человек.

На конференции было заслушано 19 докладов, главнейшие из которых публикуются в настоящем сборнике.

Материалы освещают состояние добычи сланца в Эстонской ССР на момент конференции и проблемы, которые требуют разрешения при дальнейшем развитии сланцевой промышленности.

Книга может быть полезной для работников сланцевых шахт и разрезов, для работников научно-исследовательских, конструкторских и проектных институтов, а также для всех лиц, которые по роду своей деятельности имеют какое-либо отношение к сланцевой промышленности.

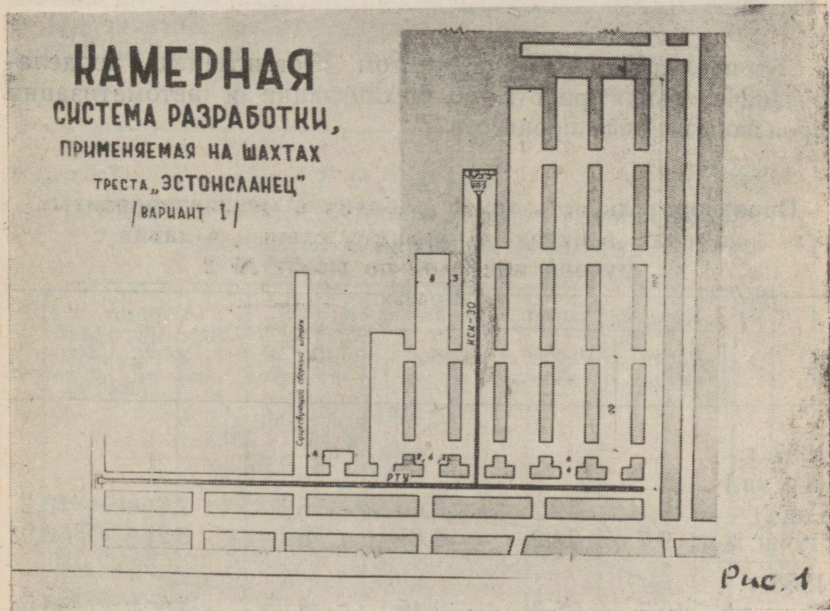
# РЕЗУЛЬТАТЫ РАБОТЫ ПО ВНЕДРЕНИЮ НОВОЙ ТЕХНИКИ ЗА 1958-59 Г.Г. И БЛИЖАЙШИЕ ПЕРСПЕКТИВЫ МЕХАНИЗАЦИИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ И ОЧИСТНЫХ РАБОТ НА ШАХТАХ ТРЕСТА «ЭСТОНСЛАНЕЦ»

А. П. ПЕТРОВ.

Гл. инженер треста «Эстонсланец»

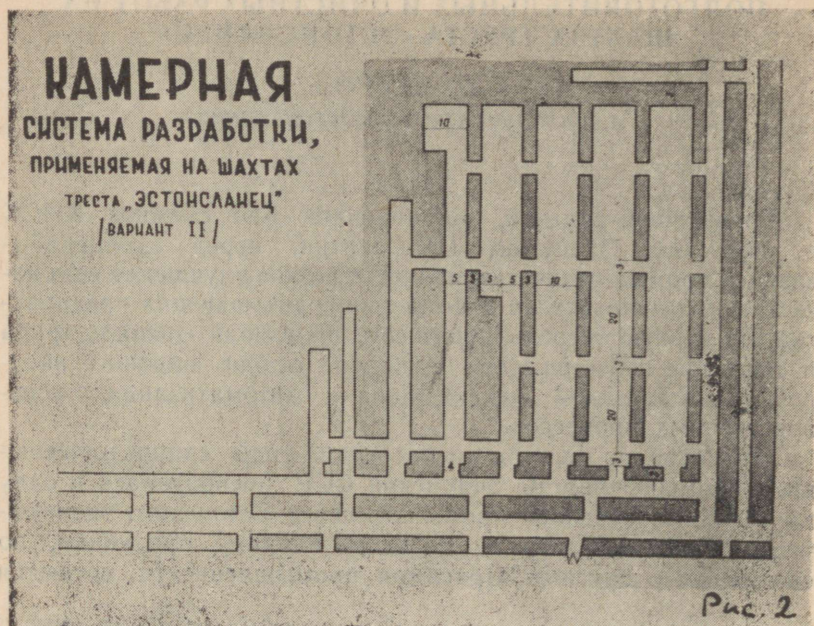
Главнейшей задачей, поставленной XXI съездом КПСС и июньским Пленумом ЦК партии, перед сланцедобывающей промышленностью является резкое улучшение всех качественных показателей работы сланцедобывающих предприятий и, в первую очередь, повышение производительности труда и снижение себестоимости сланца на основе широкого внедрения комплексной механизации и автоматизации производственных процессов.

Несмотря на то, что за последние годы сланцедобывающая промышленность Эстонской ССР превратилась в одну из основных отраслей промышленности Эстонского экономического района, затраты труда на единицу продукции, по сравнению с другими отраслями промышленности, остаются



еще очень высокими и составили в 1959 году по тресту «Эстонсланец» 307 рабочих дней на 1000 тонн добычи. Поэтому, чтобы превратить сланцедобывающую промышленность из трудоемкой отрасли, какой она является в настоящее вре-

мя, в отрасль с высокими экономическими показателями, нам предстоит решить еще много задач.



За последние три года трестом «Эстонсланец» проделана значительная работа по механизации и автоматизации производственных процессов.

Таблица 1

**Производительность труда рабочих в механизированных камерах, в лавах по нижнему слою и в лавах с ручной навалкой по шахте № 2**

	Камерн. участок		Уч. нижн. сл.		Обычный участок	
	Рабоч. по уч.	Рабоч. по забой	Рабоч. по уч.	Рабоч. по забой	Рабоч. по уч.	Рабоч. по забой
1957 г.						
(IV кв.)						
Год	9,1	22,2	3,64	6,1	7,6	10,2
Лучш. м-ц	9,7	24,2	4,81	8,1	8,2	10,9
1958 г.						
Год	10,3	26,1	2,45	8,05	7,6	9,5
Лучш. м-ц	11,5	36,2	7,2	10,8	8,4	10,2
1959 г.						
Год	11,1	33,1	7,0	11,3	7,3	8,8
Лучш. м-ц	15,1	50,4	8,1	13,5	7,7	9,2

**Себестоимость одной тонны сланца в механизированных камерах, в лавах по нижнему слою и в лавах с ручной навалкой по шахте № 2**

	Камерн. уч-к			Уч. по нижн. слою			Обычный уч-к		
	Все-го	в т. числе		Все-го	в т. числе		Все-го	в т. числе	
з/пл.		мат.	з/пл.		мат.	з/пл.		мат.	
1957 г.									
Год	8,92	6,32	2,60	21,98	19,02	2,96	9,61	7,50	2,11
Лучш. м-ц	8,78	6,46	2,32	15,30	13,26	2,04	9,21	7,00	2,21
1958 г.									
Год	9,35	6,62	2,73	15,02	12,25	2,77	9,90	7,33	2,55
Лучш. м-ц	7,37	4,99	2,38	12,43	9,22	3,21	9,61	7,33	2,28
1959 г.									
Год	9,03	7,08	1,95	13,43	11,43	2,00	15,21	12,76	2,45
Лучш. м-ц	6,46	5,43	1,03	12,13	10,77	1,36	14,01	11,70	2,31
I кв. 1960 г.	9,40	6,18	3,22	12,51	10,76	1,75	15,58	13,30	2,28

В 1959 году на шахтах № 2 и № 10 треста «Эстонсланец», совместно с Институтом горного дела АН СССР, Ленинградским горным институтом и Институтом сланцев Совнархоза Республики продолжались работы по внедрению камерной системы разработок.

Проводимые работы показали (см. таблицы 1, 2), что при камерной системе разработок, при существующих средствах погрузки и доставки горной массы, наличии руч-

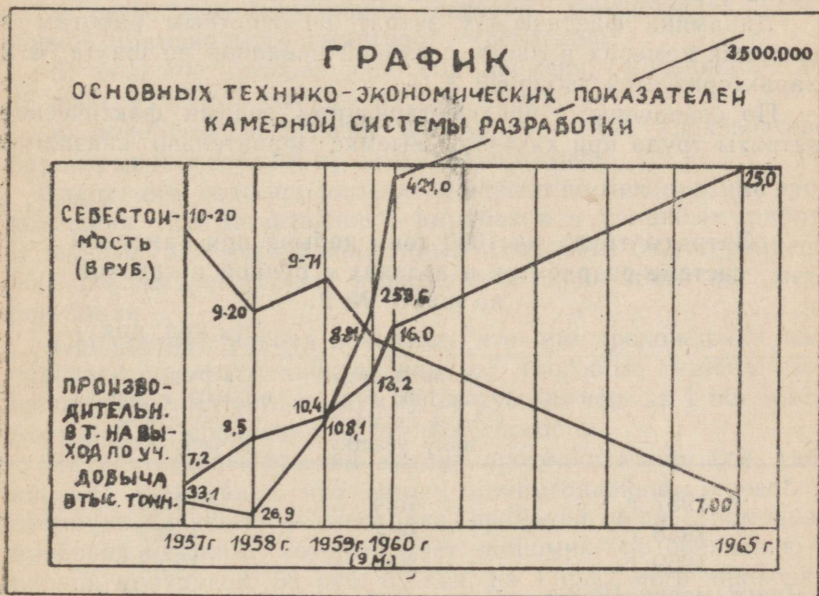
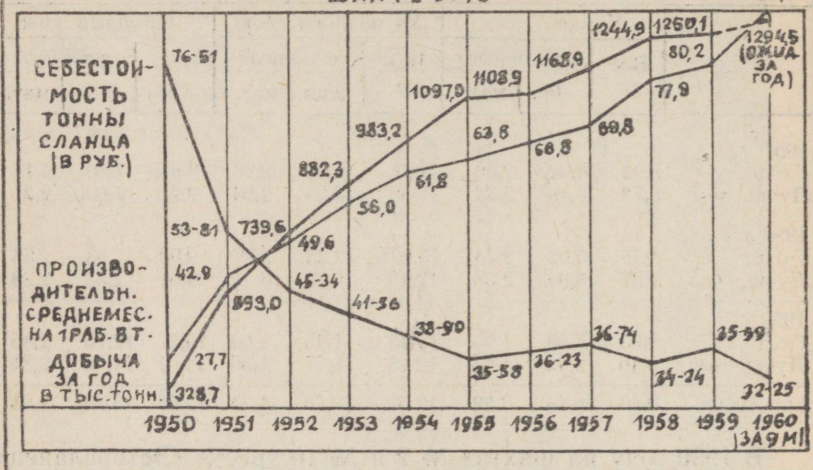


Рис 3

# ГРАФИК

## ОСНОВНЫХ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПО ШАХТЕ №10



(Лист 4)

ного бурения шпуров и при ручной установке штанговой крепи, можно увеличить производительность труда до 15,1 тонны, на рабочего по участку на выход, вместо 7,3 тонны на рабочего по участку на выход при существующем способе выемки, а также снизить себестоимость одной тонны сланца на 6 рублей 18 коп. или на 40,6 проц.

Динамика фактических затрат по очистным работам в опытных камерах и лавах с ручной навалкой на шахте № 2 характеризуется таблицей 3.

По сравнению с предшествующими годами фактические затраты труда при камерной выемке значительно снизились

Таблица 3.

**Затраты труда на 1000 тонн добычи при камерной системе разработок и в лавах с ручной погрузкой по шахте № 2**

(в чел. днях)

	Затраты труда на 1000 т добычи по камерному участку	Затраты труда на 1000 т добычи по лавам с ручной погрузкой
1957 г.	45,4	145,6
1958 г.	34,7	139,9
1959 г.	30,5	155,3
Лучш. месяц 1959 г. (сентябрь)	20,0	

и составили 20 чел. смен, вместо расчетного времени 15,2 чел. смены на 1000 тонн добычи.

Из приведенной таблицы видно, что затраты труда при камерном способе выемки в 5 раз ниже по сравнению с обычными лавами при ручной погрузке.

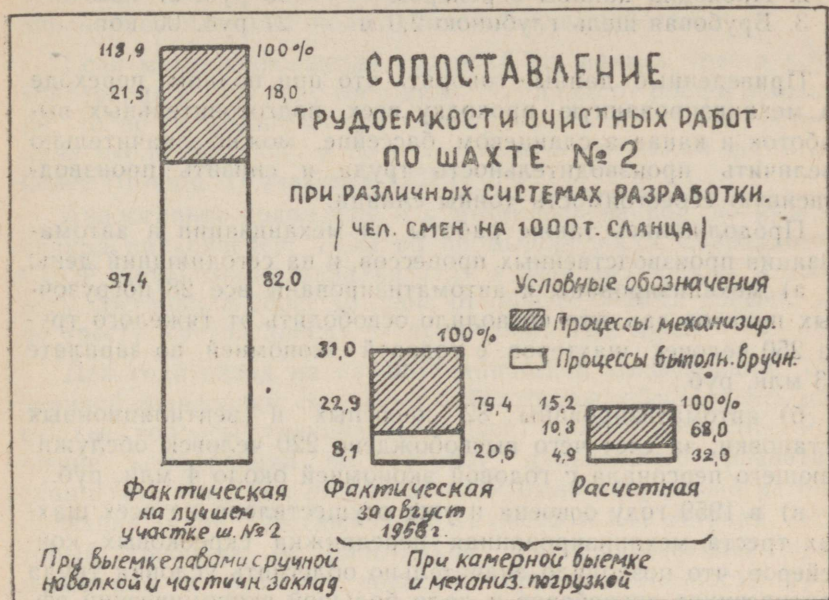


Рис 5

К недостаткам проводимой работы следует отнести:

- а) отсутствие надежного способа контроля за установкой применяемого штангового крепления;
- б) большие потери рабочего времени, доходящие до 25 проц. в лучшие месяцы работы камер;
- в) полностью не решены все вопросы при производстве буровзрывных работ и проветривании камер.

В истекшем году продолжалась работа по механизации прохождения подготовительных выработок и канавных работ. В течение года механизированным способом было пройдено 9600 пог. метров горных выработок и около 20000 пог. метров канав.

Проводимая работа показала, что при прохождении панельного штрека механизированным способом имеется снижение себестоимости на сумму 20 руб. 08 коп. на 1 пог. метр проходки по сравнению с ручным способом.

Технико-экономический анализ проходки канав (см. таблицу 4) показывает, что самым наивыгоднейшим способом проходки является — проходка врубовой щели с помощью врубовой машины, который дает экономию по сравнению с ручной проходкой 52 руб. 63 коп. на 1 пог. метр проходки канав.

**Стоимость прохождения 1 пог. м канавы глубиной  
2 м различными способами по шахте № 6.**

- |                                 |                   |
|---------------------------------|-------------------|
| 1. Проходка канавы вручную      | — 79 руб. 63 коп. |
| 2. Проходка канавы скрепером    | — 63 руб. 27 коп. |
| 3. Врубовая щель глубиной 2,0 м | — 27 руб. 00 коп. |

Приведенные данные говорят, что при полном переходе на механизированную проходку всех подготовительных выработок и канав в сланцевом бассейне, можно значительно увеличить производительность труда и снизить производственную себестоимость тонны сланца.

Продолжались также работы по механизации и автоматизации производственных процессов, и на сегодняшний день:

а) механизированы и автоматизированы все 28 погрузочных пунктов лав, что позволило освободить от тяжелого труда 250 человек шахтеров с годовой экономией по зарплате 4,3 млн. руб.;

б) автоматизированы 82 насосных и вентиляционных установки, за счет чего высвобождено 220 человек обслуживающего персонала с годовой экономией около 4 млн. руб.;

в) в 1959 году освоена и уже осуществлена на всех шахтах треста механизированная передвижка скребковых конвейеров, что позволило значительно облегчить условия труда переносчиков конвейеров и дало большой экономический эффект;

г) решены вопросы автоматизации перекачных ленточных конвейеров на сборных штреках лав (РТУ-30 и КРШ-220);

д) в 1955—1959 годах произведены испытания и определен тип металлического крепления для лав с управлением кровли с помощью частичной закладки обрушением;

е) освоена цикличная организация труда в очистных забоях на 1 и 1,5 цикла в сутки и улучшена структура штата;

ж) освоена и перекрыта проектная мощность шахт.

Проделанная работа позволила без увеличения количества рабочих перейти на шести-семи часовой рабочий день и улучшить технико-экономические показатели работы шахт.

Так, например, среднемесячная производительность рабочего по эксплуатации с 67 тонн в месяц в 1955 году возросла до 84,7 тонны в месяц в 1959 году (125,3 проц.) и до 86,9 тонны за 4 месяца 1960 года (130 проц.); себестоимость одной тонны сланца с 36 руб. 32 коп. в 1955 году снизилась до 34 руб. 74 коп. (95,6 проц.) в 1959 году и до 33 руб. 89 коп. за 4 месяца 1960 года (92 проц.); среднемесячная производительность электровоза с 19800 тонно-километров в месяц в 1955 году возросла до 38900 тонно-километров (191 проц.) в 1959 году.

Несмотря на то, что по некоторым показателям — по производительности труда, подвиганию очистной линии забоя, прохождению подготовительных выработок, снижению себестоимости одной тонны добываемого сланца — наш бассейн опережает угольные шахты Советского Союза, бассейн значительно отстает от всех угольных бассейнов СССР по механизированной проходке подготовительных выработок.

Если механизированная проходка на шахтах треста «Эстонсланец» в 1959 году составила 14,8 проц. от общей проходки, то по промышленности Совнархозов СССР, она составляла около 60 проц., а по отдельным республикам достигла более 70 проц. (Казахская ССР).

Аналогичное положение и с механизированной погрузкой сланца на конвейер. Если по промышленности Совнархозов СССР механизация навалки угля в очистных забоях в 1959 году составляла более 40 проц. от общего объема добычи, то по тресту «Эстонсланец» — всего лишь 12,1 проц.

Два года назад на научно-технической конференции, созванной правлением Эст. Респ. НТО горное, обсуждались насущные вопросы сланцедобывающей промышленности. Решение конференции по вопросу дальнейшего развития сланцевого бассейна Эстонской ССР было направлено на выполнение задач, поставленных XI съездом КП Эстонии, который требовал от работников сланцедобывающей промышленности резкого подъема производительности труда шахтеров, снижения себестоимости сланца и повышения рентабельности всей сланцевой промышленности, а также принятия мер по механизации трудоемких процессов, в частности, по навалке и обогащению сланца.

Сегодня можно подвести итоги выполнения принятого нами на конференции решения. Для этого рассмотрим это решение по пунктам.

#### **Первый пункт решения гласил:**

Считать крайне необходимым начать в 1958 году строительство первой в Эстонской ССР опытной обогатительной фабрики для механического обогащения сланца методом мокрой отсадки.

В настоящее время первая цепочка опытной обогатительной фабрики на шахте № 10 уже построена (смотри рисунки 6, 7, 8, 9). Первые промышленные испытания показали, что метод обогащения сланца с помощью мокрой отсадки реален. С освоением механического обогащения решается вопрос комплексной механизации добычи сланца.

#### **Второй пункт решения гласил:**

В порядке внедрения новых методов обогащения считать целесообразным форсировать промышленные испытания метода обогащения сланца избирательным дроблением.

В настоящее время смонтирован грохот избирательного дробления ГДС на разрезе «Вивиконд» и проводятся промышленные испытания его (рис. 10).

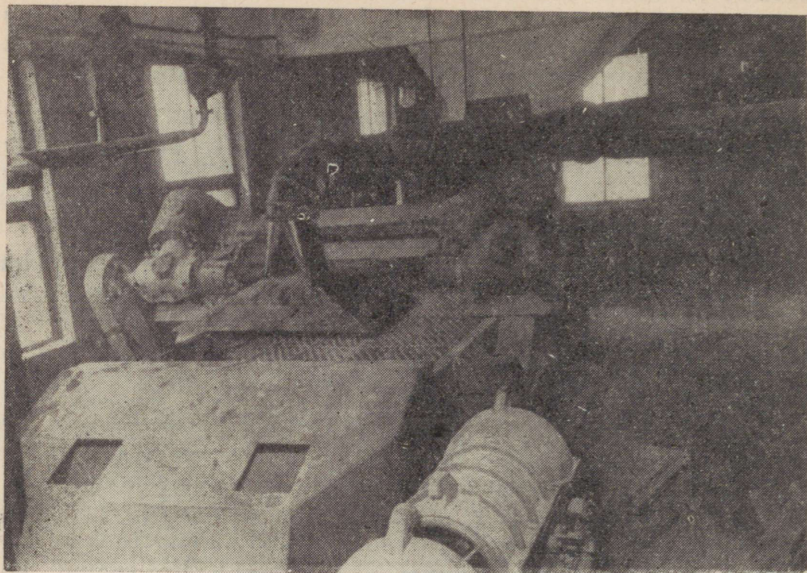


Рис. 6. Классификационный грохот ГУК-К.

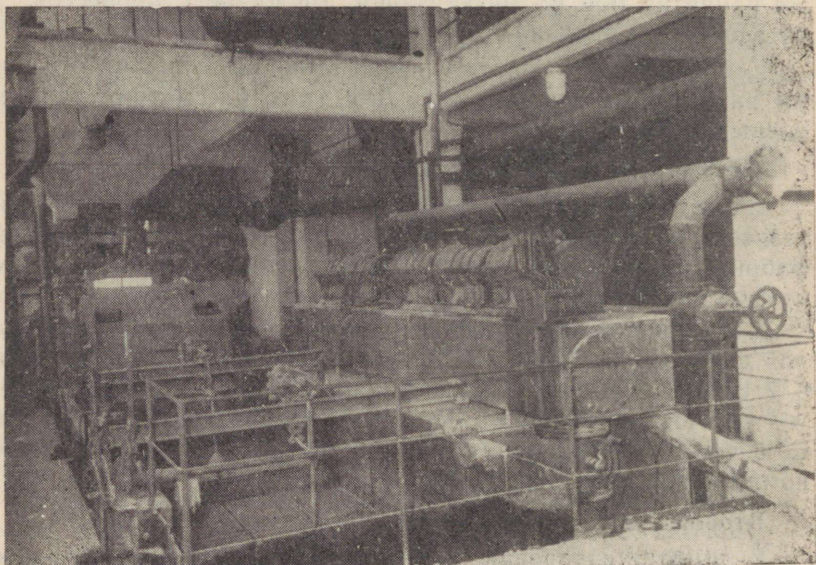


Рис. 7. Отсадочная машина БОМС-10.

Третий пункт решения конференции гласил:

Считать возможным в первую очередь комплексно механизировать все процессы при открытой выемке сланца, для

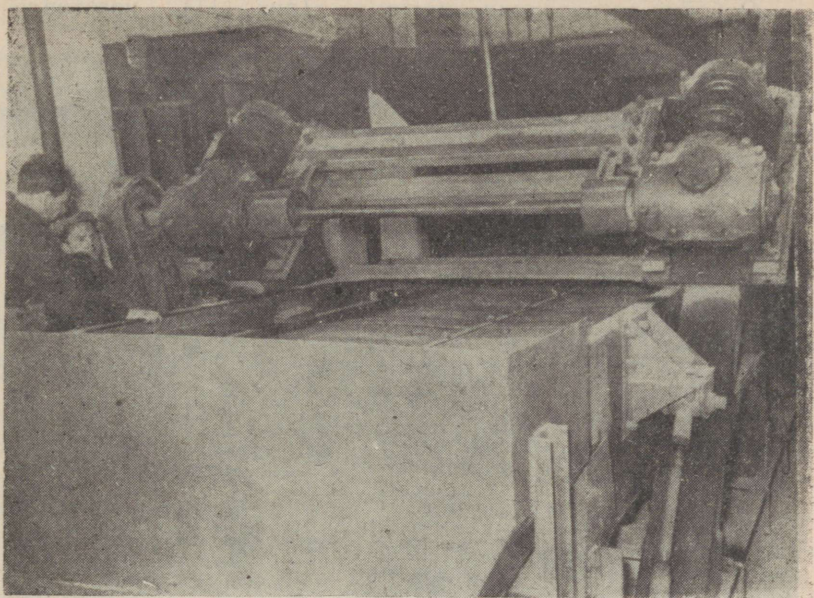


Рис. 8. Обезвоживающий грохот ГУК-О

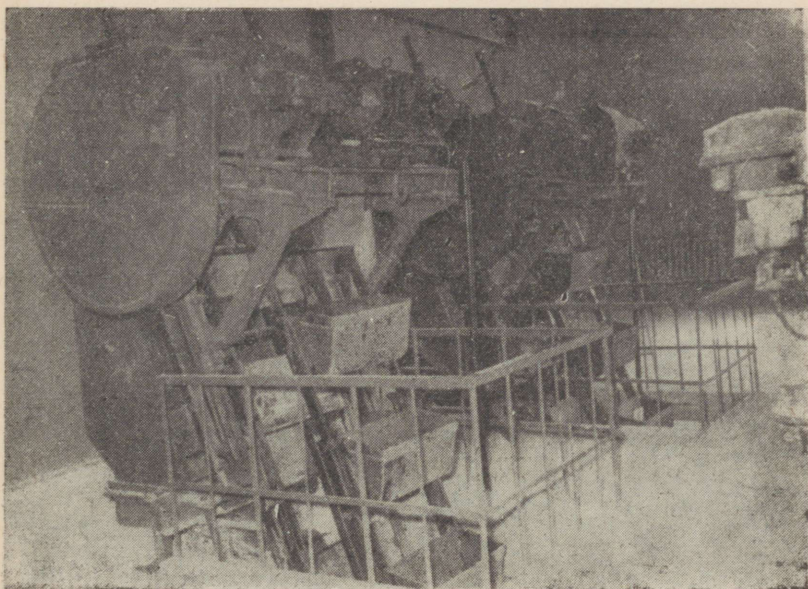


Рис. 9. Обезвоживающий элеватор.

чего ускорить изготовление и испытание опытного образца отбойно-погрузочной машины, запроектированной институтом «Гипроуглеавтоматизация».

Отбойно-погрузочная машина (рис. 11) изготовлена

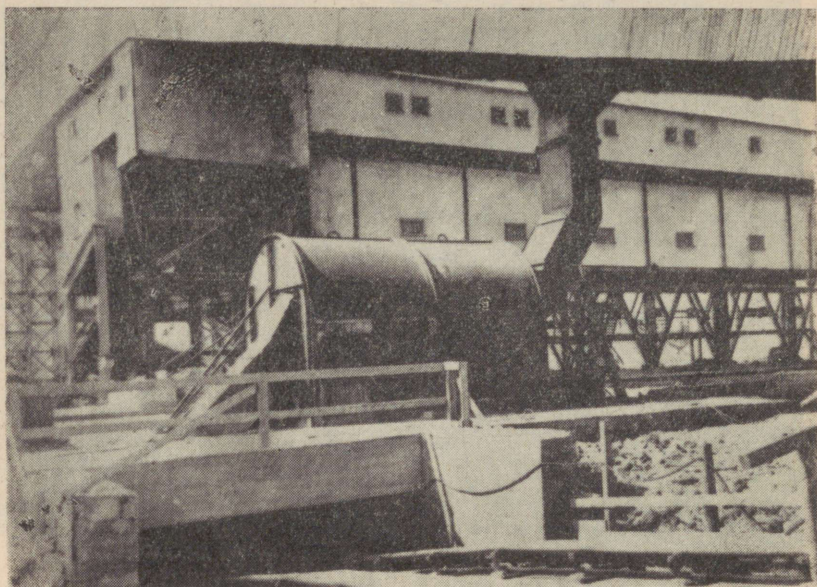


Рис. 10. Грохот избирательного дробления.

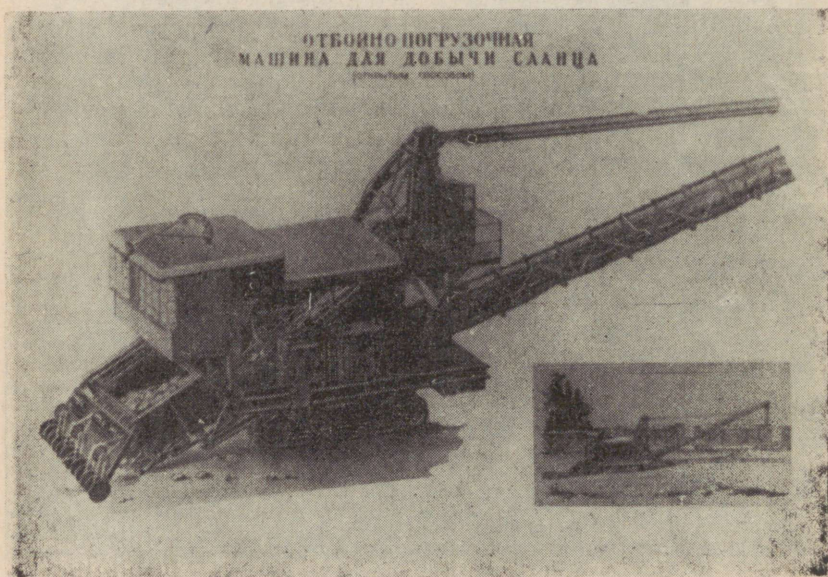


Рис. 11. Отбойно-погрузочная машина для сланцев ОПМ-1.

Таллинским машиностроительным заводом и смонтирована на разрезе «Вивиконд». При производстве испытаний неудачным оказался загребующий орган машины, который в настоящее время Институтом «Гипроуглеавтоматизация» переконструирован и в июне месяце 1960 года будет изготовлен, после чего будут продолжены испытания отбойно-погрузочной машины для селективной выемки сланца при открытых работах.

### Техническая характеристика отбойно-погрузочной машины

1. Производительность по сланцу (т/час)	80
2. Производительность по горной массе (т/час)	120
3. Ширина захвата рабочего органа (м)	3,8
4. Наибольшая толщина скальываемого слоя (мм)	800
5. Скорость движения рабочая (м/мин.)	до 3
6. Скорость движения транспортная (м/мин.)	до 6
7. Удельное давление на грунт (кг/см <sup>2</sup> )	1,4
8. Установленная мощность (квт)	270
9. Расход энергии на 1 т сланца (квт/час)	1,8
10. Вес машины (т)	89

#### Четвертый пункт решения гласил:

При открытой выемке сланца на вскрышных работах в соответствующих горно-технических условиях (на мелких карьерах) считать целесообразным применение мехлопат с 4—6 кубовым ковшом в соединении с отвалообразователями.

В настоящее время Институтом «Гипроуглеавтоматизация» совместно с Таллинским машиностроительным заводом

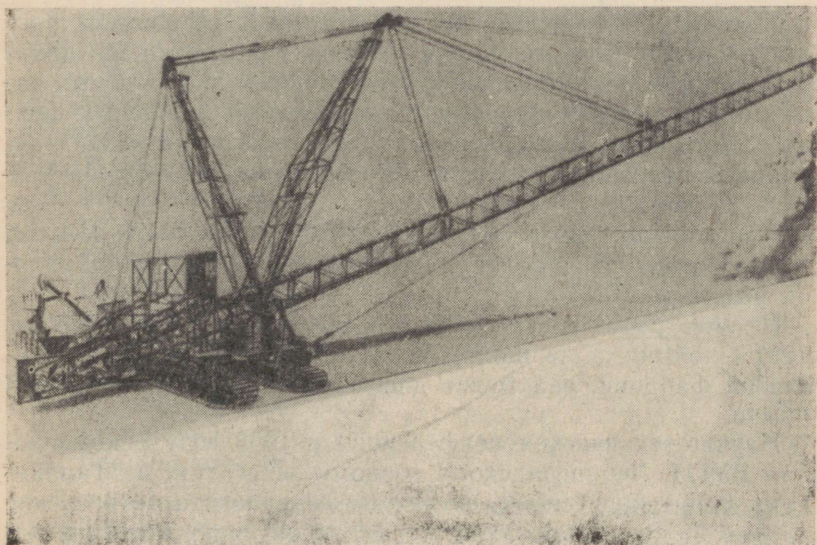


Рис. 12. Отвалообразователь для крупнокусковых крепких пород.

закончено проектирование мощного отвалообразователя (рис. 12).

### Техническая характеристика отвалообразователя

1. Производительность по разрыхленной породе (коэф. разрыхления $K=1,5$ ), (м <sup>3</sup> /час)	1000
2. Наибольший размер принимаемого куска породы (м)	1,2×0,8×0,5
3. Емкость загрузочного бункера (м <sup>3</sup> )	20
4. Вылет отвальной консоли конвейера (м)	60,3
5. Угол подъема отвальной консоли конвейера (град.)	20°
6. Высота насыпаемого отвала от уровня стоянки (м)	27,5
7. Тип отвального конвейера	ковшовой
8. Скорость движения отвального конвейера (м/сек)	1,2
9. Скорость движения гусеничного хода отвалообразователя (м/мин.)	7,2
10. Наибольшее удельное давление на грунт при работе (кг/см <sup>2</sup> )	2,6
11. Установленная мощность (квт)	420
12. Расход электроэнергии на 1 м <sup>3</sup> породы (квт/час)	0,3
13. Вес машины (тонн)	445
14. Габаритные размеры машины (м)	85×12,7×30,4

По плану новой техники этот отвалообразователь, стоимостью 3,5 млн. руб., будет изготовлен на Таллинском машиностроительном заводе в I квартале 1961 года.

#### Пятый пункт решения гласил:

Учитывая полученные предварительные результаты промышленных испытаний новых систем разработки на шахте № 2, считать целесообразным после проведения опытных работ по обогащению широкое применение на сланцевых шахтах камерной системы разработки как обеспечивающей наибольшую производительность труда и наименьшую себестоимость сланца.

В настоящее время уже на четырех шахтах (№№ 2, 4, 10, «Кява») имеются опытные участки камерной добычи с валовой выемкой.

Планом работ на 1960 год предусмотрено увеличение камерной добычи, а на шахте № 10, после освоения обогатительной фабрики, она будет доведена до 50 проц. от общей добычи.

Научно-техническая конференция в 1958 году рекомендовала ВУГИ, Ленинградскому горному институту и Таллинскому политехническому институту разработать технические условия на проектирование новых типов погрузочных и навалочных машин и конвейеров с учетом специфических условий работы на сланцевых шахтах Прибалтики.

В настоящее время, на основании протокольного решения

Совета Министров СССР от 9/X—59 г., Таллинским и Копейским заводами изготавливается комплекс оборудования для разработки месторождений сланца по техническим условиям, составленным ИГД АН СССР и Ленинградским горным институтом совместно с трестом «Эстонсланец».

В комплекс оборудования будет входить:

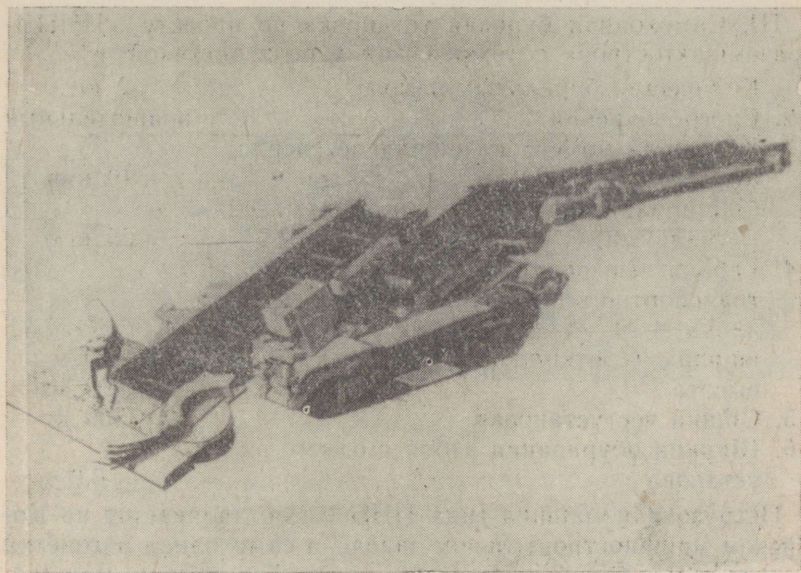


Рис. 13. Погрузочная машина ПНБ-3.

1. Мощная погрузочная машина ПНБ-3 (рис. 13), запроектированная «Гипроуглемашем», с технической характеристикой:

1. Производительность ( $\text{м}^3/\text{мин.}$ )	3
2. Питатель (т/час)	700
а) число качаний лап в минуту	30
б) ширина захвата (мм)	2000
3. Основные размеры:	
а) длина (мм)	8100
б) ширина (мм)	1950
в) высота (мм)	1750
г) клиренс (мм)	200
д) ширина (по гусеничному ходу)	1650
4. Вес машины (т)	17

II. Самоходная вагонетка по проекту «Гипроуглемаша» с технической характеристикой:

1. Вес груженой вагонетки (кг)	24000
2. Вес порожней вагонетки (кг)	11000
3. Емкость кузова, ( $\text{м}^3$ )	7,5

4. Грузоподъемность (при насыпном весе груза 1,8 тн/м <sup>3</sup> ) кг	13000
5. Скорость движения с грузом (км/час)	8,5
6. Максимальная скорость (км/час)	10
7. Электродвигатель:	
а) тип	КОФ 42-4
б) мощность (квт)	50
в) число оборотов (мин.)	1485

III. Самоходная буровая установка по проекту «ЦНИИ-Подземшахтострой» с технической характеристикой:

1. Количество бурильных машин	2 шт.
2. Способ бурения	вращательный
3. Крутящий момент на шпинделе сверла:	
а) при бурении	10 кгм
б) при завинчивании гаек штанг (максимальный)	25 кгм
4. Габаритные размеры установки в транспортном положении	
длина	— 7000 мм
ширина (с откидной подножкой)	— 2100 мм
высота	— 1900 мм
5. Общий вес установки	— 7500 кг
6. Ширина обуривания забоя с одного установа	— 6,0 м

Погрузочная машина типа ПНБ-3 изготавливается на Копейском машиностроительном заводе, а самоходная вагонетка и самоходная буровая установка — на Таллинском машиностроительном заводе.

В 1960 году этот отечественный комплекс оборудования, спроектированный для камерной системы разработок, будет впервые испытываться на одной из шахт Эстонии.

Научно-техническая конференция считала необходимым получение и испытание на шахтах Эстонской ССР импортного оборудования погрузочных и навалочных машин, самоходных вагонеток, телескопических конвейеров и др.

В 1960 году на шахте № 10 треста «Эстонсланец» будет испытан комплекс американского оборудования для камерной системы разработок. Этот комплекс будет состоять из погрузочной машины фирмы «Джой» типа 18 HR-2, двух самоходных вагонеток и двух буровых кареток.

Две самоходные вагонетки уже прибыли и разгружены.

В решении научно-технической конференции ставились также вопросы по определению оптимального содержания органики в технологическом сланце с точки зрения его добычи и переработки.

В течение 1959 года эта работа проводилась на шахте № 4 треста «Эстонсланец» Институтом экономики совместно с Институтом химии АН ЭССР. Подробный отчет по этому

вопросу приводится ниже в сообщении т. т. Кузнецова, Кагановича и Мийля.

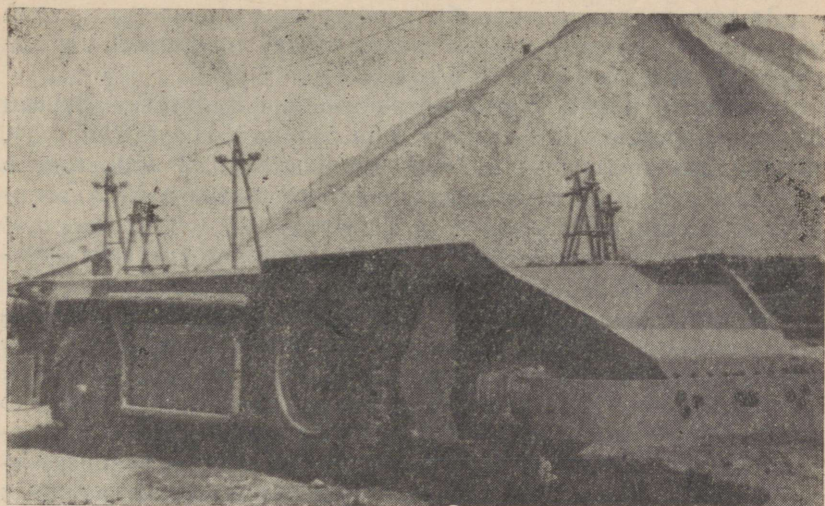


Рис. 14. Самоходная вагонетка типа 60E51.

Предварительные данные показали, что для переработки сланца в газогенераторах содержание органики в нем не должно превышать 30—32 проц.

Проделанная работа за 1958—1959 г. г. свидетельствует о том, что работники научно-исследовательских и проектно-конструкторских институтов проделали совместно с заводами-изготовителями и производственниками большую работу по механизации добычи и обогащению сланцев как для подземного, так и для открытого способов выемки.

В проводимой работе принимали участие институты: «Гипрошахт», Институт горного дела АН СССР, Ленинградский горный институт, Институт «Гипроуглеавтоматизация», Институт «Гипроуглемаш», Институт «ВНИИУглеобогащение», Институт сланцев, Институт экономики АН ЭССР, «ЦНИИПодземшахтострой» Госстроя СССР и заводы-изготовители: Таллинский машиностроительный, Копейский машиностроительный и Карагандинский им. Пархоменко.

В семилетнем плане развития народного хозяйства СССР на 1959—1965 г. г. уделяется большое внимание развитию сланцедобывающей промышленности. Так, по Эстонской ССР добыча сланца в 1965 году должна увеличиться в 1,8 раза по сравнению с уровнем добычи 1958 года. Таким образом, уже в 1965 году эстонский сланцевый бассейн должен добыть 16,5 млн. тонн сланца.

За этот период (1959—1965 г. г.) должны войти в строй новые предприятия по добыче и потреблению сланца.

Только на промышленное строительство сланцедобывающих предприятий предусмотрено израсходовать 657 млн. рублей, в 2,8 раза больше, чем нами было освоено в 1945—1957 годах.

За этот период должны быть построены и введены в строй два мощных разреза и одна шахта общей проектной мощностью 8,4 млн. тонн сланца в год.

Проектом плана предусмотрен ввод в действие карьера № 1, мощностью 4,2 миллиона тонн сланца в год в 1961 году, механизированной шахты № 7, мощностью 1,2 млн. тонн в год — в 1962 году и механизированного разреза № 2, мощностью 3 млн. тонн в год — в 1963 году.

В 1964 году должно начаться строительство третьего крупного разреза № 3 мощностью 2,8 млн. тонн.

Таким образом, в 1965 году добыча сланца открытым способом будет составлять 40 проц., а затем превысит 50 проц. от всей добычи сланца по Эстонской ССР.

Одновременно со строительством новых предприятий по добыче сланца будет произведена реконструкция действующих шахт, в первую очередь шахт № 10 и № 8, а реконструкция поверхностных комплексов будет произведена по всем шахтам бассейна.

Сравнивая технико-экономические показатели выемки сланца подземным и открытым способами по существующим проектам «Гипрошахт» разреза № 1 и шахты № 7 треста «Эстонсланец», можно сделать вывод, что производительность труда, себестоимость добычи тонны сланца и удельные капиталовложения на 1 тонну добычи сланца говорят в пользу открытых разработок.

Таблица 5.

№№ п/п	Показатели:	Шахта № 10	Разрез № 1	Шахта № 7
1.	Проектная мощность	млн. тонн 1,5	4,2	1,2
2.	Производительность рабочего по эксплуатации	тонн 126,7	470	136
3.	Себестоимость:			
	рядового сланца	руб. 24—16		
	обогащенного сланца	руб. 26—24	14—33	25—66
4.	Сметная стоимость по реконструкции	млн. руб. 49,9	319	160
5.	Затраты на 1 тонну проектной мощности	руб. 100	76	133

Говоря о ближайших работах по механизации и автоматизации очистных и подготовительных работ, по нашему мнению, следует идти по пути развития камерной выемки на шах-

тах, где будет производиться механическое обогащение сланца, а там, где не будут построены обогатительные фабрики, следует совершенствовать существующую систему выемки за счет увеличения длины лавы до 150—200 метров, применения в них более мощных конвейеров, а также изменения режима работы участков.

Если уже сейчас шахты № 6, № 10 и другие работают на двухсменном режиме работы участка при одноциклическом графике, то нам необходимо стремиться, чтобы цикл в сутки осуществлять на односменном режиме работы участка. Это позволит изменить структуру участка в сторону уменьшения обслуживающего персонала.

Все шахты нашего бассейна в течение 1961 года должны полностью механизировать прохождение подготовительных выработок и тем самым занять одно из первых мест в Советском Союзе по механизации проходки подготовительных выработок. Для этого у нас есть все условия.

В течение одного-двух лет 60—70 проц. горных выработок должны крепиться штанговым креплением, а установка их должна производиться механизированным способом.

В течение 1961—1962 г. г. все лавы эстонского месторождения перейдут на крепление металлическими стойками постоянного сопротивления типа ДРКУ-3В или М-90, что позволит резко сократить расходы леса (до 40 проц.) и значительно снизить себестоимость.

В 1961 году будет завершена автоматизация всего водотливного хозяйства, а в 1963—1965 г. г. — автоматизация стрелочных переводов на подземном транспорте и автоматизация технологических комплексов поверхности.

Все это даст возможность перекрыть контрольные цифры семилетки и досрочно выполнить задания, установленные на конец 1965 года.

## О ПРИМЕНЕНИИ ПОГРУЗОЧНОЙ МАШИНЫ УП-3 НА СЛАНЦЕВЫХ ШАХТАХ

А. ТАЛВЕ, Ю. САМЛАН  
*Институт сланцев.*

В настоящее время самой трудоемкой операцией на подземных работах является ручная навалка сланца в лавах и погрузка горной массы при проходке подготовительных выработок. Уровень развития техники на современном этапе позволяет полностью механизировать эти операции. На очистных работах для этого необходимо перейти на камерную систему разработки, которая в данное время применяется еще крайне недостаточно. На подготовительных работах удельный вес механизированной погрузки также низок. Так, в 1959 году на шахтах треста «Эстонсланец» было пройдено 65101 метр подготовительных выработок, в том числе с механизацией погрузки только 9729 м или 15 проц.

Главной причиной низкого уровня механизации работ по погрузке горной массы является недостаточное количество машин и отсутствие подходящего типа погрузочной машины для сланцевых шахт. Погрузочные машины С-153 и О-5 были предвидены для угольной промышленности и поэтому в условиях сланцевых шахт они оказались ненадежными в работе.

Работоспособность машин О-5 длительное время проверялась на камерном участке шахты № 2 (с 1957 г. по 1959 г.) и на подготовительных работах на шахте № 6. В ходе проверки был выявлен ряд конструктивных недостатков, и главный из них недостаточная жесткость основных частей машины.

Наилучшие результаты по применению погрузочных машин О-5 на проходке получены на шахте № 6, где в шахтных условиях успешно производятся и капитальные ремонты. В 1959 году на этой шахте было пройдено с механической погрузкой 5516 м или 62 процента подготовительных выработок.

Результаты, достигнутые в 1959 году на других шахтах, приведены в таблице № 1.

### **Промышленные испытания погрузочной машины УП-3**

В июле 1959 года трест «Эстонсланец» получил с Копейского машиностроительного завода 10 погрузочных машин типа УП-3, которые были распределены:

в камерный участок шахты № 2 — 4 машины

в камерный участок шахты № 10 — 4 машины

на подготовительные работы шахты № 4 — 2 машины.

Следует отметить, что уже при получении машин УП-3 выяснился ряд недостатков в их работе из-за заводских дефектов. В ходе эксплуатации машины, работающие в камер-

**Проходка подготовительных выработок на шахтах  
треста «Эстонсланец»  
Выполнение за 1959 год**

Наименование работ	Наименование шахт										Итого
	Кукрузе	Кява-2	№ 2	№ 4	№ 6	№ 8	№ 10	Убья			
Проходка подготовительных выработок (в пог. м.)	7408	9421	8849	8934	8894	8271	12640	684		65101	
В том числе, основных	5651	7930	7910	6572	7380	7584	9768	541		53336	
Пройдено механизир. способом	1069	—	1096	1948	5516	—	1000	—		9729	
Процент мех. проходки	14,4	—	12,4	21,8	66,0	—	—	—		14,9	
Кол-во погрузочн. машин О-5	—	—	1	1	7	—	—	—		1	
Кол-во погрузочн. машин С-153	—	—	4	2	—	—	—	—		10	
Кол-во погрузочн. машин УП-3	1	—	—	—	—	—	—	—		1	
<b>П л а н а 1960 год</b>											
Проходка подготов. выработок (всего м)	5108	6000	9000	8500	8750	8000	12240	—		57598	
В том числе, основных механиз. проходка	4198	5020	8200	6685	7195	7400	10380	—		49078	
Проц. проходки	1000	—	1250	3650	6000	1100	—	—		13000	
	19,6	—	13,9	42,9	68,6	13,8	—	—		22,6	

ных участках, требовали значительного ремонта и усиления конструкций.

В ноябре месяце 1959 года был произведен технический осмотр всех погрузочных машин УП-3 в присутствии представителей завода, которые пришли к выводу, что причиной выхода из строя машин УП-3 является не соответствие их условиям эксплуатации машин (большое содержание известняка в горной массе и большие размеры кусков породы).

После этого, с 20 декабря 1959 г. по 10 января 1960 г., Институт сланцев Совнархоза ЭССР проводил промышленные испытания погрузочной машины УП-3 на шахте № 10 треста «Эстонсланец».

Целью этих испытаний являлось:

1. Проверка работоспособности машины УП-3 и правильности ее параметров для погрузки горной массы в условиях разработки камерами и проходки подготовительных выработок на сланцевых шахтах.
2. Проверка технических показателей машины.
3. Учет всех неполадок, связанных с конструкцией машины.
4. Разработка рекомендаций и предложений по применению машины УП-3.

### Характеристика условий работы машины УП-3

Во время промышленных испытаний, испытываемый образец машины УП-3 работал в камере № 13 шахты № 10. За время испытаний в данной камере было выполнено 37 циклов и пройдено 63,3 м при среднем подвигании забоя камеры 1,71 м. Средний объем за цикл погруженной горной массы был 42,4 м<sup>3</sup> или ориентировочно 84,8 т. За весь период испытаний было погружено 1470 м<sup>3</sup> горной массы или 2939 тонн.

Средняя ширина камеры колебалась в пределах 8,0 и высота камеры 3,1 м.

Промышленный пласт, где проводились испытания, состоит из чередующихся между собой 6 прослоек сланца и 4 прослоек известняка. Мощность промпласта 3,09 м, в том числе 0,63 м или 20,4 проц.—мощность чистых известняковых прослоек. Крепость сланцевых прослоек по Протоdjяконову колеблется в пределах =1—3 и известняковых прослоек =5—8.

Необходимо отметить сравнительно большую кусковатость горной массы: фракция +300 мм составляет примерно 15—25 процентов.

### Результаты проверки технических показателей

- а) Техническая производительность (по чистому времени погрузки):

средняя	— 107,7 часа
максимальная	— 116,3 часа

Эксплуатационная производительность (с учетом маневров и простоев, связанных с работой машины):

средняя	— 72,8 т/часа
максимальная	— 82,8 т/часа

Фактическая эксплуатационная производительность (с учетом всех простоев):

средняя	— 46,6 т/часа
максимальная	— 50,0 т/часа

б) Распределение времени погрузки по отдельным операциям:

1. Чистое время погрузки	— 0,84 часа (36,4 проц.)
2. Маневры	— 0,56 часа (23,3 проц.)
3. Простои, связанные с работой машины	— 0,04 часа (1,7 проц.)
4. Простои, не связанные с работой машины	— 0,89 часа (38,6 проц.)

Всего: 2,31 часа.

в) Развиваемая маневровая скорость составляла 14,0 м/мин.

г) Развиваемое статистическое усилие ходовой части:

1. На сухой почве — 3500 кг.
2. На сырой почве — 1500 кг.

д) Удельный расход эл. энергии — 0,183 квт-час/т;

е) Среднее значение потребляемой мощности:

- а) при погрузке — 7,5 квт.
- б) при маневрах — 2,9 квт.

ж) Среднее значение тока:

- а) при погрузке — 30,2 а
- б) при маневрах — 9,4 а

з) Среднее значение  $\cos \varphi$ :

- а) при погрузке — 0,37
- б) при маневрах 0,46

### Оценка работоспособности погрузочной машины УП-3

Все узлы машины УП-3 сконструированы и приспособлены к определенным условиям. Но поскольку горногеологические условия бывают очень различны, необходимо иметь целую серию погрузочных машин, где каждая машина имела бы определенную область применения. Погрузочная машина УП-3 по паспорту предназначена для механизации погрузки угля и породы при проведении горизонтальных выработок по чистому углю и с присечкой породы, а также для погрузки угля в очистных забоях. Наибольшая кусковатость, допускаемая при работе этой машиной, 300 мм, но

наиболее производительна она работает при кусковатости до 100 мм.

Чтобы успешно справляться с погрузкой горной массы, для сланцевых шахт требуется сравнительно тяжелая и жесткая погрузочная машина. Подобная машина создается сейчас на Копейском машиностроительном заводе.

Однако потребуется определенный промежуток времени, пока машина будет испытана и налажен ее серийный выпуск. Гарантия о том, что новый вариант машины не потребует значительных изменений конструкции пока отсутствует.

Промышленные испытания первых серий машин марки УП-3 показали, что производительность машины УП-3 удовлетворительная. Удачным можно считать общий принцип погрузки, кинематику загребающего органа и компоновку машины. Способ передвижения машины при помощи гусеничного хода соответствует условиям сланцевых шахт.

При разработке новой серии этой машины, желательно было бы снабдить ее приспособлением в виде манипулятора со сверлом для бурения скважин под штанговую крепь и завинчивания гаек устанавливаемых штанг (на базе электро-сверла СА-1). В целях успешного использования машины УП-3 в условиях сланцевых шахт, необходимо значительно усилить жесткости машины и сделать некоторые изменения в конструкции отдельных частей.

По отдельным узлам машины необходимо сделать следующие замечания:

### П и т а т е л ь

Для работы в условиях сланцевых шахт считать подходящим:

- а) принцип погрузки и кинематику исполнительного органа;
- б) компоновку с отдельным двигателем для питателя;
- в) мощность электродвигателя питателя;

Требуется внести изменения:

- а) усилить крепление редукторов загребающих лап;
- б) усилить гайки для крепления осей загребающих лап;
- в) усилить крепление носа питателя;
- г) усилить сечение лап в месте крепления их в кулисе;
- д) увеличить подвижность лапы в шарнире (в месте крепления к кулисе) в вертикальном направлении, чтобы предупредить задевание лап за почву и уменьшить динамические удары;
- ж) снабдить питатель боковыми щитками.

### Гусеничный ход

Для работы в условиях сланцевых шахт считать подходящими:

- а) наличие гидравлического управления;
- б) компоновку с отдельным двигателем;

- в) возможность двухстороннего управления;
- г) мощность электродвигателя.

Необходимо изменить:

- а) значительно повысить механическую жесткость рамы;
- б) изменить конструкцию крепления редуктора к раме;
- в) обеспечить термическую обработку всех шестерен редуктора;
- г) усилить крепление к раме кронштейнов для питателя и поворотного стола;
- д) усилить крепление к раме гидроцилиндра для подъема питателя;
- е) улучшить качество литья траков;
- ж) снабдить соединительные пальцы траков головками с одной стороны (с внешней);
- з) улучшить конструкцию масленки для смазки опорных катков;
- и) снабдить гусеничный ход двумя скоростями: для погружки — 10—15 м/мин. и для маневров — 25—30 м/мин.

### Скребковый транспортер

Для работы в условиях сланцевых шахт считать подходящими:

- а) наличие гидравлического привода механизма поворота стрелы;
- б) диапазон подъема стрелы.

Необходимо сделать изменения:

- а) усилить вертикальные бортовые листы на конце стрелы;
- б) увеличить степень упругости пружинных полос поворотного стола;
- в) улучшить конструкцию шарниров поворотного стола;
- г) усилить крепление хомутов, крепящих натяжной винт скребкового транспортера;
- д) улучшить способ смазки выносного и промежуточного валов транспортера;
- е) желательно увеличить угол поворота стрелы и длины транспортера на 1,0—1,5 м при сохранении механического поворота и общей подвижности машины.

### Гидравлическая система

Гидравлическая система работает в основном достаточно надежно, однако необходимо:

- а) улучшить качество резиновых уплотнений;
- б) усилить крепление предохранительного клапана гидросистемы к баку;

в) изменить расположение гидропроводов фрикционов редуктора;

г) ускорить выполнение отдельных операций гидросистемы.

### Управление и осмотр машины

Благодаря наличию двухстороннего управления обслуживание машины во время работы простое и надежное.

Во время осмотра и ремонта все основные узлы доступны.

В ходе эксплуатации в погрузочных машинах силами шахт были сделаны следующие изменения:

1. Усилено крепление редуктора ходовой части к раме ходовой тележки.

2. В целях избежания выпадания вала увеличена жесткость бортов в месте крепления натяжной головки скребкового транспортера.

3. Соединительные пальцы гусеничной цепи с одной стороны снабжены головками.

4. Заменены боковые листы из пружинной стали транспортера на листы из стали ст. 3.

5. Питатель снабжен боковыми щитами.

По результатам промышленных испытаний машины УП-3 сделаны следующие выводы:

1. По своим техническим параметрам погрузочная машина может быть применена в условиях сланцевых шахт.

2. Конструкция машины требует усиления и значительных переделок, связанных с приспособлением машины к условиям работы в сланцевых шахтах.

3. Рекомендовать создать специальную модификацию машины УП-3 для сланцевых шахт, учитывая все предложения по усилению конструкции машины.

4. Необходимо предъявить к обслуживающему персоналу более высокие требования при эксплуатации машины.

5. При ведении взрывных работ обеспечить более равномерное дробление горной массы, уменьшая до минимума содержание фракции +300 мм.

6. В целях выполнения качественного ремонта и резкого уменьшения затрат на ремонт необходимо обеспечить снабжение машин запчастями.

7. Ввести индивидуальный учет выполненной работы у каждой машины.

8. Снабдить машину манипулятором для обеспечения механизации установки штанговой крепи.

### Эффективность использования погрузочной машины УП-3

#### а) на подготовительных работах.

На шахте № 4 погрузочные машины УП-3 работают

только на проходке подготовительных выработок. В течение одного месяца одной машиной пройдено 152 м панельного штрека и 115—169 м сборных штреков. За смену машины выполняют 1—1,2 цикла на панельных и до 2 циклов — на вентиляционных и сборных штреках. Подвигание забоя за цикл составляет в панельных штреках до 1,9, а в вентиляционных и сборных штреках — 1,6 м при глубине шпуров, соответственно 2,2 и 2,0 м. Откатка вагонеток производится вручную до разминовки, которая находится от забоя на расстоянии до 100 м.

Чистое время, затраченное машиной на погрузку, составляет за смену 44—60 мин., в зависимости от сечения выработки и количества выполняемых циклов за смену.

Как при работе в камерах, так и в подготовительных забоях обнаруживается слабость конструкции машины. Но работа машины при проходке менее интенсивная и поэтому она работает там более надежно.

Сравнивая выше приведенные результаты работы машины УП-3 с результатами работы погрузочной машины О-5 на шахте № 6, можно сделать вывод, что на шахте № 6 темпы проходки ниже. За месяц одной машиной там проходят от 36 до 116 м, а среднее подвигание забоя на одну машину за месяц составляет всего 65,6 м. На шахте № 4 и «Кукрузе» соответственно 89,5 м и 89,0 м.

Относительно механизированной проходки можно сказать, что тип погрузочной машины не оказывает решающего влияния на скорость проходки. Главную роль здесь играет организация крепления буровзрывных работ, и особенно вспомогательных операций в очистных забоях.

#### б) В очистных забоях.

Размеры добычи камерных участков по оперативному учету приведены в таблице № 2.

Таблица № 2

	1959 г.					1960 г.		Всего (тонн)
	Месяцы					Месяцы		
	VIII	IX	X	XI	XII	I	II	
Шахта № 2	5324	6898	8755	12352	13023	12849	13041	72242
Шахта № 10	4292	7620	11136	10080	10934	12741	12659	69462

Технико-экономические показатели камерных участков приведены в таблице № 3.

Месяцы 1959 г.	Себестоимость 1 т. сланца (в рублях)	Производительность рабочего очистного забоя на выход (в тоннах)	Производительность рабочего на выход по участку (в тоннах)
По проекту камерного участка			
	14—10	22,3	12,5
Камерный участок шахты № 10			
VIII	20—60	12,6	6,4
IX	19—81	16,8	8,0
X	17—62	20,3	8,1
XI	17—35	20,5	8,4
Камерный участок шахты № 2			
VIII	18—49	17,8	7,2
IX	20—14	20,3	6,5
X	16—37	26,1	6,9
XI	14—44	28,1	9,0

За последнее время месячная добыча камерного участка с 4-мя погрузочными машинами составляет 12.000 тонн сланца, т. е. примерно 17.000 т. горной массы или 4250 т. на одну машину. При производительности 70 т/час машина расходует для погрузки месячной добычи 60 часов или 10 смен. При 4-х сменной работе это составляет 2,5 рабочих дня. Из месячного баланса времени погрузочная машина работает 10 процентов.

Для повышения эффективности применения погрузочных машин необходимо обратить особое внимание на улучшение организации работ.

На подготовительных работах скорость проходки в основном зависит от результатов взрывных работ и организации вспомогательных операций. Второстепенное значение имеет тип погрузочной машины. При настоящей организации работ в подготовительных забоях интенсивность использования машин крайне низка. Для более производительного их использования, необходимо улучшить качество взрывных работ и уменьшить время на вспомогательные операции. Для улучшения эффективности взрывных работ необходимо:

1. На шахтах постоянно заниматься опытами по буровзрывным работам и распространять опыты шахт и участков, достигших наилучших результатов.

2. Выяснить эффективность применения короткозамедленного взрывания на сланцевых шахтах.

3. Предъявлять поставщикам ВВ более строгие требования.

4. Применить буровые станки.

На вспомогательных работах необходимо улучшить организацию обмена вагонеток в забое.

Хорошие результаты дает применение перегружателя, под который можно подавать количество вагонеток, необходимое для выгрузки горной массы из одного цикла. Перегружатель состоит из длинной рамы легкой конструкции, привода и погрузочной воронки. Этот перегружатель может передвигаться по монорельсу, подвешенному к штангам. Передвижение вагонеток осуществляется при помощи лебедки или электроваза.

При однотонных вагонетках имеется возможность обмена вагонеток непосредственно у погрузочной машины, для чего можно использовать переносную стрелку, которая состоит из плиты специальной конфигурации и наваренных на нее бортиков. Такое приспособление легко перетаскивать при помощи погрузочной машины.

При проходке сборных штреков и нарезке лав можно рекомендовать применение конвейерного транспортера.

Крепление выработок производить штанговой крепью, установку которой можно механизировать путем применения манипулятора со специальным электросверлом, установленным на погрузочную машину.

При реализации вышеприведенных мероприятий месячное подвигание забоя на одну машину должно резко увеличиться и составить при двухсменной работе не менее 200—250 метров в месяц.

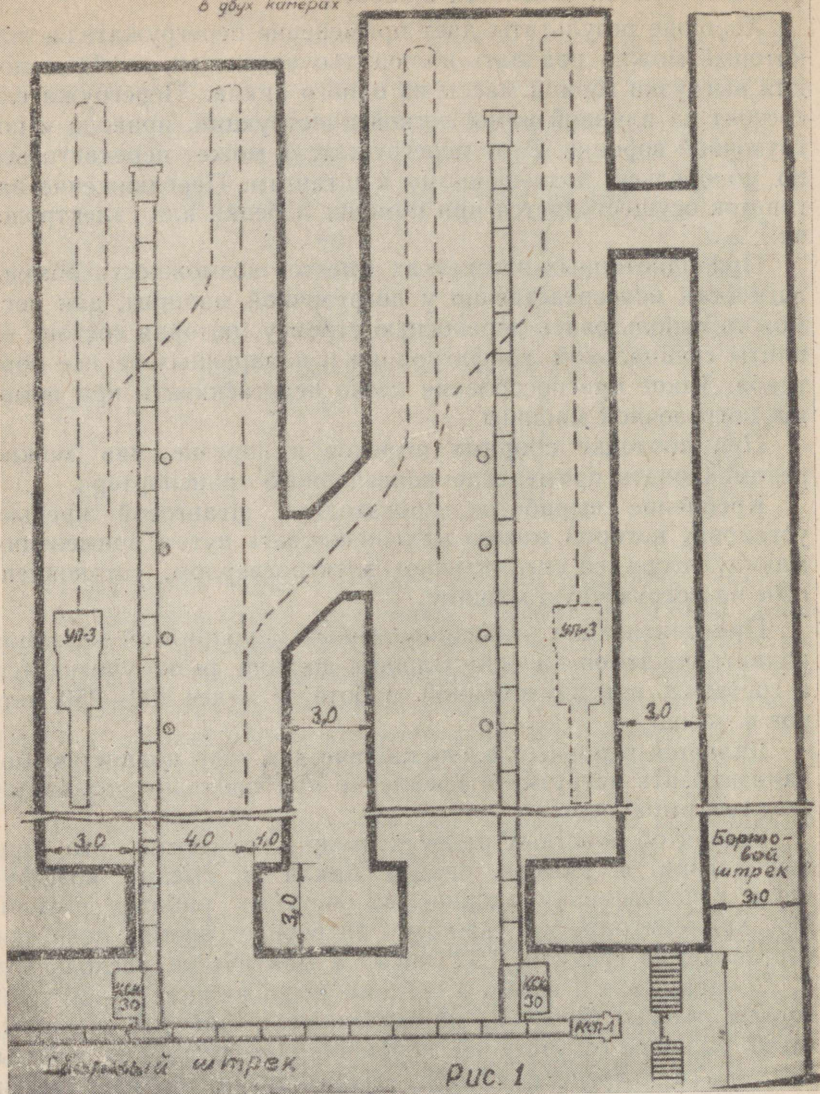
Является реальным в ближайшие два года полностью механизировать погрузку и крепление при проходке подготовительных выработок.

Говоря об очистных работах, можно отметить, что при выполнении в камере одного цикла в смену коэффициент использования машины на очистных работах низкий. По хронометражным данным потребное время погрузки составляет в среднем 1,42 часа, а фактически расходуется 2, 31 часа. За это время в среднем погружалось 75—80 тонн горной массы. Простои, не связанные с работой машины, были вызваны отсутствием порожняка, неполадками работы ленточного конвейера РТУ-30, некачественными взрывными работами, и т. п.

При нормальной работе машина развивает производительность 70 т. горной массы или 35 м<sup>3</sup> в целике в час. При подвигании 1,8 м. необходимо выгрузить из камеры 40—45 м<sup>3</sup> горной массы, для чего потребуется всего 1,5 часа или 25 процентов смены. Остальное время машина простаивает. Одна машина может обслуживать две соседние камеры. В этом случае после выполнения цикла в первой камере машину перегоняют через сбойку в соседнюю камеру, где все операции выполняются аналогично как и в первой камере (см. рис. 1).

При такой организации (чертеж) труда за три смены су-

Стена работы погрузочной машины УП-3  
в двух камерах



точная добыча достигает 805 тонн (в каждую смену работает по 3 машины, четвертая в резерве). Производительность труда забойного рабочего на выход возрастает до 44,7 т. и рабочего по участку на выход до 21,8 т., а участковая себестоимость 1 т. сланца составляет 12 рублей 35 копеек.

В результате обслуживания одной машиной двух соседних камер, коэффициент использования машины и производительность забойного рабочего возрастают в 2 раза, производи-

тельность рабочего по участку возрастает на 50 проц., а себестоимость 1 т сланца снижается на 12 проц.

Главным затруднением при внедрении указанном выше системы организации труда в настоящее время является проветривание. Для накопления опыта желательно сперва ввести такую организацию работы только в одной паре камер, а в дальнейшем перейти на нее в других камерах.

В целях повышения роли личной ответственности при обслуживании погрузочных машин рекомендуется, чтобы машины были прикреплены к определенным машинистам, число которых должно быть минимальное.

Действующие нормы выработки по погрузке 45—50 м<sup>3</sup> целлика в камере явно недостаточные, следовательно вполне реально повысить нормы выработки по погрузке на 120—150 м<sup>3</sup> целлика. Низкие нормы выработки по погрузке в настоящее время объясняются главным образом ненадежной работой погрузочных машин.

В настоящее время погрузочная машина используется только во время погрузки. При наличии манипулятора с приспособлением для установки штанговой крепи, коэффициент использования машины соответственно увеличится.

В целях улучшения использования погрузочных машин необходимо организовать индивидуальный учет выполненного объема работы на очистных работах ежемесячно и на подготовительных работах — по месяцам. Проведение плановых ремонтов также необходимо организовать по объему выполненной работы.

В энергетическом балансе Советского Союза запасы горючих сланцев занимают за каменным углем второе место, поэтому необходимо создать машины, приспособленные специально для работы в условиях сланцевых шахт и карьеров.

Работы по усилению погрузочных машин в заводских условиях обойдутся государству значительно дешевле, чем кустарная починка этих машин на рабочем месте.

Вопросы механизации можно решать только механизмами и именно такими механизмами, которые соответствуют конкретным условиям. В ближайшем будущем на очистных работах необходимо перейти на применение более тяжелых погрузочных машин, а на подготовительных работах могут успешно работать машины, подобные типу машин УП-3.

## ШТАНГОВАЯ КРЕПЬ НА ЭСТОНСКИХ СЛАНЦЕВЫХ ШАХТАХ

А. М. АЛЛИК.

*Ст. научный сотрудник, Институт сланцев*

В последние годы на эстонских сланцевых шахтах штанговая крепь получает все большее и большее распространение. Если в 1958 году на шахтах треста «Эстонсланец» металлической штанговой крепью было закреплено 5807 п. м. подготовительных выработок и 6734 м<sup>2</sup> кровли очистных камер, то в 1959 году уже — 7121 пог. м подготовительных выработок и 25790 м<sup>2</sup> кровли камер. Следует отметить также, что инженерно-технический персонал сланцевых шахт все более и более убеждается в преимуществах этого вида крепления.

Однако, нужно признать, что, учитывая оптимальные горногеологические условия для внедрения этой крепи на эстонском месторождении горючих сланцев, темпы этого внедрения являются еще медленными.

В 1959 году только 30 проц. откаточных выработок были закреплены металлической штанговой крепью, а другие подготовительные выработки ею почти не крепились. На 100 проц. такой крепью крепятся только камеры.

Одной из главных причин такого обстоятельства является то, что с 1953 года, когда, благодаря инициативе В. Н. Семевского, эта крепь была впервые опробована на шахте № 2, очень мало было сделано для того, чтобы устранить те недостатки, которые выявились в процессе ее опробования. Действительно, ведь до настоящего времени подготовительные выработки крепятся на сланцевых шахтах по существу таким же образом, как это было определено в 1953 году В. Н. Семевским.

Несомненно, что за 7 лет был накоплен большой опыт в применении штангового крепления. В частности Институтом сланцев были достигнуты определенные успехи в отношении создания оптимальной конструкции штанговой крепи для сланцевых шахт. Средняя несущая способность штанг с разрезной распорной муфтой (самозаклинивающихся) выражаемая максимальной нагрузкой, получаемой вытягиванием их прибором ПА-3 превышает 10 тонн. При этом, стоимость штанги близка к клинощелевым, а учитывая возможность их повторного использования — стоимость их уменьшается в сравнении с клинощелевыми в несколько раз.

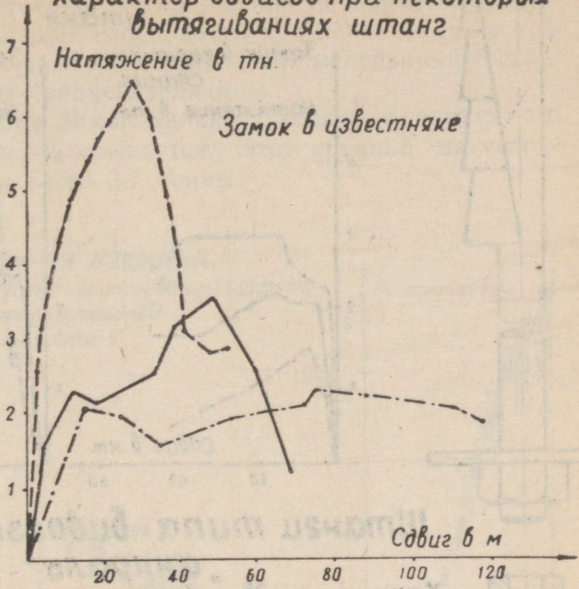
Институтом сланцев был сделан также ряд важных выводов в отношении работы различных конструкций штанговой крепи. В частности, было показано, что характер работы штанговой крепи и ее несущая способность различны в

# Штанги клинощелевые

Характер сдвигов при некоторых вытягиваниях штанг

Натяжение в тн.

Замок в известняке



# Штанги с двойным распорным клином

Характер сдвигов при некоторых вытягиваниях штанг

Замок в сланце

Натяжение в тн.

Замок в известняке

Натяжение в тн

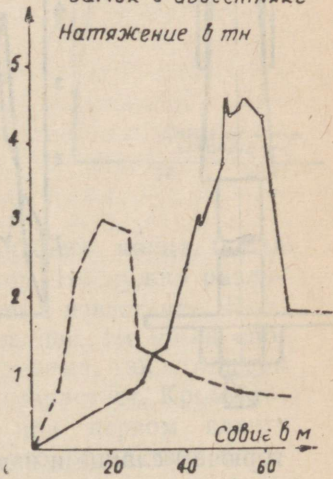
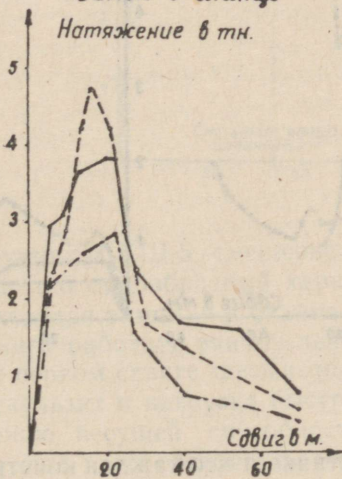
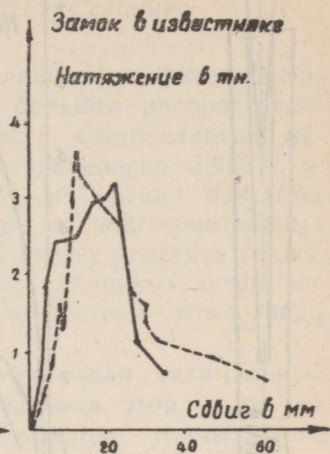
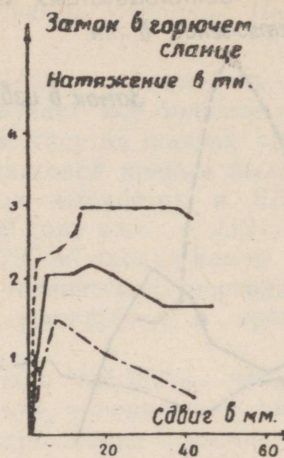


Рис. 1

## Штанги с боновыми ребрами закрепления



Характер сдвигов при некоторых вытягиваниях штанге



## Штанги типа видоизмененный "анкраль"



Характер сдвигов при некоторых вытягиваниях штанге

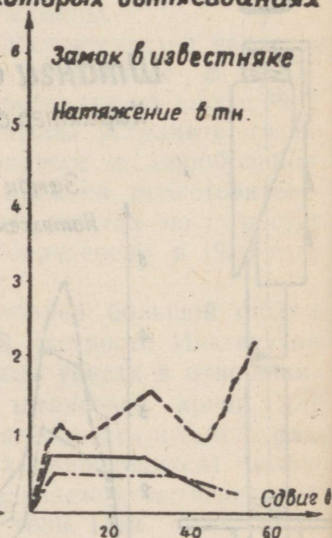
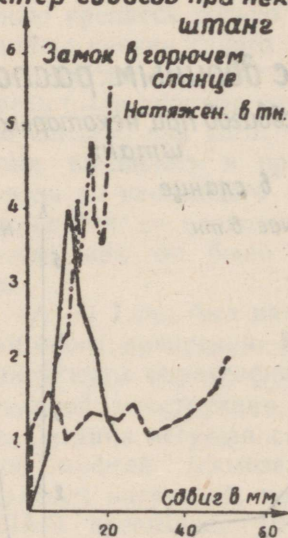


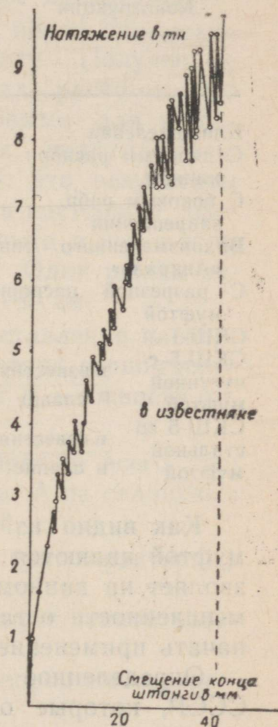
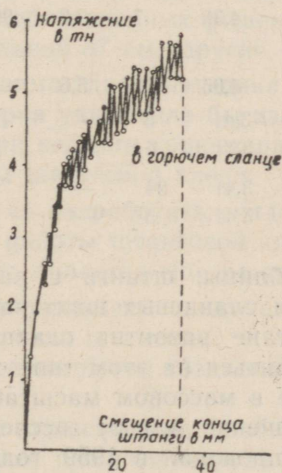
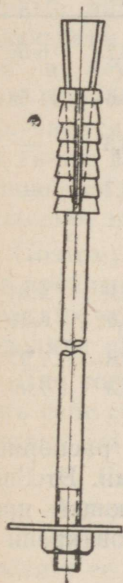
Рис. 2

горючем сланце и известняке и что каждая конструкция имеет свой типичный характер смещений в той или иной породе. Характеры работы штанг некоторых испытанных Институтом сланцев конструкций указан на рис. № 1 и № 2.

У клинощелевой конструкции смещение нижнего конца болта при вытягивании прибором ПА-3 имеет разнообразный характер. Несущая способность при первом сдвиге может быть и удовлетворительной и совершенно неудовлетворительной. Средняя же несущая способность при первом сдвиге всего 2 тонны, при этом разброс результатов вытягиваний составляет 60—90 проц. от средней величины.

С ростом нагрузки замок сильно скользит и при каком-то максимуме нагрузки срывается. Этот средний максимум нагрузки составляет всего 3,7 тонны.

**Характер изменения нагрузки,  
разбиваемой прибором ПА, при вытягивании штанги  
с разрезной распорной стальной  
мукрой типа СКШ-5**



У конструкции СКШ-5 смещение нижнего конца болта имеет совершенно однообразный характер. Но нужно различать, где находится замок — в сланце или в известняке. В известняке штанга работает значительно лучше. Несущая способность при первом сдвиге здесь неопределима, так как замок очень мало скользит и нагрузка быстро возрастает. Кроме того, определению несущей способности при первом сдвиге препятствует еще и то обстоятельство, что вследствие больших нагрузок, которым подвергается штанга при вытягивании, она удлиняется за счет упругих и необратимых остаточных деформаций. Нами были замерены упругие деформации

ции до 4 мм и неупругие размерами от 7 до 36 мм. Ввиду того, что прибор ПА рассчитан на нагрузку до 10 тонн, то средняя максимальная нагрузка, которую выдерживает штанга также не может быть определена, так как она в большинстве случаев превышает 10 тонн.

Таблица № 1.

**Результаты испытаний штанговой крепи различных конструкций прибором ПА**

Конструкция	Вес компл. длиной 1 м (кг)	Кол. вытянут. штанг	Средн. несущ. способность при первом сдвиге (тн)	Разброс результатов вытяг. (в проц.)	Сред. макс. натяж. (тн)	Стоим. компл. в сер. произ. (руб.)
Клинощелевая	5,44	10	2,0	60—90	3,7	6-52
С двойным распорн. клином	3,44	10	2,5	30—50	3,6	11-54
С боковым ребр. закрепления	3,10	9	2,0	55—80	3,3	—
Видоизмененного типа «Анкраль»	4,38	7	2,3	80—105	3,7	—
С разрезной распорной муфтой	4,06	11	5,6	30	—	—
СКШ-1	4,06	11	5,6	30	—	—
СКШ-5 с чугунной муфтой	в известняке 3,41	6	—	—	> 6,9	6,84
	в сланце 3,41	6	—	—	> 3,0	6,84
СКШ-5 со стальной муфтой	в известняке 3,41	24	—	—	> 9,8	7,99
	в сланце 3,41	5	—	—	> 5,3	7,99

Как видно из таблицы, штанги с разрезной распорной муфтой являются для сланцевых шахт наилучшими. Это позволяет на данном этапе развития сланцедобывающей промышленности остановиться на этом типе штанговой крепи и начать применение ее в массовом масштабе.

Определенное значение имеют исследования ИГД АН СССР, которые он проводил в 1959 году на шахте № 2 по изучению расслоения пород кровли в камерах и по определению натяжения штанг с помощью динамометров ДНА, а также многие работы, которые производились на сланцевых шахтах ВНИМИ.

Это по существу все то, что было сделано за 7 лет на сланцевых шахтах эстонского месторождения в области металлического штангового крепления. Кроме того, был получен некоторый опыт в отношении использования деревянных штанг.

Что же предстоит сделать в ближайшем будущем в этой области?

Важным вопросом, который надо разрешить Институту сланцев, является разработка наиболее рациональной мето-

дики расчета крепи и составления паспортов крепления для сланцевых шахт. Недостатком существующего метода составления паспортов штангового крепления является то, что он не учитывает несущую способность слоев непосредственной кровли и изменения в устойчивости ее. Из наблюдений известно, что местами кровля на сланцевых шахтах является настолько устойчивой, что крепь вообще не нужна или сетка крепления является слишком густой, в результате чего непроизводительно затрачивается металл и рабочая сила на изготовление штанг и крепление выработки. Местами же, при наличии трещиноватой и ослабленной карстовыми явлениями кровли, необходимо более усиленное крепление.

В настоящее время подсчитывается вес пород оказывающих давление на I-установленную штангу. Полученные данные являются основой для дальнейших расчетов. Но результаты последних получаются одинаковыми для устойчивой и неустойчивой кровли, для узких подготовительных выработок и для камер. Это значит, что результаты получаются неправильные. Длина штанг в настоящее время также выбирается только на основе опыта и нет в этом отношении никаких обоснованных решений. Одни шахты заказывают штанги длиной 87 см., другие — 180 см.

Поэтому, необходима такая методика составления паспортов крепления, которая учитывала бы изменения горно-геологических условий при ведении горных работ и в точности определяла параметры штанговой крепи.

Для того, чтобы ее разработать, надо прежде всего уяснить себе сущность работы штанговой крепи. А на сланцевых шахтах эта сущность является еще не ясной.

В. Н. Семевский различает следующие три характерных типа закрепления кровли штангами:

1. Укрепление кровли путем создания искусственной взаимосвязи ее слоев.
2. Подвешивание относительно слабых пород непосредственной кровли к более прочным породам.
3. Подвешивание к ненарушенным породам за пределами образующегося естественного свода.

Рассмотрим эти типы закрепления кровли и сделаем попытку уяснить себе сущность работы штанговой крепи применительно к условиям сланцевых шахт.

Усиление устойчивости кровли тем, что в ней с помощью штанг создается составная балка, прочность которой значительно больше, чем суммарная прочность отдельных составляющих слоев, на сланцевых шахтах навряд ли имеет место.

Известно, что на сланцевых шахтах кровля в подготовительных выработках и камерах после подработки расслаивается по определенным плоскостям на слои и пачки слоев мощностью приблизительно от 15 до 30 см и начинае

прогибаться. Сначала в прогибающихся слоях возникают упругие деформации, которые протекают мгновенно, а после все более и более развиваются необратимые неупругие деформации. Если в слоях такой мощности, как на сланцевых шахтах, возникают необратимые деформации прогиба пород, то это значит, что установленная через некоторое время после подработки штанговая крепь ни в коем случае не сможет снова скрепить эти слои так, чтобы получилась монолитная порода. Для этого надо было бы приложить снизу слишком большую силу. Наблюдения показывают, что в скрепленной штангами кровле остаются горизонтальные трещины расслоения пород. Поэтому, идеальная составная балка с ее прочностными свойствами, здесь получиться не может.

Рассмотрим типы закрепления кровли штанговой крепью путем подвешивания. Основываясь на работах Г. Н. Кузнецова и многих других, а также на результатах наблюдений, которые были сделаны на сланцевых шахтах, мы смотрим на нижний отслаивающийся слой непосредственной кровли в узких подготовительных выработках, как на балку жестко, защемленную в боках выработки. Часто такая породная балка может долго стоять без всякого крепления. Следовательно, в узких подготовительных выработках, где большую роль играет защемление в боках, о подвешивании какого-то слоя штангами к чему-то в прямом смысле этого слова, не может быть и речи.

Несколько иначе можно было бы смотреть, если не подходить к вопросу слишком педантично, в камерах, где ширина выработок больше и влияние защемления породы в боках уменьшается. Но здесь мы имеем, как показали работы ИГД АН СССР на шахте № 2, что породы, в которых закреплены замки штанг, сами опускаются.

Следовательно, подвешивание нижних слоев к крепкой породе — мосту или к естественному своду равновесия на эстонских шахтах фактически не существует и с таким представлением с известной натяжкой можно было бы согласиться для достаточно широких камер причем только в том случае, если замки штанг будут обеспечивать необходимую несущую способность и не будут проскальзывать, как это бывает у штанг конструкции СКШ. Поэтому этот вопрос надо еще изучать.

Мы предлагаем иначе смотреть на сущность работы штанговой крепи на сланцевых шахтах и в соответствии с этим иначе вести расчеты этой крепи.

Сущность работы штанговой крепи заключается не в скреплении слоев и образовании составной балки и не в удержании подвешенных пород. Этими процессами определяются только средства, путем которых крепь осуществляет свое действие. Сущность же ее работы заключается в том, что штанговая крепь замедляет и останавливает развитие деформации

прогиба пород в кровле и воспринимает на себя уже развившееся ко времени установки сравнительно незначительное горное давление.

Такое представление не является принципиально новым, но почему-то оно у различных авторов отодвигается на задний план.

После подработки породные слои в кровле выработки под действием собственного веса и боковых сил начинают прогибаться, при этом, как показали наблюдения в подготовительных выработках на сланцевых шахтах, прогибается сначала самый нижний слой в кровле, а после по очереди остальные. Если в такой прогибающейся кровле установить штанговую крепь, то для того, чтобы приостановить развитие прогиба нижнего слоя, эта крепь должна противопоставить ему снизу какую-то силу  $S$ , которая есть необходимое натяжение штанги.

Кроме понятия — необходимое натяжение штанги, нужно различать понятие — фактическое натяжение штанги, которое может быть больше или меньше необходимого натяжения.

Несущая способность замка штанговой крепи должна быть больше необходимого натяжения штанги, т. е. должно существовать условие:

$$P > S$$

Величину необходимого натяжения штанги может качественно характеризовать известная формула В. Д. Слесарева для величины среднего давления на единицу площади кровли выработки и для случая защемления ее в опорах, так как штанги должны полностью воспринять это давление. Эта формула:

$$p_2 = \gamma h - 2 k_p \frac{h^2}{l^2}$$

Основываясь на ней мы выводим:

$$S = \left( \frac{\gamma h l^2 - 2 a k_p h^2}{l_n} \right) l' \xi$$

Здесь  $S$  — необходимое натяжение штанги для того, чтобы предотвратить развитие прогиба нижнего слоя,

$\gamma$  — объемный вес породы, в среднем 2,2 т/м<sup>3</sup>

$h$  — мощность слоя

$l$  — ширина штрека или камеры

$k_p$  — предел прочности породы на растяжение

$h$  — количество рядов штанг

$l'$  — расстояние между штангами в ряду

$\xi$  — коэффициент безопасности

$a$  — коэффициент, учитывающий возникновение дополнительных деформаций в результате влияния фактора времени.

Таким образом, мы можем определить величину необходимого натяжения штанги, если будет известен ряд значений,

характеризующих прогиб горных пород, в том числе и прочность породы, мощность слоя и коэффициент, учитывающий фактор времени. Определение этого коэффициента является одной из научно-исследовательских работ, которую необходимо провести. Его можно определить по результатам измерений в тех точках подготовительных выработок, где начинается прекращаться расслоение.

Из этой формулы и из рассмотренного представления о сущности работы штанговой крепи вытекают важные практические следствия.

1. Необходимое натяжение штанги, т. е. то натяжение, которое замедляет и приостанавливает развитие прогиба первого слоя кровли, зависит, кроме других факторов, в значительной мере от физико-механических свойств породы и, в частности, от прочности ее. Чем прочнее порода, тем меньше необходимое натяжение штанги. При какой-то прочности это необходимое натяжение штанги будет равно нулю, т. е. штанговая крепь будет не нужна.

Это произойдет при пределе прочности на растяжение

$$K_p = \frac{\gamma l^2}{2ah}$$

По-видимому, у нас в откаточных подготовительных выработках при прочной кровле необходимое натяжение штанги равно нулю и только при слабой кровле и в камерах оно получает какое-то положительное значение. Такой вывод можно сделать, если подставить в выведенные нами формулы численные выражения. Этот вывод подтверждается тем, что при устойчивой кровле выработки могут стоять без крепления, а также тем фактом, что в некоторых подготовительных выработках, несмотря на то, что, как выяснилось при проверке штанги были плохо установлены и следовательно не держали, кровля не обрушалась. Необходимо следовательно найти границы, где нужно крепить штангами и где не нужно.

2. Расстояние между штангами также зависит от прочности кровли. Чем прочнее кровля, тем больше может быть расстояние между штангами. Наибольшим допустимым расстоянием является первый предельный пролет выработки. Это следует из предыдущего выражения для предела прочности на растяжение, преобразованием которого можно получить известную формулу В. Д. Слесарева:

$$l = \sqrt{\frac{2a k_p h}{\gamma}}$$

3. Понятие «необходимое натяжение штанги» является теоретическим, а величина его расчетной. Для целей же обеспечения безопасности важно знать фактическое натяжение штанги, которое должно быть больше необходимого. Это особенно важно знать в камерах и в подготовительных выработках, находящихся в зонах карстовых нарушений. Для опреде-

ления фактического натяжения штанг необходимо создать прибор, применяемый при установке каждой штанги. Созданием такого прибора занимается ИГД АН СССР. Эту проблему надо решить в этом году.

Фактическое натяжение штанги должно иметь свой максимальный предел. Для штанг, например, СКШ-5 таким пределом должна быть нагрузка, при которой штанга начнет деформироваться в результате превышения предела текучести металла, т. е. около 8 тн.

4. Поскольку в подготовительных выработках слои в кровле погибают один за другим постепенно, то важным является приостановить прогиб самого нижнего слоя породы. Тогда вышележащие слои деформироваться не будут. Поэтому в подготовительных выработках длина штанг должна выбираться только с учетом мощности первого нижнего прогибающегося слоя. Применение более длинных штанг при кровле, не нарушенной трещинами, излишне и нецелесообразно. Необходимо произвести на шахте № 2 в какой-либо подготовительной откаточной выработке опыт применения штанг длиной всего 40 см, т. е. замки располагать в слое F<sub>3</sub>. Для этого надо применить такую конструкцию штанговой крепи, которая хорошо закрепляется в горючем сланце, например, конструкцию с двойным распорным клином.

Более длинные штанги в подготовительных выработках необходимо применять только при наличии в кровле взаимопересекающихся трещин, которые могут образовать вывалы блоков пород.

При выработках большой ширины необходимо применять штанги большей длины, так как здесь общая мощность пачки, состоящей из двух нижних слоев, скрепленных штангами, может оказаться недостаточной, чтобы остановить развитие прогиба. Чем больше ширина выработки, например, камеры, тем большее количество слоев необходимо скреплять между собой штангами, чтобы обеспечить устойчивость кровли, т. е. тем длиннее надо применять штанги. Расчеты показывают, что при камерах шириной 8 и 10 м на шахте № 2 вполне достаточной является применяемая длина штанг 870 мм. Если же камеры делать шириной 12—14 м, то эта длина штанг уже будет недостаточной и замки надо устанавливать или в слое G или в известняке G/H, или еще выше, в зависимости от того, какая будет выбрана конструкция штанг.

5. Расположение штанг по сечению выработки должно быть таким, чтобы нагрузка от прогибающегося слоя распределялась равномерно, а это значит, что располагать ряды штанг слишком близко к бокам выработки является неправильным. Например, можно показать, что при двух рядах штанг в штреке наиболее правильным расстоянием рядов от боков является одна треть ширины выработки.

6. Предложенное представление о сущности работы штан-

говой крепи вносит некоторую ясность и в те факты, которые наблюдал ИГД АН СССР, измеряя фактическое натяжение штанг динамометром ДНА во времени на шахте № 2. Эти наблюдения показали, что фактическое натяжение постоянно меняется, причем, если первоначальное натяжение было дано меньше одной тонны, то через некоторое время наблюдалось увеличение фактического натяжения. Если же первоначальное натяжение было дано больше одной тонны, то фактическое натяжение уменьшалось.

Представим себе, что средняя несущая способность клинощелевой конструкции при первом сдвиге была две тонны, как это следует из таблицы. Штанги при установке получают какое-то искусственное первоначальное натяжение, которое имеет целью приостановить опускание кровли. Но это опускание кровли в первые периоды времени после установки штанг еще продолжается. Кроме того, во время взрывных работ в результате сейсмической волны штанги получают дополнительное натяжение. Если они получали первоначальное натяжение больше одной тонны, то при взрывных работах, общее суммарное натяжение могло превысить две тонны, т. е. несущую способность клинощелевой конструкции. Штанга проскальзывала, и мы имели ослабление натяжения. Если первоначальное натяжение было дано меньше одной тонны, то при взрывных работах общее натяжение с гораздо меньшей вероятностью превышало две тонны. Поэтому, штанга не скользила, а так, как кровля продолжала опускаться, то мы имели увеличение натяжения.

Отсюда вытекают также два следствия:

а) бесцельно давать первоначальное натяжение слишком приближающееся по величине к несущей способности штанговой крепи при первом смещении замка. В данном случае при клинощелевой конструкции совершенно излишне было давать первоначальное натяжение свыше одной тонны. При штангах СКШ первоначальное натяжение может быть много большим, так как они имеют высокую несущую способность.

Какое первоначальное натяжение необходимо давать этим штангам и какое дополнительное влияние оказывают на штанги взрывные работы — этот вопрос требует изучения.

б) Исходя из указанного представления слишком усиленное подтягивание гаек штанг через 1—2 дня после установки является излишней и ненужной операцией. В самом деле, что происходит при дополнительном подтягивании гаек, если они ослабли в результате скольжения штанги? В этом случае мы искусственно увеличиваем фактическое натяжение штанги, приближая его значение к значению несущей способности замка. Если движение кровли еще не успокоилось и процесс прогиба пород продолжается, хотя и с меньшей интенсивностью, то фактическое натяжение штанги может в определенные моменты, например, при взрывных работах, превысить не-

сущую способность замка и произойдет его скольжение. В результате фактическое натяжение штанги вновь уменьшится, т. е. в данном случае произойдет только повторение предыдущих процессов. Дополнительное подтягивание гаек, по-видимому, целесообразно осуществить настолько, чтобы гайка была только несколько затянута и не проворачивалась от руки. более усиленное дополнительное подтягивание гаек целесообразно тогда, когда забой отойдет от места установки штанг на значительное расстояние.

Как видно из предлагаемых формул, для того, чтобы на основе их сделать практические выводы, необходимо иметь данные о прочности и мощности первого прогибающегося слоя. Для определения относительной крепости пород кровли у нас имеется самодельный прибор, но он является очень примитивным и довольно трудоемким при использовании. Поэтому, учитывая, что в будущем, по-видимому, такие приборы будут нужны на каждой шахте, необходимо уже сейчас подумать о получении или создании нового удобного и совершенного прибора для определения относительной крепости пород, которым можно было бы на месте, без какой-либо лабораторной обработки производить измерения.

Для определения расслоений, мощности и состава пород существует оптический прибор, которым просматриваются пробуренные скважины.

Определение мощности прогибающихся слоев можно также производить с помощью колонкового бурения скважин в кровлю.

Известно, что «КузНИУИ» для получения данных о строении пород использует колонковое бурение с колонковым же электросверлом ЭБК-2М. Но ручное электросверло является для этого лучшим.

Зная относительную прочность и мощность первого прогибающегося слоя и проведя определенную научно-исследовательскую работу по определению корреляционного коэффициента, мы всегда сможем определить необходимое натяжение штанги, а измерив фактическое натяжение, судить о ее надежности и в соответствии с этим принимать решения в отношении паспортов крепления.

Таким образом, эта проблема будет правильно решена.

Другим важнейшим делом, которое необходимо осуществить в ближайшем будущем, является механизация бурения скважин и установки штанг. Мне хотелось бы отметить необходимость создания механизма для бурения скважин и установки штанг в подготовительных выработках сланцевых шахт. Такой механизм, годный к применению, еще не проектируется.

Одной из причин, почему в подготовительных выработках сланцевых шахт не применяется штанговая крепь, является наличие в кровле воды. Необходимо изучить и этот вопрос

Имеется соображение, что в таких выработках внедрение штанговой крепи возможно осуществить вместе с нагнетанием в скважины быстросхватывающегося или другого цемента, который одновременно проникал бы в трещины, укрепляя кровлю и останавливая течь воды. Для проведения таких опытов Институтом сланцев уже заказано цементационное оборудование.

Заманчивой возможностью является использование в таких выработках штанг из пластифицированной древесины. Согласно докладу ЦНИГРИ на Всесоюзном совещании по штанговому креплению в г. Прокопьевске в феврале месяце 1960 года, пресованная древесина имеет свойство во влажной среде набухать и в течение нескольких часов увеличивать свои поперечные размеры до 100 проц., при этом она способна развивать давление до 100 кг/см<sup>2</sup>. Древесина имеет высокую механическую прочность, которая приближается на разрыв к прочности стали и изготовление ее несложно. Необходимо проверить возможность применения такой штанговой крепи на сланцевых шахтах.

Институт сланцев проводит в настоящее время изучение кровли лав с целью выяснения возможности применения в них штанговой крепи. Результаты изучения на настоящий момент показывают, что поведение кровли в различных лавах сложнее, чем ранее предполагалось. Наблюдения показывают, что в некоторых лавах кровля образует многос шарнирную систему блоков, как это определил ВНИМИ, и после каждого вруба происходит облом кровли. В других лавах этот облом происходит не после каждого вруба. В большинстве лав большое значение для поведения кровли в выработанном пространстве имеет также консольный прогиб пород. Поэтому, вопрос о целесообразности применения в лавах металлической штанговой крепи можно окончательно решить только путем непосредственного опробования ее.

Необходимо в ближайшее время согласно утвержденной методике Института сланцев, по-видимому, на шахте № 6, закрепить одну лаву штанговой крепью, не вынимая существующего крепления, металлическими стойками и посмотреть ее действие. При этом надо заранее предупредить, что штанговая крепь может быть в лаве действительно выгодной только в том случае, если будет механизирован процесс бурения скважин в кровлю. Кроме того, надо применять особые конструкции быстроустанавливаемых и извлекаемых штанг.

Раз мы собираемся крепить штангами лавы, то, конечно, нужно крепить ими и все вентиляционные и сборные штреки. Целесообразность крепления штангами вентиляционных штреков сомнения не вызывает. Другое дело — сборные штреки.

Опыты в этом отношении уже проводились, и такое крепление было признано невыгодным, так как сопряжение лав со

сборными штреками требовало применения деревянных стоек. Необходимо снова возобновить опыты. При этом желательно: во-первых, применять извлекающиеся штанги, которые после погашения штрека вынимать; и, во-вторых, использовать предложение Н. И. Селезнева и С. Н. Жаркова, опубликованное в бюллетене № 5 Эст. Респ. НТО Горное, о поддержании сборных штреков только бутовыми полосами и штанговой крепью. Штанги надо ставить под деревянные верхняки, которые в дальнейшем оставлять на бутовых полосах. Расстояние между бутовыми полосами в сборном штреке надо сократить до 3-х метров. Этим, кроме экономии леса, будет достигнуто также большая устойчивость кровли и безопасность горных работ.

Есть возражение, что выкладыванию бутовых полос вдоль сборного штрека мешает конвейер и нужно ставить для этого специального бутчика. Однако на шахте № 10 нашли возможность отказаться от костров вдоль сборных штреков. С другой стороны нам кажется, что ставить даже бутчика будет выгоднее, чем выкладывать вдоль сборного штрека костры и затрачивать на это лес, хотя и бывший в употреблении, но еще хороший, и рабочую силу, имея ввиду, что если лавы будут работать, как полагается, только на металлическом креплении, то леса будет нехватать.

На этом мы заканчиваем перечисление тех работ, которые необходимо произвести в ближайшем будущем для того, чтобы штанговая крепь получила стопроцентное распространение на сланцевых шахтах.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТКАХ (КАМЕРАХ), ЗАКРЕПЛЕННЫХ ШТАНГОВОЙ КРЕПЬЮ

*Кандидат технических наук А. П. СЕМЕНОВ.  
ИГД АН СССР*

В 1959 г. Институтом горного дела АН СССР в шахте № 2 треста «Эстонсланец» проводились инструментальные наблюдения за проявлениями горного давления в камерах, закрепленных штанговой крепью. Исследования проводились в направлении определения характера работы штанговой крепи, а также отдельных параметров системы разработки.

Инструментальные наблюдения проводились в действующих и отработанных камерах с мая по октябрь 1959 года, т. е. в течение 6 месяцев. Показания приборов снимались ежедневно, а в отдельных случаях — ежесменно. Наблюдениями были охвачены все отработанные и действующие камеры. Работу по наблюдению проводили научные сотрудники ИГД АН СССР Чешко Ю. Е., Стрыгин Б. И., Петросянец Э. В. и автор настоящего доклада.

Руководство всеми работами осуществлялось профессором, доктором технических наук А. П. Судоплатовым и профессором, доктором технических наук В. Ф. Парусимовым.

## **1. Смещение пород кровли и величина их расслоения**

Характерной чертой пород кровли в условиях шахт треста «Эстонсланец» является их большая слоистость, наличие характерных плоскостей расслоения и значительная трещиноватость, наблюдаемая в 2-х основных направлениях.

Наблюдения за смещением пород непосредственной кровли производились с помощью измерительной микромерной стойки СУ-II, которой измерялись высоты между реперами, заделанными в отдельных слоях пород кровли и в почве, а также с помощью шахтного нивелира путем нивелировки кровли в отработанных и действующих камерах.

Нивелировка кровли с помощью нивелира была произведена в 15 отработанных камерах по 3 сечениям в каждой камере. Всего нивелировка произведена по 46 сечениям камеры.

Данные опускания непосредственной кровли по отработанным камерам представлены в таблице 1.

Опускание кровли в отработанных камерах  
(по данным нивелировки).

№№ камер	Расстояние от устья камеры (в метр)	Ширина камеры в сечении (в метр)	Время стояния кровли (месяц)	Отпускание кровли (мм)	Примечание
1	2	3	4	5	6
1	32	8,15	26	47	Контрольные стойки установлены через 2,0 м.
	62	7,63	25	8	
	78	7,92	24	14	Контрольные стойки отсутствуют
	88	7,65	24	8	
2	20	8,6	25	26	
	50	9,38	24	5	
	80	8,58	24	17,5	
3	20	9,02	24	45	В кровле имеется ряд трещин
	50	8,3	23	26,5	
	80	8,82	23	45,5	
4	20	9,0	24	36	
	50	8,42	23	25	
	80	9,35	23	15	
5	20	8,67	23	18	
	50	9,3	23	1	
	80	8,79	23	13,5	
6	20	9,21	23	11	
	50	8,78	22	1	
	80	8,17	22	6,5	
7	20	9,14	22	1	
	50	8,31	22	16	
	80	9,5	22	27,5	
8	20	8,96	22	—	Камера № 8 отсутствует
	50	8,97	21	7	
	80	9,5	21	46,5	
10	20	11,0	19	78	В кровле имеется ряд трещин
	50	10,7	18	42	
	80	10,7	18	12,5	
11	20	9,1	17	0,5	
	50	10,4	17	—	
	80	10,8	17	27	
12	20	9,7	15	15	
	50	10,5	15	26,5	
	80	—	15	—	
13	20	10,5	12	25	
	50	10,7	11	21	
	80	9,5	11	12,5	
14	20	10,2	11	22,5	
	50	10,0	10	15,0	
	80	10,2	10	37,5	
15	20	10,1	—	12	
	50	10,2	—	13	
	80	10,5	10	22,5	

**Средние величины опускаемой кровли**  
(по данным нивелировки)

Ширина камеры (в метрах)	Опускание кровли (в мм)	Кол. замеров
7,8	10	3
8—9	19,6	12
9—10	19,4	11
10—10,5	21,4	13
11	78,0	1

Из таблиц 1 и 2 видно, что опускание кровли в камерах, зависит в основном, от ширины камеры и, в незначительной степени, от времени обнажения кровли.

Для определения величины опускания кровли и отдельных ее слоев, в действующих камерах или различных вариантах камерной выемки были организованы четыре наблюдательных станции, каждая из которых состояла из 4-х реперов, установленных в кровле на различной высоте (0,5; 1,0 м; 1,5 м; 2,0 м) и одного репера, установленного в почве.

Штанговая крепь представляла собой штангу с замком клино-щелевого типа, закрепляемым на определенной высоте.

Репера устанавливались посредине камеры, как можно ближе к забою (1,0—1,5 м), при прямом порядке отработки камер и со стороны последующего расширения камеры, при комбинированном способе отработки. Всего было установлено в 3 камерах 16 реперов. Расстояние между реперами замерялось стойкой СУ-II ежедневно. Всего произведено более 250 замеров. Результаты замеров опускания кровли и отдельных реперов приведены на рис 1 и 2.

Как видно на рис. 1 и 2, опускание кровли в камерах комбинированного способа отработки начинается еще задолго до подхода забоя. Однако это опускание кровли происходит очень незначительно (0,2—1,0 мм). Наиболее интенсивно опускание кровли происходит в момент прохода очистного забоя при обратной отработке. За этот период опускание кровли доходит до 11 мм, а затем, по мере отработки камеры, интенсивность опускания уменьшается. Опускание кровли в камере продолжается и после отработки камеры. Так, после отработки камеры № 19 в течение последующих 2-х месяцев произошло опускание кровли камеры на 3,5 мм.

Данные наблюдений показывают, что происходит одновременное опускание всех слоев непосредственной толщи с незначительным расслоением их. Расслоение между отдельными слоями достигает до 7,7 мм.

При отработке камеры шириной 10 м прямым ходом наиболее интенсивное опускание кровли происходит при подви-

**График**  
опускания кровли в камере № 19

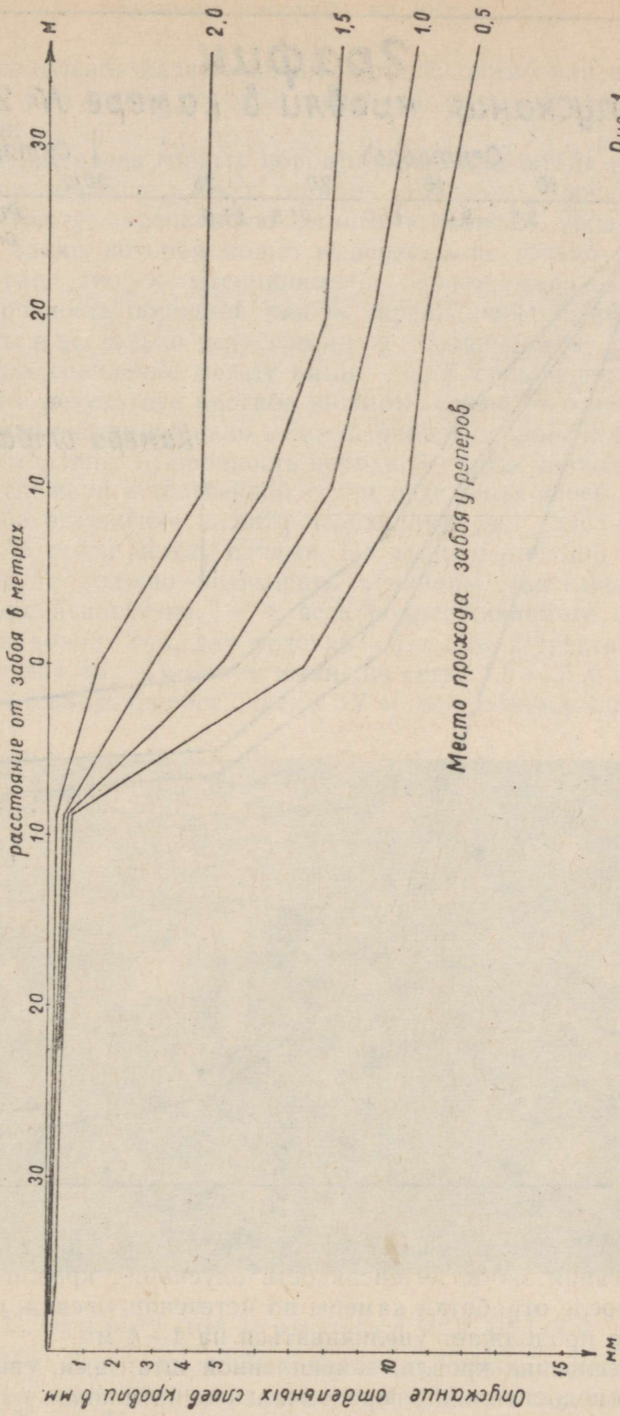


Рис. 1

# График опускания кровли в камере № 22

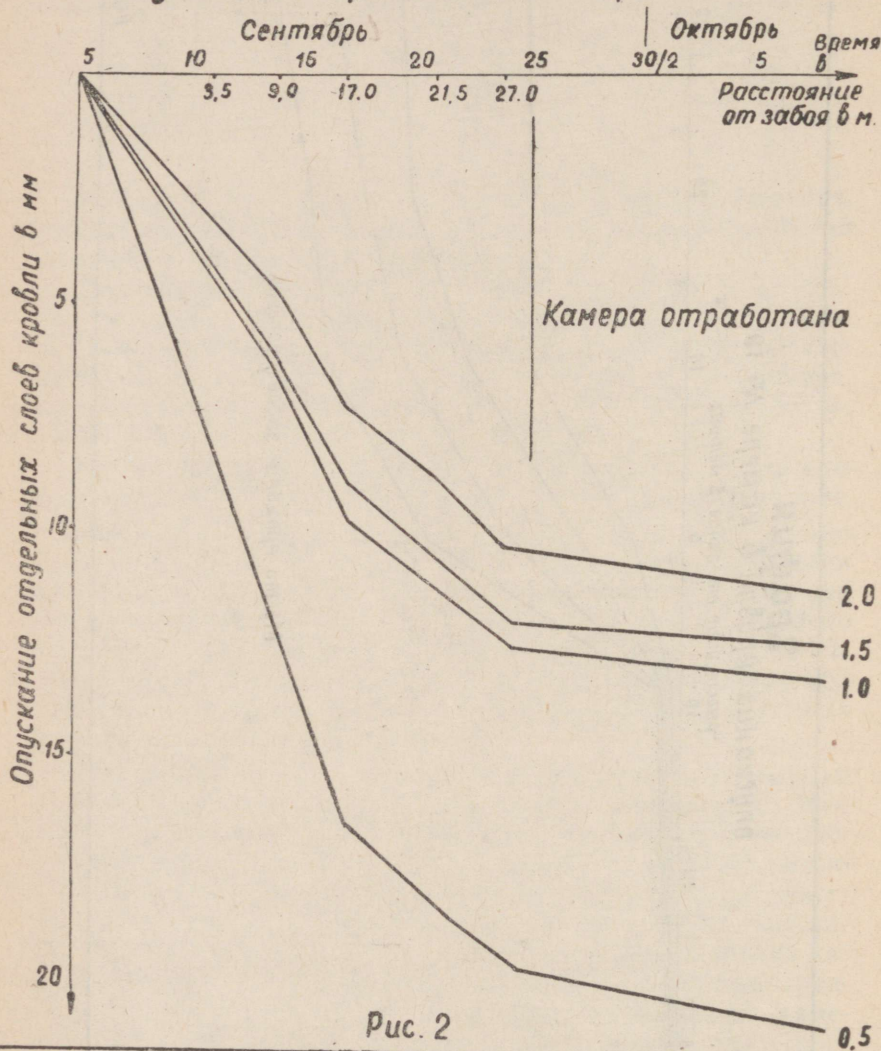


Рис. 2

гании забоя на 20—25 м и достигает 20 мм. При дальнейшем продвижении забоя интенсивность опускания кровли снижается и после отработки камеры по истечении месяца, опускание кровли продолжает увеличиваться на 1—4 мм.

Расслоение кровли, закрепленной штангами, свидетельствует о недостаточном первоначальном натяжении на штангах, создаваемом при их установке.

## 2. Первоначальное натяжение штанг и измерение величины нагрузки на них

Первоначальное натяжение штанг необходимо для предупреждения расслоения пород и увеличения несущей способности кровли.

Соединение слоев горных пород при помощи штанг увеличивает сопротивление кровли горному давлению, поскольку породную плиту, скрепленную штангами, можно уподобить составной балке, которая может выдержать не только собственный вес, но и воспринимать дополнительные нагрузки. Прочность породной плиты, скрепленной штангами, определяется не только искусственным соединением слоев, но и силами сцепления между ними. Если силы сцепления ослаблены в результате прогиба нижних слоев, что в свою очередь может быть вызвано недостаточным первоначальным натяжением штанг, то прочность породной плиты меньше, чем при ненарушенной естественной связи отдельных слоев. Первоначальное натяжение штанги необходимо для сохранения естественной связи между слоями. По данным научной литературы оно не должно превышать величины максимальной растягивающей нагрузки, т. е. веса поддерживаемого штангой объема пород. Так, для условий шахты № 2 треста «Эстонсланец» при расположении штанг по сетке  $1,5 \times 1,5$  м и при мощности отслаиваемой пачки 0,7 м вес объема породы

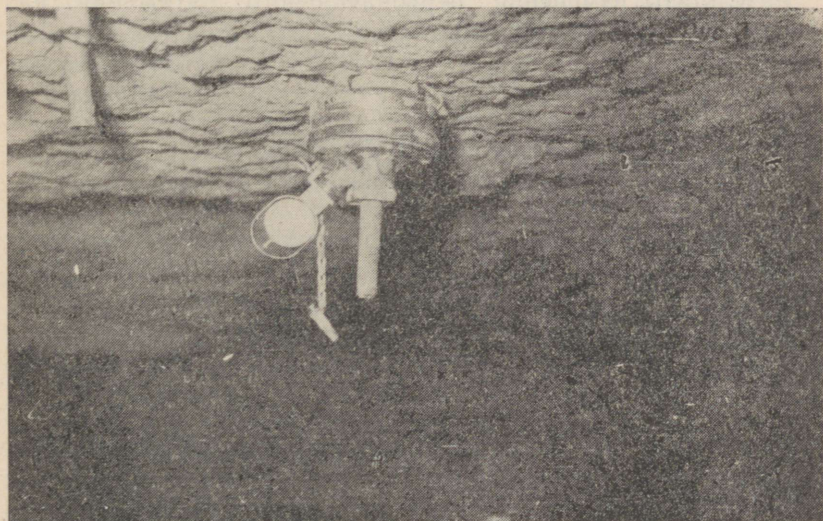


Рис. 3. Динамометр ДНА-18 конструкции ИГД АН СССР.

составит 3,9 т. Для того, чтобы обеспечить такое натяжение гайка должна быть затянута с моментом в 30 кг/м для штанги диаметром 25 мм. При хорошем состоянии резьбы такой кру-

тящий момент может быть развит одним человеком ключем длиной 0,5—0,6 м.

Для определения величины первоначального натяжения на штанги и его дальнейшего изменения в процессе работ были использованы динамометры ДНА конструкции ИГД АН СССР (рис. 3).

### Техническая характеристика динамометра

1. Предельная нагрузка (в тн)	18
2. Максимальная замерная величина прогиба пружин (в мм)	8,8
3. Диаметр корпуса (в мм)	155
4. Высота (в мм)	127
5. Вес (в кг)	6,0

Динамометр состоит из корпуса, в котором помещены четыре тарельчатые пружины, опорной плиты с шаровой опорой и штуцера для установки индикатора часового типа.

Нагрузка на динамометр, которая возникает при перекосах штанги или неровностях кровли, устраняется шаровой опорой. Динамометр устанавливается на выступающую часть штанги и крепится гайкой, которая одновременно осуществляет затяжку болта до величины, определяемой по индикатору часового типа.

Результаты измерений первоначального натяжения на штангах представлены в табл. 3.

Таблица 3

Первоначальное натяжение	Количество штанг	%
До 1,0	11	42,30
1,0—1,5	9	34,60
1,5—2,0	2	7,70
2,0—2,5	1	3,85
2,5—3,0	2	7,70
3,0—3,5	1	3,85
свыше 3,5	—	—
Всего	26	100

Как видно из таблицы 3, первоначальное натяжение колеблется в пределах от 0 до 3,5 т, при этом большая часть штанг устанавливалась с первоначальным натяжением до 1,0 т. вместо 3,5 т.

Для затягивания гаек на штангах, на шахте пользуются гаечным ключом длиной 0,4 м. Как следует из приведенного расчета и замеров, применяемая длина ключа не может обеспечить необходимого первоначального натяжения, а конструк-

ция ключа не позволяет осуществлять контроля за затяжкой гаек. Наиболее целесообразным для целей затяжки гаек на штангах следует считать применение специальных тарировочных ключей (рис. 4).

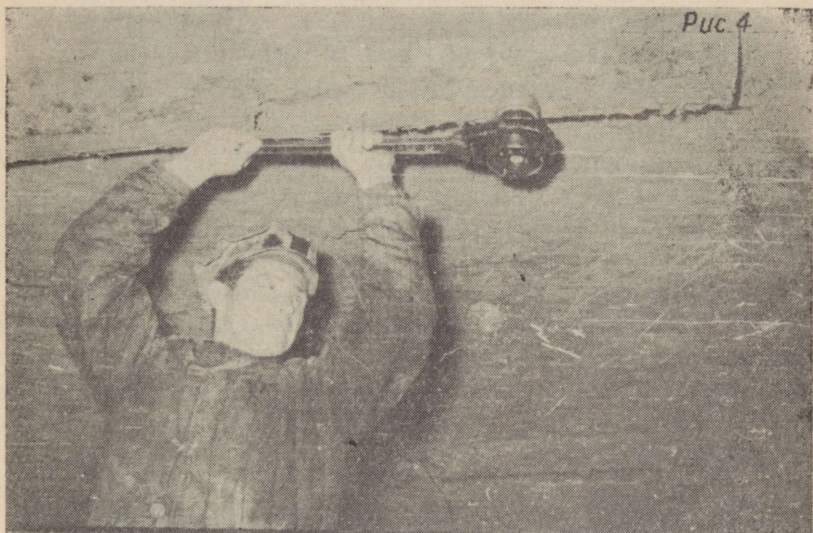


Рис. 4. Установка штанги с помощью тарировочного ключа конструкции ИГД АН СССР.

Ключ этой конструкции имеет длину 55 см и снабжен фрикционной муфтой.

### 3. Надежность закрепления штанг (прочность заделки)

Одной из важнейших характеристик штанговой крепи является прочность заделки замка штанги в кровле, которая зависит от ряда факторов, а именно:

1. От физико-механических свойств пород, в которых закрепляется замок штанги.
2. Типа замка.
3. Соотношения диаметра шпура и параметров замка.
4. Правильности установки штанги.

Определение прочности заделки производится путем вытягивания установленных штанг с помощью специальных приборов. При работе на шахтах №№ 2 и 8 использовался механический выдергиватель ПА конструкции КузНИУИ (рис. 5), работающий по принципу винтового домкрата. Для измерения величины усилия при выдергивании, прибор снабжен плунжером, в кольцевое отверстие которого заливается мас-

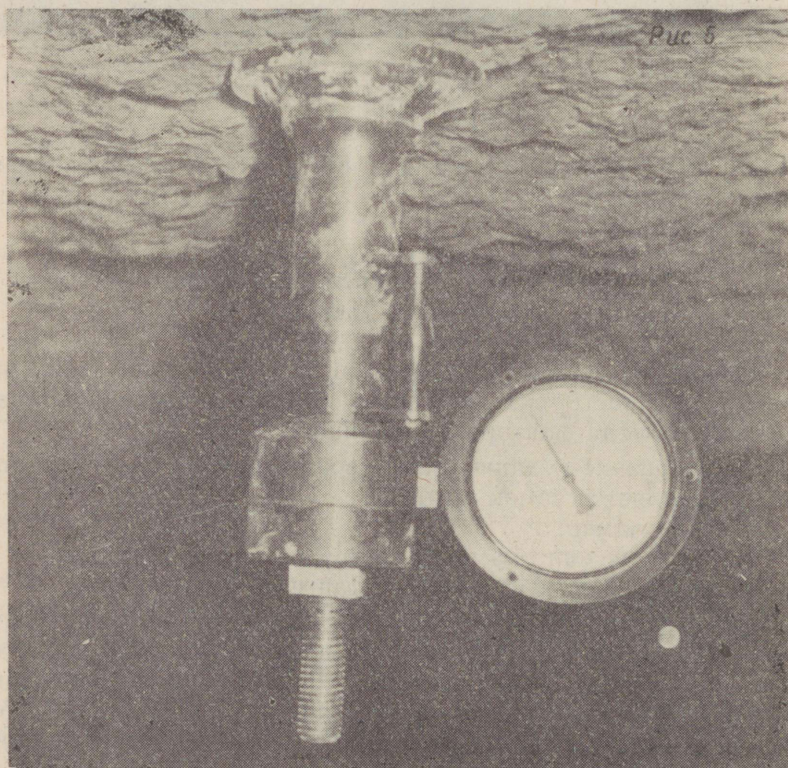
ло. По давлению масла манометром определяется нагрузка. Прибор предварительно тарируется на прессе.

### Техническая характеристика ПА

Тяговое усилие (в т.)	10
Максимальный ход витка (в мм)	150
Площадь кольцевого плунжера (в см <sup>2</sup> )	59
Давление масла (в кг/см <sup>2</sup> )	170
Вес прибора без шаровой опоры (в кг)	12

Одновременно со снятием отсчетов по манометру производился замер выступающего из скважины отрезка штанги. Это позволило определять скольжение штанги в скважине при приложенной нагрузке.

При установке штанг, предназначенных для вытягивания производились измерения их параметров (длины и диаметра самой штанги, толщины щели, длины и толщины клина — для клино-щелевых штанг) и скважины (глубины и конечного диаметра).



Для определения конечного диаметра скважин использовался прибор ПИШ-1, который относится к типу механических и имеет следующую характеристику:

Диаметр шпуров (в мм)	от 30 до 50	
Глубина шпуров (в мм)	до 2000	
Погрешность измерений (в мм)	по диаметру	— 0,2
	по длине	— 10
Максимальная длина прибора (в мм)	— 2195	
Длина одной надставки (в мм)	— 440	
Общий вес прибора (в кг)	— 2,5	

Измерительное устройство прибора представляет собой два рычага, один из которых может поворачиваться вокруг оси под действием пружины валика, пропущенного внутри трубы и связанного с индикатором.

Определение прочности заделки штанг велось в следующих направлениях:

1. Выявлялась прочность заделки штанг, установленных рабочими, при принятых на шахте параметрах и существующей технологии установки.

2. Выявлялось влияние диаметра скважин на прочность заделки замка штанги.

Результаты вытягивания штанг приведены в табл. 4.

Таблица 4.

Максимальная нагрузка при вытягивании (в т.)	Число штанг, (в шт.)	%
до 1	1	7
1—2	3	20
2—3	5	33
3—4	2	13
более 4	4	27
Итого	15	100

Из табл. 4 видно, что основная часть штанг (73 проц.) имеет прочность заделки меньшую необходимой нагрузки (4 т), при этом 60 проц. вытянутых штанг имели прочность заделки до 3-х т и лишь 27 проц. имели прочность заделки равную или большую необходимой нагрузки на штангу.

Это позволило сделать вывод о несоответствии параметров штанги и диаметра скважины. Этот вывод подтвердился проверкой буровых коронок у забойщиков. Поскольку для бурения скважин под штанги используются коронки, применяемые для обурирования забоя и имеющие диаметр 42 мм (иногда при заточке диаметр их получается 40 мм), то диаметр скважин, получается равным 41—44 мм. При этом толщина клина, равная 25 мм, и диаметр штанг, равный 25 мм,

при полном вхождении клина в щель дают толщину замка штанги, равную 45 мм. Отсюда ясно, что при заклинивании штанги в скважине получается недостаточное вхождение усов штанги в стенки скважин, что значительно уменьшает прочность заделки замка.

## ДИАГРАММА ВЫТЯГИВАНИЯ АНКЕРОВ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ ДИАМЕТРАХ ШПУРОВ

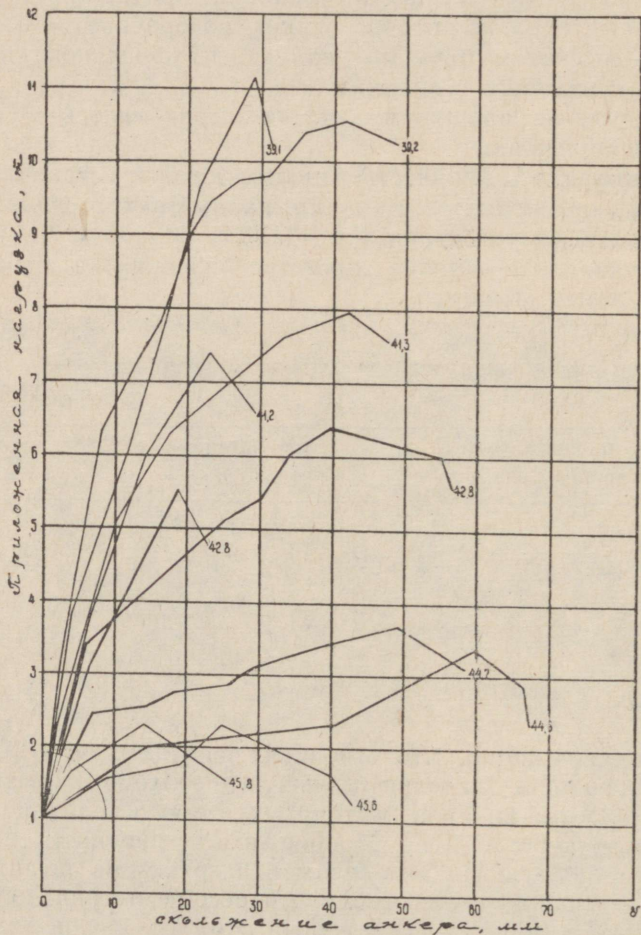


Рис. 6

Второй этап работы включал в себя вытягивание штанг, установленных в шпурах разного диаметра.

На шахте удалось изготовить коронки следующих диа-

метров: 38, 39, 40, 41, 42, 43 и 44 мм. В уже отработанной камере № 21 каждой коронкой было пробурено по 3 шпура. При бурении шпуров измерялись диаметр коронки, глубина и конечный диаметр скважины. После окончания бурения всех скважин были установлены штанги с предварительным замером параметров каждой из них.

Данные по установленным и вытянутым штангам приведены в табл. 5. На рис. 6 представлена диаграмма вытягивания штанг при различных диаметрах скважин.

Таблица 5

№ штанги	Диаметр скважины (в мм)	Максимальная нагрузка при вытягивании (в кг)	Средний показатель	
			Диаметр скважины (в мм)	Максимальная нагрузка (в тн)
20	39,2	10,55		
21	39,1	11,15	39,05	10,85
22	41,3	7,95		
24	41,2	7,2	11,25	7,58
26	42,8	5,5		
27	42,8	6,35	42,08	5,92
29	44,7	3,65		
30	44,6	3,35	44,65	3,50
29	45,8	2,3		
33	45,6	2,3	45,7	2,3

Данные табл. 5 и рис. 6, показывают, что для надежного применения клино-щелевых штанг с существующими в тресте «Эстонсланец» параметрами необходимо бурить шпуры под штанги диаметром 39 мм.

Судя по некоторым штангам, установленным в скважинах диаметром 37,5 мм и имевшим прочность заделки порядка 5 т, применение скважин диаметром менее 39 мм нецелесообразно. Здесь, повидимому, сказывается трудность расклинки штанг в скважинах меньшего диаметра.

На шахте № 8 в 1959 г. Институтом сланцев СНХ ЭССР с помощью ИГД АН СССР были проведены исследования по определению прочности заделки замков штанг различных конструкций. Все работы на шахте № 8 производились аналогично выше указанным работам на шахте № 2. Вытягиванию подвергались 29 анкеров следующих конструкций:

- Клино-щелевого типа — 3 шт.
- С двойным распорным клином — 10 шт.
- С боковыми ребрами закрепления — 9 шт.
- Видоизмененного типа «Анкраль» — 7 шт.

Максимальные нагрузки при вытягивании колебались в следующих пределах:

- При штангах с двойным распорным клином 2,8—4,8 т
- При штангах клино-щелевого типа 2,6—6,6 т

При штангах с боковыми ребрами закрепления 1,5—7,0 т

При штангах видоизмененного типа «Анкраль» 0,5—6,0 т

Полученные результаты показывают, что наиболее надежными из опробованных конструкций являлись штанги с двойным распорным клином.

Штанги клино-щелевого типа, хотя и обладают большой прочностью заделки, имеют значительно большее скольжение.

Таким образом, результаты наблюдений показывают, что применяемая штанговая крепь в очистных и подготовительных выработках имеет существенные недостатки.

Главными из них являются:

- а) несоответствие параметров штанговой крепи параметрам пробуриваемых скважин (длине и диаметру скважины);
- б) ненадежное закрепление замка штанги в скважине
- в) недостаточное первоначальное натяжение штанги.

Устранение отмеченных недостатков существенно повысит надежность и эффективность штанговой крепи и обеспечит необходимую безопасность работ.

## В ы в о д ы

1. Горногеологическая характеристика пород кровли, пласта сланца, их физико-механические свойства, ярко выраженная слоистость и наличие крепких слоев известняка обуславливают эффективное применение в условиях эстонского месторождения горючих сланцев штанговой крепи как средства упрочения кровли.

2. Наличие системы трещин, идущих в 2-х основных направлениях и ослабляющих непосредственную кровлю, предопределяет необходимость изменения направления отработки камер на запад и восток (вместо юго/севера).

3. Ввиду отсутствия основной кровли над пластом, при глубине его залегания до 15 м, разработку его камерами с применением штанговой крепи производить нецелесообразно.

4. Для правильного выбора основных параметров штанговой крепи (длины штанги, расположения и конструкции замка) необходимо для выемочного блока определять структуру непосредственной кровли путем бурения скважин или проходки специальных выработок в кровле.

5. Применение деревянных верхняков при креплении кровли штангами не вызывается необходимостью. Последние, ввиду их податливости, способствуют расслоению кровли и увеличивают трудоемкость работ по креплению.

6. В процессе ведения очистных работ в камере происходит сдвигание кровли пласта. Наиболее интенсивное сдви

жение кровли происходит при комбинированном способе отработки в момент прохода забоя, а при прямом порядке отработки — при подвигании забоя до 20 м. За этот период опускание кровли доходит до 11 мм, а расслоение между отдельными слоями до 6 мм. В дальнейшем сдвигание кровли в камере резко уменьшается и, достигнув при ширине камер 10 м, 20—25 мм, практически прекращается.

7. В старых камерах, отработанных 2 года назад, сдвигание кровли, достигнув при ширине камеры 10 м в среднем 20 мм, не проявляется.

8. Главная плоскость расслоения кровли находится на высоте 0,6—0,7 м и граничит с плотным и крепким известняком. Расслоение в этой плоскости достигает 7 мм.

9. Имевшиеся случаи обрушения кровли в камерах № 12, № 16, № 24 явились следствием сильной трещиноватости кровли в данных местах, несвоевременного и некачественного крепления кровли штанговой крепью.

10. Большинство (77 проц.) штанг в камерах устанавливается с первоначальным натяжением до 1,5 т, вместо требуемых 3—4 т. Принятый на практике способ установки штанг с применением гаечного ключа с длиной плеча 35—40 см не позволяет создавать необходимосе первоначальное натяжение и осуществлять контроль за затягиванием гаек. Для затягивания гаек на штангах следует применять специальные тарировочные ключи конструкции ИГД АН СССР.

11. Бурение скважин под штанги необходимо производить специально изготовленными коронками диаметром 38—39 мм, не допуская использования для этих целей коронок диаметром 42 мм, применяющихся для бурения шпуров в забое.

12. Применение штанг клино-щелевого типа, при правильной их установке и создании первоначального натяжения 3,5—4 т, может обеспечить, при ширине камеры 8—10 м, надежность и безопасность работ в камерах.

13. Ширина камер с учетом встречающейся трещиноватости непосредственной кровли и имеющихся недостатков по креплению кровли штангами в настоящее время не должна превышать 10 м.

14. Ширина междукамерных целиков в 3 м обеспечивает достаточную их устойчивость. Уменьшение размеров в проекте нельзя считать допустимым.

С упорядочением крепления кровли штангами и при осуществлении контроля за качеством их установки возможно увеличение ширины камеры, которая должна устанавливаться опытным путем.

Проведенные ИГД АН СССР исследования в 1959 г., которые дополняют исследования ВНИМИ, проведенные в 1957 г., и уточняют рекомендации, сделанные ВНИМИ, позволили на основании большого объема работы определить каче-

ство установки крепи, характер ее работы и наметить направления работ в этой области на 1960 г., а именно:

- а) изыскание надежного и эффективного типа штанги, позволяющей осуществлять ее повторное использование;
- б) исследование влияния взрывных работ на устойчивость кровли в камерах;
- в) промышленные испытания буровой каретки для установки штанг.
- г) Изыскание средств контроля за установкой штанг.

# ОСНОВНЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПРОЯВЛЕНИЙ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ И СВЯЗАННЫХ С НИМИ ТРЕБОВАНИЙ К ЭЛЕМЕНТАМ СИСТЕМ РАЗРАБОТОК И УПРАВЛЕНИЯ КРОВЛЕЙ НА ШАХТАХ ЭСТОНИИ.

Н. И. СЕЛЕЗНЕВ.  
ВНИМИ.

Исследования свойств и поведения пород основной и непосредственной кровли на шахтах Эстонии были проведены ВНИМИ в 1957—58 г. г., в связи с первыми промышленными испытаниями камерной системы и слоевой разработки со способом обрушения кровли.

Ниже приводятся некоторые основные закономерности проявлений горного давления, в первую очередь, связанные с поведением основной кровли.

В связи со структурой, массив пород при осадках разделяется на две толщи, оседающих последовательно одна за другой.

При отходе забоя лавы от разрезной печи на 24—28 м первой оседает толща пород мощностью порядка 10 м (исключая непосредственную кровлю); при отходе забоя на 32—36 м оседает вся оставшаяся толща до поверхности. Шаг вторичных осадков в последующем достигает порядка 8—10 м. Трещины облома пород наклонены к вертикали над забоем под углом в  $16^\circ$  в сторону завала.

Предельный пролет, шаг обрушения и угол обрушения пород оказались независимыми от горнотехнических условий. Они обнаружены практически одинаковыми в лавах разных размеров от 45 до 90 м, в одиночных и спаренных, в опережающих и отстающих лавах; при всех трех способах управления кровлей (обрушение, закладка, костры) и т. п.

Если шаг вторичных осадков зависит только от свойств пород, то другие элементы механизма осадков, а значит и степень влияния их на крепь выработок оказались полностью зависящими от горнотехнических условий.

Фактический механизм вторичных осадков по многим материалам обнаружен кратко следующий:

Образуемая постепенной подработкой консоль пород с начала подработки медленно, упруго-пластически прогибается до тех пор, пока вылет консоли не окажется равным шагу обрушения, при котором происходит облом и значительная осадка консоли пород. Последующая осадка образующихся, таким образом, блоков пород, разделенных трещинами обрушения, происходит по-разному и не сразу на всю величину, определившуюся условиями подработки. Затухание смещений массива пород (земной поверхности), т. е. зона установившегося горного давления отстает на шахтах

$$\Delta m = \frac{\Delta h l^2}{(L - h \operatorname{tg} \varphi)(L + h \operatorname{tg} \varphi)}$$

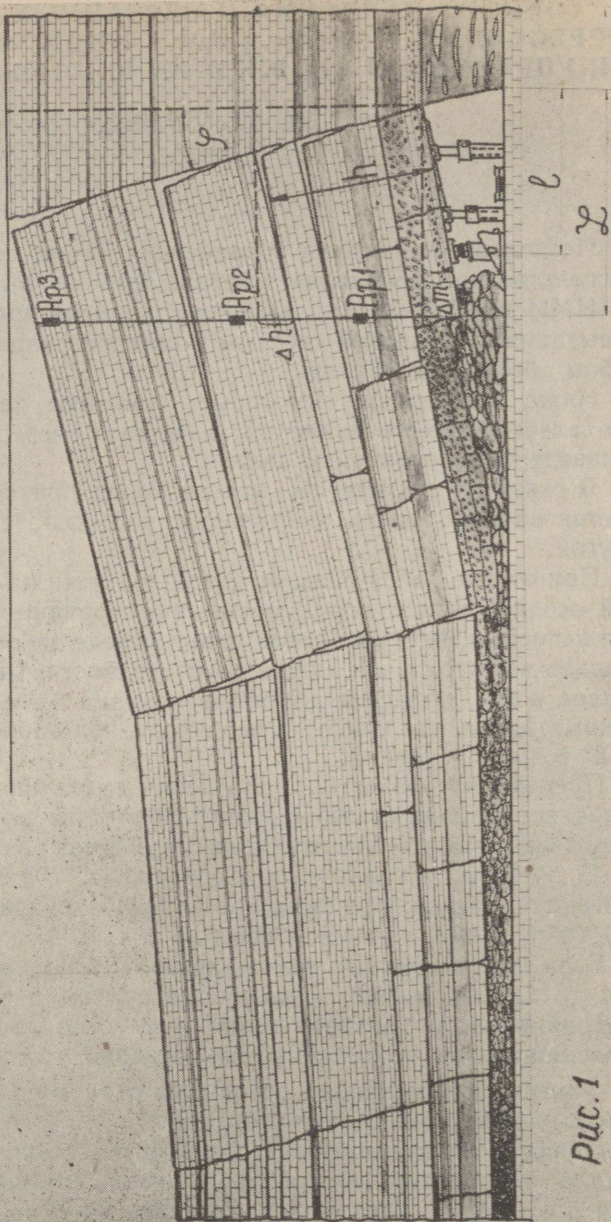


Рис. 1

Эстони от забоя на 35—45 м, а участок интенсивных (основных по величине) смещений занимает, считая от забоя, 20—25 м. Поэтому, при шаге осадки 8—10 м, всегда в интенсивном движении находится группа из 2—3 блоков пород (рис. 1).

Если степень подбуртовки основной кровли определяется

такая величина осадки подработанного массива, при которой сохраняется подъем арки, образуемой блоками, а значит и наиболее высокий распор между ними, то породы смещаются упорядоченно связной системой блоков, всегда с равномерно увеличивающейся смещенностью в направлении от забоя к завалу. Вновь обламывающаяся консоль оседает одним только краем, обращенным к завалу, с поворотом вокруг точек контакта ее с неподработанным массивом. В этом случае вторичные осадки неопасны. Такие осадки наблюдались над большинством лав с частичной закладкой (вынимаемая мощность 2,2 м), а также над лавами слоевой выемки со способом обрушения, при последовательной выемке слоев с большим опережением.

Совершенно другой характер осадки основной кровли проявляется в случае недостаточной ее подбутовки.

В этом случае не будет горизонтального распора между блоками пород, которые оседают разобщенно, беспорядочно. Вновь обломившаяся консоль, не имея достаточного подпора со стороны завала, теряет опору на неподработанный массив и оседает с проскальзыванием по трещине облома, т. е. создается обрез основной кровли, вызывающий завал лавы. Последнее многие работники шахт наблюдали в 1953 г. при попытке выемки всей промпачки с опусканием кровли на костры, и нередко наблюдается на глубине работ менее 10 м даже при обычной разработке части промпачки с закладкой.

На малых глубинах работ обрезы основной кровли связаны, во-первых, с недостаточной подбутовкой, вызванной допущением больших смещений кровли до возведения закладки, т. к. последняя оказывается недостаточной по мощности, а во-вторых, со значительно меньшей устойчивостью пород в верхней части массива по причине выветривания. Последнее глубоко проникает в массив, но резко снижает устойчивость только толщи пород мощностью 8—10 м от поверхности. Важен тот факт, что устойчивость снижается, в основном, за счет изменения структуры массива, при незначительном изменении прочности пород в куске.

Анализом всего комплекса наблюдений было найдено, что упорядоченный характер осадок основной кровли при способе обрушения будет сохраняться в том случае, если мощность выемки не будет превосходить ориентировочно 1,8 м.

В лавах с закладкой упорядоченный характер вторичных осадок может быть нарушен в том случае, если величина смещения кровли до возведения закладки и величина уплотнения последней — не будут в сумме более 80—90 см. (Уплотнение закладки по нашим специальным наблюдениям достигает 30—35 проц.).

Поэтому, при вынимаемой мощности сланца 2,2 м, мощность закладки должна быть порядка 1,9—2,0 м, т. е. до возведения закладки нельзя допускать смещений бо-

лее 20—25 см особенно при работе на небольших глубинах. Но и при упорядоченном характере осадок основной кровли, степень влияния ее на крепь значительна и оценивается заданной деформацией ( $\Delta m$ ), т. е. величиной смещения непосредственной кровли на границе рабочего пространства, вызванной осадкой основной кровли.

Эта величина получалась и непосредственными замерами в лавах и вычислением по данным измерений параметров осадок основной кровли, с помощью соотношения:

$$\Delta m = \frac{\Delta h l^2}{(L - htg\varphi)(1 + htg\varphi)},$$

где  $\Delta h$  — смещение основной кровли в момент облома

$l$  — ширина рабочего пространства

$L$  — расстояние от забоя до скважины с глубинными реперами в момент облома

$h$  — мощность непосредственной кровли

$\varphi$  — угол обрушения.

Получено, что при первой, считая от разрезной печи, осадке основной кровли заданная деформация в лавах с частичной закладкой достигает 30 см, в лавах со способом обрушения кровли — 24 см.

При последующих вторичных осадках заданная деформация практически одинакова при обоих способах управления кровлей и получена порядка 14—16 см. При повторной же подработке выемкой второго слоя заданная деформация оказалась порядка 18—22 см.

Указанными фактами определяются требования к призабойной крепи, которая должна выбираться с податливостью, необходимой для исключения зависания на крепи основной кровли. Техническая или технологически складывающаяся податливость должна быть близка к заданной деформации. В связи с перестановкой крепи на шахтах Эстонии в каждом цикле (две перестановки в пределах рабочего пространства при 2 м врубе) податливость крепи должна быть не менее 7 см вообще, а при отходе от разрезной печи на участке от 20 до 40 м от нее податливость крепи была бы необходима порядка 12—15 см.

Однако, вообще податливость крепи должна быть ограничена, как это мы увидим ниже, при рассмотрении поведения непосредственной кровли.

К непосредственной кровле следует отнести толщу пород не более 4 м, считая от кровли слоя сланца Е. При отходе от разрезной печи забоя лавы на 17 м, обрушается одновременно 2 м пачка пород. Следующая пачка пород мощностью 1,5—2 м обрушается при пролете 20—24 м.

Шаг обрушения нижних слоев кровли равен 1,5—1,8 м, а лежащих на высоте 3—4 м от пласта — 4—6 м. Происходит

как бы постепенный переход от минимального к максимальному, характерному для основной кровли шагу обрушения.

Отслоение и обрушение пород происходит пачками слоев, общая мощность которых определяется постоянно наблюдавшимися горизонтами расслоений, лежащими, считая от кровли слоя Е, на высотах: 0,9 м, 1,7 м, 2,9 м, 3,7 м и 4,8 м.

Устойчивость непосредственной кровли в призабойном пространстве сохраняется при ограниченной величине смещения кровли.

Ставя наблюдения с учетом указаний В. Д. Слесарева о том, что «в целях сохранения устойчивости мелкослоистой кровли, нельзя допускать смещений ее более определенной величины» (Управление кровлей в Донбассе». Углетехиздат, 1948), на шахтах Эстонии установлено, что смещения более 4—5 см на метр ширины рабочего пространства свидетельствуют о критическом состоянии кровли. При смещениях более указанных неизбежно появляются нарушения кровли, управление ею становится затруднительным.

В связи с указанным возникает требование об ограничении податливости крепи на шахтах Эстонии пределами некоторой допустимой податливости, которая должна быть не более 10 см, с учетом тех же обстоятельств перестановки крепи в каждом цикле.

Фактические смещения кровли и нагрузки на крепь получены крайне разнообразными даже в одинаковых горногеологических условиях. Среднее значение смещений колеблется от 7 до 26 см, нагрузок — от 16 до 34 т/ст. Такие колебания вызваны, в основном, изменениями горнотехнических условий.

На малых глубинах работ с закладкой наблюдались наибольшие и недопустимые смещения кровли — в среднем 26 см. Это происходило с одной стороны из-за завышения податливости крепи, с другой — из-за пониженной устойчивости пород, при которой, тем более недопустима уменьшенная мощность закладки и большие (более 2 смен) простои отпаленного забоя, безвредно допускаемые на больших глубинах. Следствием же являются — коржи, заколы, вывалы и завалы лав.

При больших смещениях в 26 см, а иногда до 40 см нагрузки на крепь были в среднем 30 т/ст, которые явились следствием недостаточной плотности и неравномерной жесткости деревянной крепи, чаще применяющейся на малых глубинах. Крепь в лавах на глубине менее 14 м надо рассчитывать на поддержание почти всего веса покрывающих пород, но с податливостью не более 8 см.

На глубинах работ больше 10 м в лавах с закладкой характеристики применяющейся крепи и закладки оказались весьма близкими к требующимся, поэтому проявления горного давления оказались как бы оптимальными. Смещение кровли было в среднем 17 см, т. е. больше заданной деформации (14 см), а поэтому непосредственная кровля «ухо-

дила» от основной. Вместе с тем, смещение было меньше допустимой (25 см), благодаря чему сохранялась естественная устойчивость пород. Нагрузки на крепь были 17 т/ст, т. е. близкими к величине, задаваемой только весом непосредственной кровли. Следствием указанного было хорошее состояние кровли, раскрытие трещин, образующихся за каждым врубом, происходило чаще только на линии закладки и далее в выработанном пространстве.

Одной из основных причин благоприятного поведения кровли в данном случае была податливость крепи порядка 8 см, удовлетворявшая необходимым и допустимым размерам.

Наилучшее состояние кровли и наименьшее смещение, в среднем 7—10 см, наблюдались при отработке одного верхнего или нижнего слоя со способом обрушения при слоевой выемке. Однако, нагрузки на крепь были повышенные, в среднем, 22 т/ст, достигавшие нередко 28 т, при большей несколько плотности крепи, чем в лавах с закладкой. В этом случае податливость крепи была крайне мала, порядка 3 см, т. е. намного меньше смещений и заданной деформации. Только благодаря работе обрезной крепи, нагрузка на призабойную крепь, в данном случае, хотя и была завышенной, не оказалась критической.

Если же придать крепи податливость порядка 6—8 см, то призабойную крепь можно было бы значительно разрядить до 1,8 м, сократив количество крепи на 20—25 проц.

Особо не соответствовала по податливости та же крепь при отработке второго слоя при двухслоевой выемке, где смещения были в среднем 17 см, заданная деформация 20 см, а податливость крепи 3—4 см. Кроме того, во втором слое такая податливость оказалась меньше податливости обрезной крепи, наблюдавшейся порядка 8 см.

По этим обстоятельствам во втором слое постоянно наблюдались чрезмерные нагрузки на призабойную крепь, разные в среднем 32 т/ст., частые повреждения и поломы крепи, что создавало впечатление тяжести условий.

Обстановка усугублялась также исключительно медленным и неритмичным продвижением забоя. Длительно действовавшие местные напряжения пород кровли на контакте с перегруженными стойками приводили к увеличенному растрескиванию кровли.

Однако при всех этих неблагоприятных обстоятельствах в призабойном пространстве II слоя, не было опасных разрушений и поведения кровли. Не будет в этом случае и казавшихся порой сложностей управления кровлей в случае придания крепи податливости не менее 8 см, а также при нормальном, ритмичном продвижении забоя.

Нагрузки на призабойную крепь при первых осадках основной кровли в лавах, при всех способах и условиях дости-

гали больших величин 30—34т/ст. Являясь недопустимыми, они определялись тем, что податливость всех крепей в условиях первых осадок основной кровли была менее необходимой почти в два раза.

При слоевой выемке с обрушением кровли нагрузки и в этом случае будут снижены применением более подходящего типа стоек постоянного сопротивления и с большей податливостью, как например М—20, ГС, ТС и ЛС.

Нагрузки на обрезную крепь при первой осадке были 250 т/тумбу, при установившемся шаге обрушения 120—140 т/тумбу.

Обрезная крепь МОК полностью обеспечивала безопасность работ в призабойном пространстве и хорошее, без осложнений, обрушение кровли в завале, несмотря на многоступенчатость условий, ухудшавших работу крепи и состояние кровли, неизбежных в первом опыте и легко устранимых в случае промышленного применения способа обрушения и слоевой выемки.

Другие выводы, вытекающие из закономерностей поведения боковых пород, сводятся к следующему:

1. Слойная выемка и способ обрушения кровли широко применимы на месторождении. При этом обеспечивается наибольшая безопасность работ. В сравнении с опытными данными элементы способа управления кровлей могут быть значительно усовершенствованы.

2. Изменение размеров лав не ухудшает поведения кровли и всего массива пород.

3. Предположительно допустима замена целиков между лавами (столбами) бутовыми полосами.

4. Опережение между лавами при всех способах рекомендуется не более 4—6 м.

Рассмотрим теперь камерную систему и, в первую очередь, вопрос об оптимальной ширине камер, т. е. о выборе такой наибольшей ширины камеры, при которой надежно сохранялась бы естественная устойчивость непосредственной кровли до конца отработки камеры. Скорее и полнее всего этот вопрос решается на основе закономерностей поведения кровли в лавах при отходе забоя лав от целика.

В сравнении с условиями в лавах, поведение кровли в камерах может отличаться только за счет влияния времени. Но и в лавах при длинных забоях, нами получены совершенно одинаковые предельные пролеты, образованные с разницей во времени в 1,5—2 месяца. Очевидно, влияние времени в пределах, необходимых для отработки камеры средней длины, незначительно. Такое же заключение следует и из длительных наблюдений за кровлей в отработанных камерах.

Предельный пролет непосредственной кровли в разных лавах и шахтах оказался почти одинаковым и равным — по 10 лавам 17 м, а в отдельных случаях в пределах 17—19 м. Такой же пролет в 17 м приводит маркшейдер Семенов из

наблюдений за старыми опытами камерной разработки. Таким образом, ширина камер не может приближаться к 17 м. Оптимальная же ширина камер определяется из анализа развития процесса смещений и расслоений кровли в связи с увеличением пролета.

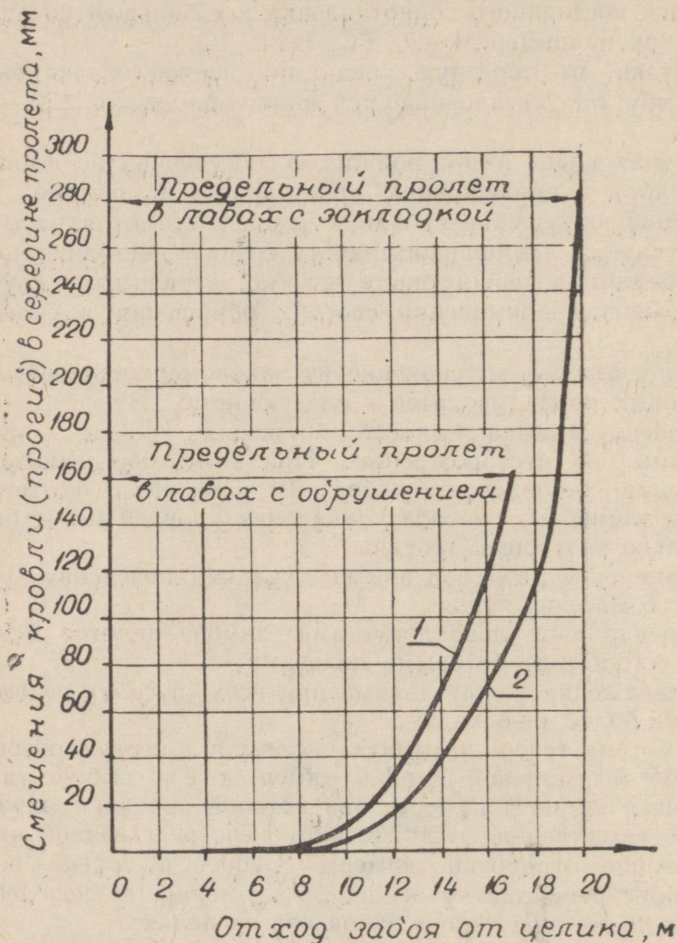


Рис. 2

(ширина пролета)

При отходе забоя лав от целика до 7 м кровля практически остается неподвижной (рис. 2). Увеличение пролета с 7 до 10 м вызывает начало смещений, которые к пролету в 12 м достигают на середине пролета 40 мм.

Резко увеличиваются смещения — до 60—80 мм — при пролете в 14 м, одновременно появляется отслоение и расслоение пачки пород мощностью 2 м. При пролете в 16 м смещения достигали 120 мм, после чего при пролете 17—19 м кровля обрушалась сразу 2-метровой толщиной.

Указанный характер наблюдался как в лавах со способом обрушения (свободная кровля на всем пролете), так и в лавах с закладкой.

Расчет по методу проф. В. Д. Слесарева показывает, что в условиях опытов, при пролете в 13—15 м, следует ожидать образование трещин в породах кровли, на что указывает и наблюдавшееся развитие процесса смещений.

На основании изложенного, ширина камер рекомендуется 10—12 м, при которой обеспечивается высокая естественная устойчивость кровли. Предполагаемая возможность увеличения ширины камер до 14 м, должна быть проверена осторожными опытами при соответствующих наблюдениях.

Камеры рекомендуется располагать в крест простирания геологических трещин, оставляя перпендикулярно к первым трещины карстового характера в целиках.

Отработка камеры только прямым ходом, по некоторым предварительным признакам, более благоприятна, чем отработка прямым и обратным ходом. Двойное воздействие взрывных работ при прямом и обратном ходе вызывает остаточные деформации целиков и увеличенные смещения кровли, не наблюдавшиеся при отработке камеры только прямым ходом.

Менее изученным остался вопрос о требованиях к штанговой крепи в камерах.

Все же по характеру поведения кровли в лавах и по некоторым признакам в камерах предполагаем подлежащей «сшивке» штангами пачку пород мощностью до 0,7 м, а полностью поддержанию — слой мощностью до 0,25 м.

Таким образом, минимальное необходимое сопротивление штанг, определяемое сугубо ориентировочно, должно быть порядка 2,0 тн, при плотности крепи 0,5 шт/м<sup>2</sup>.

В случае подрботки геологических трещин, расположенных вдоль камеры или пересекающихся в камере, требуется усиленное крепление краев трещин.

Испытания штанг показали возможность достижения сопротивления штанг выдерживанию более 5 тн, но при податливости до 5 см.

Минимальное сопротивление штанг оказалось порядка 1,5—2,0 тн. Более подробные, но все еще недостаточные, исследования работы штанг, проведенные на шахтах ленинградских сланцев, показали нижеследующее:

1. Металлические штанги с клинощелевым замком в известняках не могут выдерживать нагрузку более 5 т без податливости, величина которой во многих случаях оказывалась недопустимой.

2. Усилие, полученное при выдергивании металлических штанг, как и заданный натяг штангам при установке их в забое с отбойкой взрывом, не могут быть приняты за несущую способность штанг.

Под влиянием взрывных работ обнаруживается неизбеж-

ное, во всех случаях, падение натяга штанг от 30 до 60 проц. от первоначального. Неравномерные по величине и амплитуде колебания разных слоев пород кровли при взрыве приводят к мгновенному срыву замка и выталкиванию штанги из скважины, когда упруго колебавшиеся породы приходят к первоначальному положению. Это явление наблюдается на всех штангах, расположенных на расстоянии до 8 м от забоя.

3. Нельзя принимать за несущую способность и усилие в момент первого сдвига штанги при выдергивании, поскольку при таком сдвиге, прогибление ее в равной мере может и снизиться и возрасти.

4. Плотность крепи, при сколь угодно высокой несущей способности штанг не может беспредельно уменьшаться.

Для слоев пород, подлежащих полному поддержанию на крепи (нижних), расстояние между штангами не должно быть больше шага обрушения этих слоев, в противном случае штанги будут «обгрыбываться» породами кровли.

5. Получены условия, при которых возможна замена металлических штанг деревянными на шахтах ленинградских сланцев.

В заключение необходимо указать на опасность повсеместного применения камерной системы без уточнения поведения земной поверхности в случае разрушения междукамерных целиков, возможного при тех параметрах камер, которые рациональны и применяются в настоящее время.

Как установлено проведенными ВНИМИ исследованиями напряженного состояния целиков, последние фактически имеют несущую ширину не более 1,5—2-х м, при высоте 3 м и напряжениях около 50—60 проц. от разрушающих. При ширине камер 9—12 м безусловно возможно разрушение таких целиков в течение ближайших десятков лет.

Поэтому, при глубине работ 15—30 м земная поверхность оказывается в самом неопределенном по устойчивости состоянии и ее нельзя использовать под застройку коммуникаций. Очевидно необходима закладка камер или ограничение применения этой системы под многими участками культивируемой поверхности.

Потери при камерной выемке будут достигать 40 проц., главным образом, сланца лучшего качества.

Представляется совершенно необходимой, наряду с камерной — особо производительной — другая система разработок, каковой может явиться слоевая со способом обрушения кровли, обеспечивающая выемку всей промпачки, с высшей природной кондицией, при возможной комплексной механизации очистных работ.

Сохранение же камерной системы как единственной ориентировочно возможно только с закладкой камер, что позволит в некоторой мере сократить осадку поверхности и потери сланца.

# Геологический разрез

шурфа №6 шахты №2

Геологический период	Геологический слой	Мощность слоя	Глубина до отложения	Описание пород	
Q		0,40	60	Почвенно-растительный слой	
		0,80	1,20	Суглинок буровато-красный, рыхлый	
		0,50	1,70	Глина коричневая, плотная	
		1,20	2,90	Известняк серый, плотный	
		0,03	2,93	разделяется на слой 8-14 см	
		0,20	3,13	Нижний слой 40 см	
		0,03	3,16	очень плотная светлосерая глина	
		0,54	3,70	Известняк серый, плотный	
		0,02	3,72	Плотная светлосерая глина	
		0,57	4,29	Известняк серый раззел на слои	
		0,28	4,57	Светлосерая, плотная, вязкая глина	
		0,17	4,74	Известняк серый, плотный раззел	
		0,05	4,80	прослойками сланца (2 см) на слои 3-10 см	
		0,83	5,63	Сланец коричнево-красный, плотный с карьер.	
		0,14	5,77	Известняк 90-95%, глинистый	
		0,14	5,90	серый известняк сланец	
		0,28	6,18	Известняк темносерый раззел на слои прослойкам изв. светлого. очень крепкого.	
		0,67	6,85	Известняк рыхлый	
	S		0,14	7,00	Известняк серый
			0,37	7,37	Известняк серый с прослойками сланца до 5 см. Члб. мощн. 5-10 см
		0,10	7,47	Известняк серый, плотный	
		0,16	7,63	Много тонко ветвистого сланца	
		0,20	7,83	Известняк серый, плотный	
		0,32	8,15	Известняк серый, плотный, крепкий	
		0,15	8,30	Известняк сланец 2-4 см слои	
		0,25	8,55	Известняк сланец, плотный	
		0,15	8,70	Известняк сланец 2-4 см слои	
		0,15	8,85	Известняк сланец, плотный	
		0,15	9,00	Известняк сланец, плотный, крепкий	
		0,25	9,25	Известняк сланец, плотный, крепкий	
		0,15	9,40	Известняк сланец, плотный, крепкий	
		0,15	9,55	Известняк сланец, плотный, крепкий	
		0,15	9,70	Известняк сланец, плотный, крепкий	
		0,15	9,85	Известняк сланец, плотный, крепкий	
		0,15	10,00	Известняк сланец, плотный, крепкий	
		0,15	10,15	Известняк сланец, плотный, крепкий	
		0,15	10,30	Известняк сланец, плотный, крепкий	
		0,15	10,45	Известняк сланец, плотный, крепкий	
	0,15	10,60	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	10,75	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	10,90	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	11,05	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	11,20	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	11,35	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	11,50	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	11,65	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	11,80	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	11,95	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	12,10	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	12,25	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	12,40	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	12,55	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	12,70	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	12,85	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	13,00	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	13,15	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	13,30	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	13,45	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	13,60	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	13,75	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	13,90	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	14,05	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	14,20	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	14,35	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	14,50	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	14,65	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	14,80	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	14,95	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	15,10	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	15,25	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	15,40	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	15,55	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	15,70	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	15,85	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	16,00	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	16,15	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	16,30	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	16,45	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	16,60	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	16,75	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	16,90	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	17,05	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	17,20	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	17,35	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	17,50	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	17,65	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	17,80	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	17,95	Известняк сланец, плотный, крепкий		
	0,15	18,10	Известняк сланец, плотный, крепкий		

## К МЕТОДИКЕ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОВЕДЕНИЯ КРОВЛИ В ЛАВАХ ШАХТ ТРЕСТА «ЭСТОНСЛАНЕЦ»

П. П. МИХАЛЮК,  
ИГД АН СССР.

В 1953 г. нами, по личной инициативе, были проведены исследования и собраны материалы по поведению кровли в лавах шахты № 2.

В последние годы Всесоюзным Научно-Исследовательским маркшейдерским институтом проведены большие работы по исследованию горного давления и снижению боковых поруд на шахтах треста «Эстонсланец». Результаты этих исследований отражены в отчете Института за 1958 год. Тем не менее описание проделанной нами работы на шахте № 2 треста «Эстонсланец» не лишено интереса, так как оно познакомит шахтеров с методикой проведения таких исследований в лавах, которые могут быть проведены силами самой шахты.

Целью наших исследований являлось изучение деформаций, возникающих в породах кровли пласта по мере подвигания очистного забоя, от начала проявления их при обнажении кровли до их затухания, характера поведения кровли и определение шага возможного обрушения и получение на базе этих данных плотности крепи при существующем способе управления кровлей.

Для наблюдения по лаве № 15 (черт. 2) были заложены три наблюдательных пункта (точки): Первый пункт — точки № 1 и № 2 в бортовом штреке. Точка № 2 у забоя и точка № 1 в 2,75 м от забоя. Второй пункт — точки № 3 и № 4 в «кармане» бутовой полосы, расположенной в центре лавы. Расстояния от сборного и бортового штреков приведены на чертеже № 2 плана лавы. Третий пункт — точки №№ 5 и 6 на пересечении лав № 15 со сборным штреком.

В лаве № 16 были заложены 2 пункта: Первый пункт, точка № 7 — на пересечении лавы № 16 со сборным штреком и второй пункт — точки №№ 8 и 9 — в «кармане» бутовой полосы, несколько смещенной от центра лавы.

Место заложения точек №№ 8 и 9 является местом наибольшего давления.

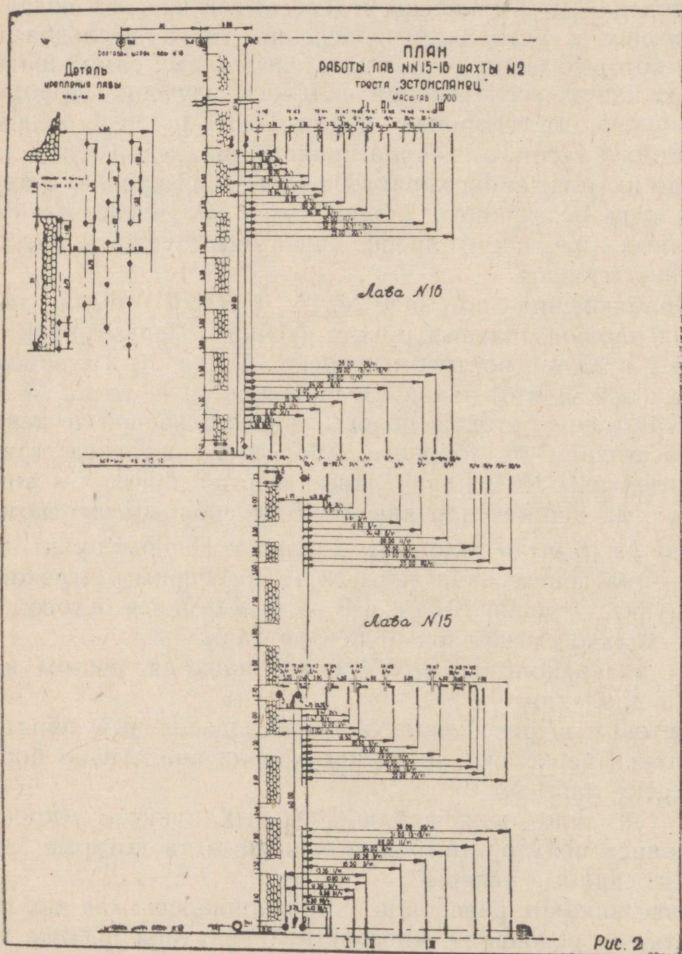
В бортовом штреке лавы № 16 наблюдательный пункт не был заложен поскольку поведение кровли аналогично бортовому штреку лавы № 15.

В местах заложения наблюдательных пунктов в кровлю забуривались полутораметровые скважины, в которые забивались деревянные реперы.

В почве никаких реперов не устанавливалось, так как почва пласта, на основании многолетней практики работы лав, остается неизменной и пучение в лавах не наблюдалось.

Наблюдательные пункты были заложены 26 мая, первый замер был произведен 28 мая.

Характер поведения кровли и величины горного давления можно получить, применяя имеющиеся в данное время приборы для измерения нагрузок на индивидуальную крепь, типа механических динамометров МСД-30, МСД-60 с самописцами СГД-1 конструкции быв. Института ВУГИ, либо типа самопишущего механического динамометра ДНЗ-1 конструкции ВНИМИ и др. приборами. Непрерывная регистрация относительного смещения боковых пород в очистных забоях может быть произведена с помощью универсальной стойки типа СУ-2 с самописцем С-2, конструкции ВНИМИ. Описание этих и других приборов подробно изложено в книге научных сотрудников быв. Института ВУГИ Ш. М. Билика, А. А. Корблева, А. Д. Панова и М. А. Слободова — «Приборы и ап-



паратура для исследования проявлений горного давления», изданной Углетехиздатом в 1958 г.

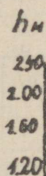
Эти приборы нашли широкое применение при исследовании горного давления в шахтных выработках, но, к сожалению, мы ими не располагали.

При отсутствии указанных приборов, как это имело место в нашем случае, можно использовать стальную или, в крайнем случае, тесьмянную рулетку. В этом случае не будут известны величины давления, что затруднит решение вопроса с подбором плотности крепи.

### Профиль

по пункту №8 (Лавя №16)

Мощность 2,20 м

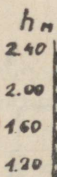


Отметка пунктов в м	2,20	2,08	1,94	1,78	1,67	1,58	1,53	1,47	1,44	1,42	1,41
Дата замера	24/1	29/1	29/1	30/1	1/1	3/1	5/1	8/1	19/1	25/1	29/1
Расстояние между замерами в м	4,80	1,86	3,85	2,30	3,70	3,80	3,90	5,80	2,00	5,00	
Нарастающие расст. от п. №8 в м	4,80	6,66	10,50	12,80	16,50	20,30	24,20	30,00	32,00	35,00	

### Профиль

по пункту №7 (Лавя №16)

Мощность 2,20 м



Отметка пунктов в м	2,20	2,10	2,02	1,86	1,81	1,68	1,56	1,48	1,48	1,44	1,44
Дата замера	24/1	29/1	29/1	30/1	1/1	3/1	5/1	8/1	19/1	25/1	29/1
Расстояние между замерами в м	4,68	1,87	3,85	2,53	3,87	3,60	4,10	6,00	2,00	5,00	
Нарастающие расст. от п. №7 в м	4,68	6,55	9,90	12,43	16,30	19,90	24,00	30,00	32,00	35,00	

Рис. 3

Для получения правильных показателей во времени, замеры необходимо производить в определенное время суток, один или несколько раз в сутки.

# ОСЕДАНИЕ КРОВЛИ

## ПО ЛИНИЯМ ЗАМЕРНЫХ ТОЧЕК В ЛАВЕ №15

шахты №2 гуреста Эстонсланец

Мощность пласта 2,23 м

I. По линии замерной точки №2



II. По линии замерной точки №4



III. По линии замерной точки №5

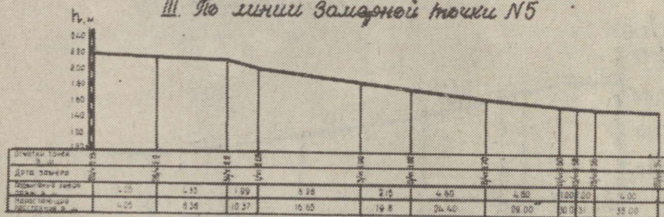


Рис. 4

Перед началом наблюдений надо заготовить шахтную книжку наблюдений с указанием точек и пунктов наблюдения, датой наблюдения, а также граф для записи расстояний от

репера до забоя (l) и от репера до почвы (h) по каждой точке.

На поверхности должна быть подготовлена аналогичная ведомость замера, а также подготовлены на миллиметровке места нанесения «профилей» по линии каждой точке, как это приведено на чертеже 3 и на плане лавы (черт. 2).

Опускания кровли вначале нами фиксировались ежедневно, а затем через двое и трое суток. При замере определялась высота от репера до почвы и расстояние от репера до груди забоя. Попутно зарисовывались получившиеся трещины в кровле и замерялось их расстояние до забоя, либо от наблюдательного пункта и наносилось на план лавы.

Исследования производились над вторичными осадками лав, так как первичные, наиболее сложные, бывают после разрезки новых лав в 20—30 метрах от целиков.

При производстве замеров в карманах бутовых полос при отходе забоя лав от наблюдательных пунктов на 20 и больше метров создавались затруднения с доступом к пунктам наблюдений из-за большого оседания кровли, полома стоек и невозможности ремонта крепления, но это не оказало влияния на точность замеров.

По данным замеров:

а) составлялись «профили» по каждой линии отдельной точки опускания кровли в функции подвигания забоя лавы (l) (чертежи 3 и 4);

б) велись графики по каждой лаве опускания кровли в функции времени выемки сланца в лаве (t) в виде совмещенных кривых (черт. 5).

### Результаты наблюдений

Имеющаяся документация по состоянию опускания кровли в функции времени работы лав (t) и подвигания груди забоев лав (l) позволило построить следующие графики:

1. Абсолютных величин опускания кровли в функции подвигания забоев по пунктам №№ 7, 8, 9 для лавы № 16 (черт. 6) и по точкам №№ 4, 5, 6 для лавы № 15 (черт. 7).

2. Интенсивности опускания кровли (черт. 8).

3. Опускания кровли по трем разрезам выработанного пространства параллельно забоям лав (черт 9).

### График абсолютных величин опускания кровли (черт. 6 и 7)

Как видно из графика, активное опускание кровли в лаве № 16 (отстающей) происходит на расстоянии 32—35 м от забоя, достигая максимума. Максимальное опускание по лаве



отстающей лаве (16), где затухание опусканий происходит ранее, чем в опережающей ее лаве № 15.

В опережающей лаве № 15 величины опускания кровли меньше — порядка 730—750 мм. Точно это установить не удалось, так как процесс опускания кровли по наблюдательным пунктам линии № 3, 4 и 5, 6 не только не был закончен к 20/VI, но как показала наша проверка 27/VI, он еще продолжался, при этом высота выработанного пространства составила 1,50 м.

На чертежах 6 и 7 нами показаны приращения величин опускания по периодам производства замеров в функции подвигания лав. По этим графикам приращения подвигания можно судить об интенсивности опускания кровли в разные отрезки подвигания лав.

Хотя графики опускания кровли свидетельствуют о некотором плавном протекании процесса, само оседание кровли в определенные моменты, связанные с нарастанием горного давления, протекает скачкообразно. Этот процесс протекает различно для точек, расположенных ближе к бортовым штрекам, в центре лавы и на сборных штреках. На чертежах 6 и 7 это явление показано в виде отдельных пик. Пики указывают на происходящий разрыв горных пород массива кровли на части по наиболее слабо сцепленным прослойкам.

Можно предположительно заключить, что первый разрыв происходит по прослойке сланца выше пачки «Н» на отметке 12,59 м. разреза пласта (черт. 1), второй разрыв происходит на отметке 8,27 метра.

По этим прослойкам геологами наблюдается циркуляция воды.

Из рассмотрения кривых приращения опускания кровли видно, что этим двум разрывам, по-видимому, и соответствует по две больших пики приращений, характерных для каждой кривой опускания кровли. Из наблюдений установлено, что в местах пик всегда обнаруживаются трещины в кровле, что нами и показано на чертежах.

Последующие отрывы массива породы кровли не дают больших пик, так как с одной стороны создается подушка из породы, получаемой при первых разрывах, а с другой стороны возрастает сопротивление опоры — бутовых полос. По мере подвигания забоя лавы от замерной точки сжатие бутовых полос происходит гораздо труднее, а затем совершенно прекращается, как это видно на графике опускания кровли в отстающей лаве № 16.

Характерно, что раздавливание бутовых полос происходит не беспорядочно с разбрасыванием породы стенок, а за счет увеличения ширины бутовых полос при уменьшении их высоты.

Коэффициент сжатия составляет 0,35 за счет изменения ширины бутовых полос. Если при положении на 26 мая, в

момент закладки наблюдательных пунктов 3 и 4, ширина «кармана» была 2,5 метра, то на расстоянии 32 метров от забоя ширина «кармана» составила не более 1 метра, т. е. соседние бутовые полосы, как бы сходились.

### График интенсивности опускания кровли (черт. 8)

Интенсивность опускания кровли (в мм/час) определялась нами по формуле

$$\frac{h_n - h_{n-1}}{t_n - t_{n-1}}$$

где  $h_n - h_{n-1}$  — разность опускания кровли в интервалах двух измерений в мм

$t_n - t_{n-1}$  — разность времени между двумя измерениями в часах.

Интенсивность опускания кровли приведена на черт. 8 — по оси абсцисс — время наблюдений, по оси ординат — интенсивность в мм/час.

На этом же чертеже приведена среднесуточная скорость подвигания лав в метрах по датам замера в  $f(t)$ , определенная по формуле

$$\frac{l_n - l_{n-1}}{t_n - t_{n-1}}$$

где:  $l_n - l_{n-1}$  — разность подвигания забоя в интервале двух измерений.

Из сравнения кривых на чертежах 8, 6 и 7 видно, что интенсивность опускания кровли и приращение опусканий в зависимости от подвигания забоя взаимно связаны между собой.

Однако, фактор подвигания забоя лавы не имеет решающего значения.

Для подтверждения этого положения нами, на этой же шахте, был произведен специальный замер величин опускания кровли в 2 точках по сборному штреку лав №№ 17—18. Подвигание забоев указанных лав значительно медленнее, чем лав №№ 15—16.

Для сравнения были взяты в обоих лавах точки на расстоянии 24 метров, т. е. на расстоянии подвигания забоя лавы от точки № 5 на 8 июня.

Несмотря на резкую разницу в скорости подвигания лав (лавы №№ 17—18 имели подвигание в 3—4 раза более медленное, чем лавы №№ 15—16), величина опускания кровли в лаве № 17—18 составила 0,55 метра, а по лавам № 15—16 — 0,75 м.

## Зависимость опускания кровли и нарастания приращения опускания от подвигания забоя лавы $F(\ell)$ в условиях лавы N-16

*шахты №2 треста Зеткоксалеи*

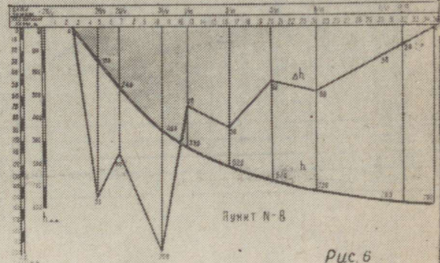
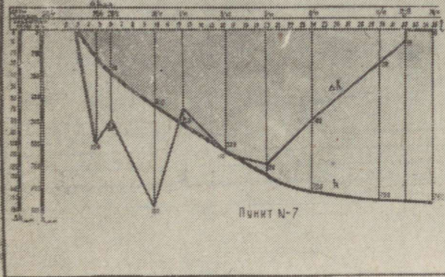
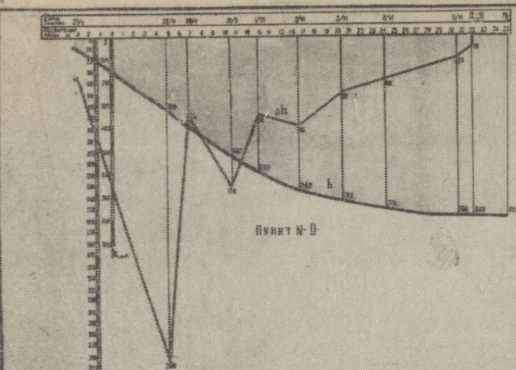


Рис 6

## Зависимость опускания кровли и нарастания приращения опускания от подвигания забоя лавы $F(\ell)$ в условиях лавы N15

*шахты №2 треста Зеткоксалеи*

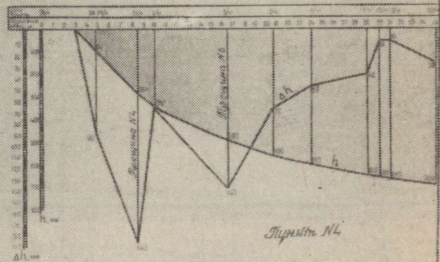
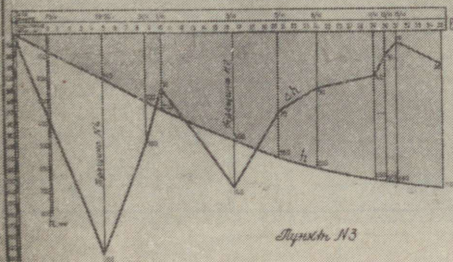
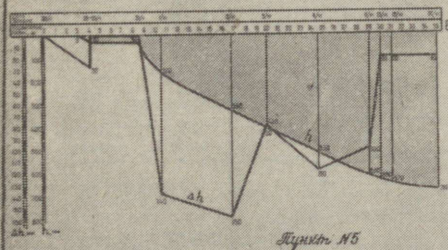
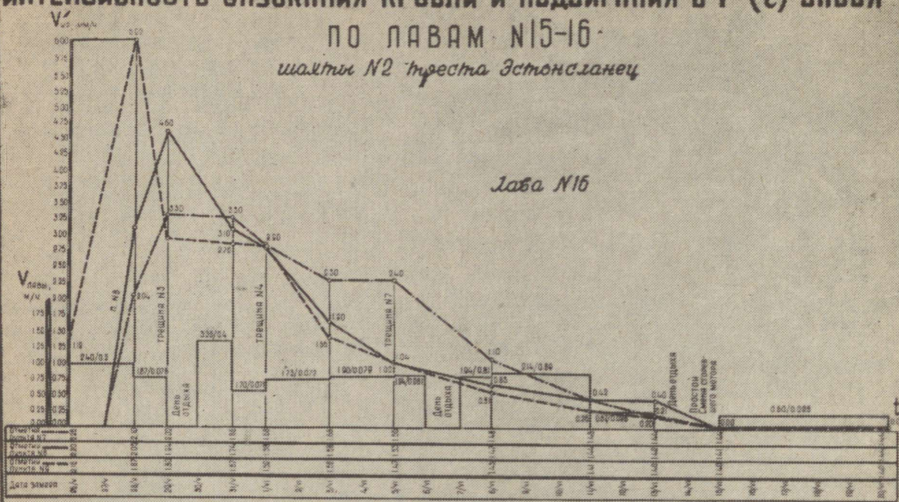


Рис 7

# Интенсивность опускания кровли и подвигания в $F(t)$ забоя

по лавам №15-16  
шахты №2 треста Эстонсланец

Лавы №16



Лавы №15

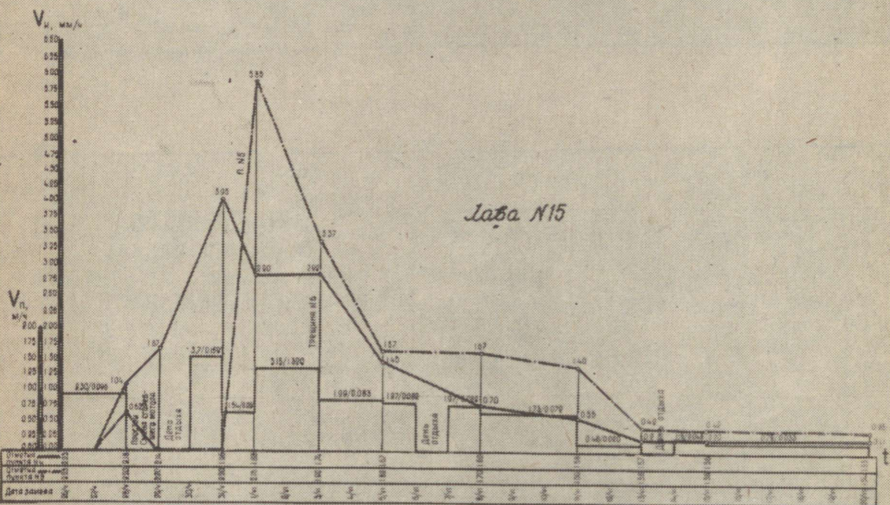
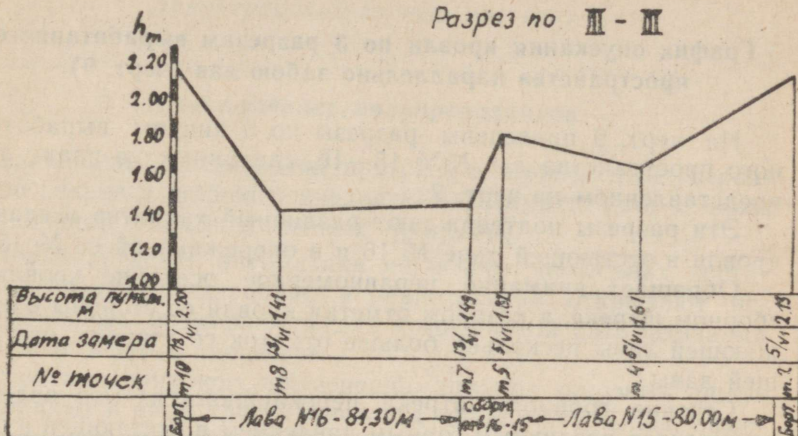


Рис. 8

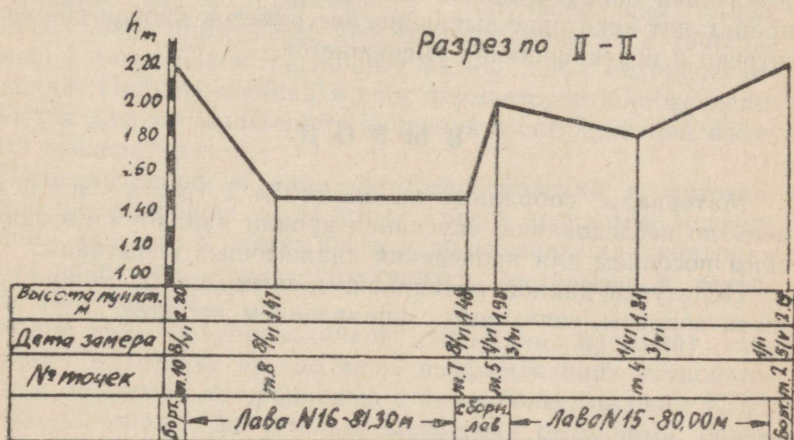
Зависимость опускания кровли от времени работы лавы видна из черт 8 для лавы № 15, где, несмотря на простой лавы № 15 29 мая из-за замены сгоревшего мотора и 30 мая

# ОСЕДАНИЕ КРОВЛИ В ЛАВАХ N-15-16 ШАХТЫ N-2 треста Эстонсланец

Разрез по III - III



Разрез по II - II



Разрез по I - I

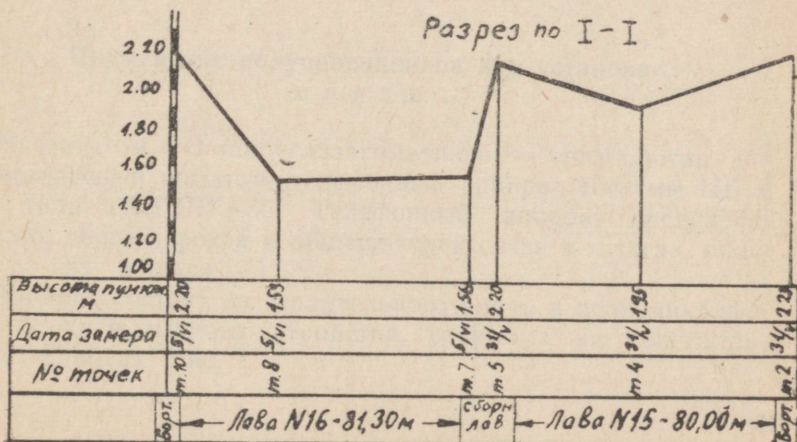


Рис. 9

из-за дня отдыха шахты, все же нарастание интенсивности опускания кровли, начавшееся 28 мая, не прекратилось, а, наоборот, увеличивалось как 29, так и 30 мая с определенной закономерностью, пока не достигло своего максимума.

### **График опускания кровли по 3 разрезам выработанного пространства параллельно забою лав (черт. 9).**

На черт. 9 приведены разрезы по 3 линиям выработанного пространства лав №№ 15—16, сделанных на плане лав, представленном на черт. 2.

Эти разрезы подтверждают различный характер оседания кровли в отстающей лаве № 16 и в опережающей ее № 15.

Обращает внимание неравномерное оседание кровли в сборном штреке, в котором отметки кровли со стороны опережающей лавы несколько больше отметок со стороны отстающей лавы.

Сечение сборного штрека перекашивается. Это явление вызывается различным горным давлением в отстающей и опережающей лавах. Однако, по мере удаления точек от забоя, происходит некоторое выравнивание отметок кровли сборного штрека и перекашивание уменьшается.

## **В Ы В О Д**

Материалы, собранные на шахте № 2 треста «Эстонсланец» по исследованию опускания кровли являются методическим пособием для проведения аналогичных испытаний.

Пользуясь данной методикой, силами шахты можно решать вопросы, связанные с управлением кровлей.

# ПРИМЕНЕНИЕ ПОЛУПРОВОДНИКОВ И РАДИО-АКТИВНЫХ ИЗОТОПОВ В СЛАНЦЕВОЙ И УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

В. С. СМУСЬ

*Ленинградский горный институт*

## Использование полупроводников

Дальнейший технический прогресс в горном деле неразрывно связан с широким внедрением автоматизации и телемеханизации производственных процессов.

Новые средства автоматики на основе последних достижений физики, электроники и радиотехники открывают исключительные возможности для комплексной автоматизации производственных процессов.

Особенно широкое применение должны получить полупроводники в виде кристаллических диодов и триодов, заменяющие электронные лампы и обладающие по сравнению с последними рядом преимуществ. Полупроводники нашли очень широкое применение при использовании их в качестве датчиков, измеряющих различные физические и механические величины. Полупроводники в виде термисторов широко используются для дистанционного контроля и сигнализации изменения температуры.

Полупроводники в виде фотосопротивлений и фотоэлементов, реагирующих на видимый свет и невидимые инфракрасные излучения, могут быть использованы для контроля любых процессов, характеризующихся световыми и тепловыми излучениями.

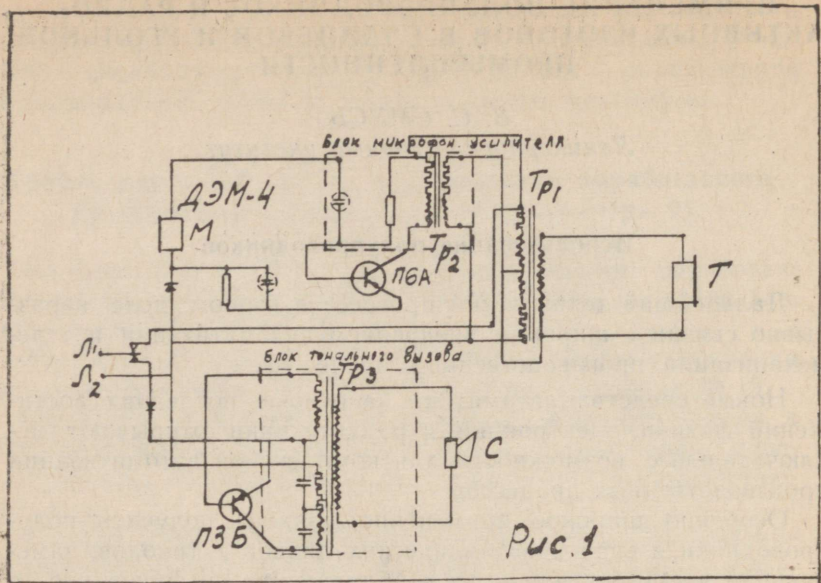
Новые виды полупроводников (германий, кремний) уже начинают вытеснять другие типы выпрямляющих устройств, так как обладают по сравнению с ними более высоким КПД (до 98—99 проц.), значительно меньшими размерами, более долгим сроком службы и другими преимуществами.

## Применение полупроводников для установок

с в я з и.

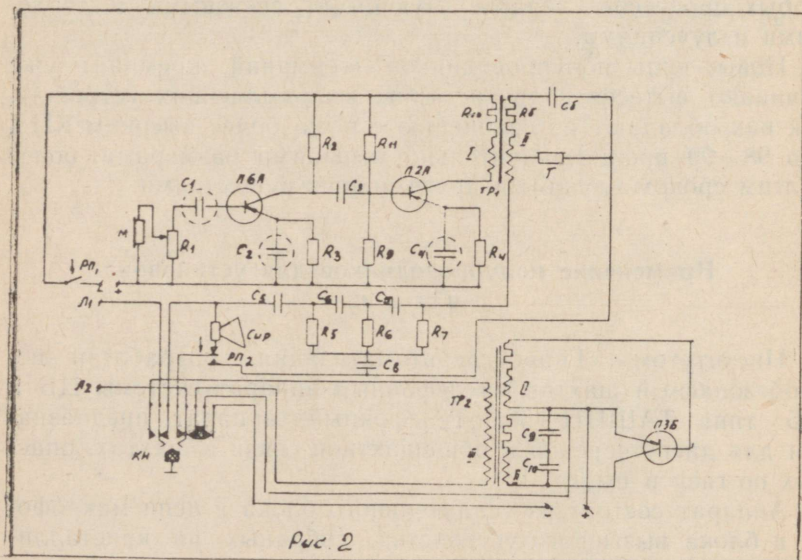
Институтом «Гипроуглеавтоматизация» разработан искробезопасный шахтный телефонный аппарат системы ЦБ и МБ типа ТАШИП—56. Телефонный аппарат предназначен для диспетчерской и общешахтной связи в шахтах, опасных по газу и пыли.

Аппарат состоит из усилительного блока в цепи микрофона и блока вызывного устройства, собранных на кристаллических триодах. Рис. 1



Питание аппарата возможно от центральной или местной батареи. Вызов абонента осуществляется как постоянным, так и переменным током. Вес телефонного аппарата 6 кг.

Институтом «Гипроуглеавтоматизация», совместно с Днепропетровским заводом ДЗСВ разработан искробезопасный комбайновый телефонный аппарат ТАК-1. Аппарат может быть использован для телефонной связи по шахтному стволу, вдоль конвейерных линий и в других местах как по отдельным



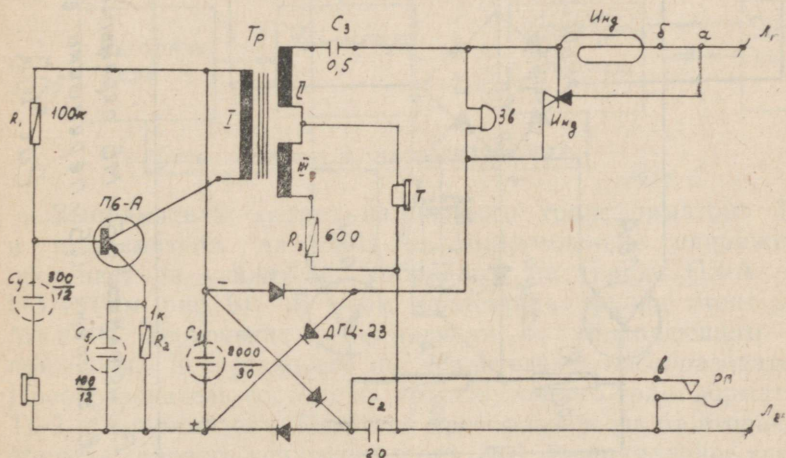
жилам телефонного кабеля, так и по низковольтным цепям дистанционного управления, а также для прямой телефонной связи машиниста комбайна с пунктом погрузки по жилам дистанционного управления гибких силовых комбайновых кабелей в шахтах, опасных по газу и пыли.

Схема аппарата показана на рис. 2. Тональный вызов осуществляется подачей с другого аппарата сигнала с частотой от 500 до 2000 гц, что обеспечивает резкое выделение вызывного сигнала от шума, создаваемого работающими механизмами. Приемником тонального вызова является электромагнитный капсульт типа ДЭМ-4н с раструбом (Сирена). При снятии трубки включается питание микрофонного усилителя, а выход дифференциального трансформатора подключается к линии. Микрофонный усилитель собран на двух триодах П6А и П2А.

Для предотвращения попадания с линии напряжения 50 гц перед дифференциальным трансформатором включается реостатно-емкостной фильтр. Для вызова другого абонента достаточно нажать кнопку КН. Вес аппарата 8,3 кг.

ВУГИ разработал безбатарейный телефонный аппарат (ББК), который может работать с аналогичными телефонными аппаратами и с любыми телефонными аппаратами МБ в телефонных установках без коммутаторов и с телефонными устройствами системы ЦБ и МБ с коммутаторами.

Институтом изготовлены два типа безбатарейных аппаратов с одним или двумя полупроводниковыми триодами на микрофонных усилителях. (См. рис. 3, 4) Питание усилителей осуществляется через накопительный конденсатор  $C_1$ , за-



В системах ББ - МБ - переключатель в положении а-б

В системе ЦБ - переключатель в положении б-в

Рис 3



через них в паузах между разговором. Такой режим обеспечивает более продолжительное ведение разговора, по сравнению с предыдущим типом усилителя.

В режиме ЦБ переключатель б—а устанавливается в положении б—в и при снятии трубки контакты РП подключают параллельно шлейфу обмотки индуктора с сопротивлением 325 ом.

В таком включении реактивная катушка индуктора обеспечивает вызов и отбой станции.

Телефонный аппарат обладает следующими особенностями:

1. Всегда готов к действию и не требует снабжения батареями.
2. Менее подвержен влиянию влаги и пыли, так как не содержит угольных микрофонов.

### Применение полупроводниковых усилительных схем для повышения чувствительности реле

Применение полупроводниковых усилительных схем, на выходе которых устанавливаются достаточно мощные реле, дало возможность разработать надежные искробезопасные приборы.

Конструкторами Днепропетровского завода разработано новое реле РЭУВ-2, блок-схема которого представлена на рисунке 5

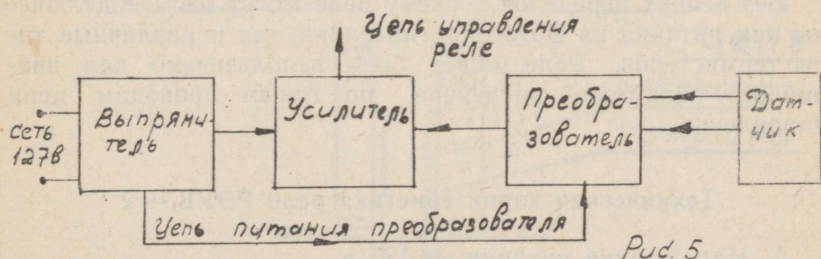


Рис. 5

Выпрямитель состоит из силового трансформатора Тр-1 и выпрямителя на ДГЦ-26. Выпрямленное напряжение поступает на усилитель, собранный на триоде ПЗ-А или ПЗВ (См. рис. 6). В цепи коллектора триода стоит реле МКУ-48. Включение реле зависит от управляющего напряжения, поступающего на усилитель с преобразователя. Преобразователь состоит из промежуточного трансформатора Тр-2 и выпрямителя. Питается преобразователь от вторичной обмотки силового трансформатора Тр-1. Выпрямленное управляющее напряжение, снимаемое с точек 17—18 зависит от магнитного потока, проходящего в сердечнике трансформатора Тр-2. В свою очередь, величина потока в сердечнике зависит от степени шунтирования датчиком обмотки 12-10 или 13-10.



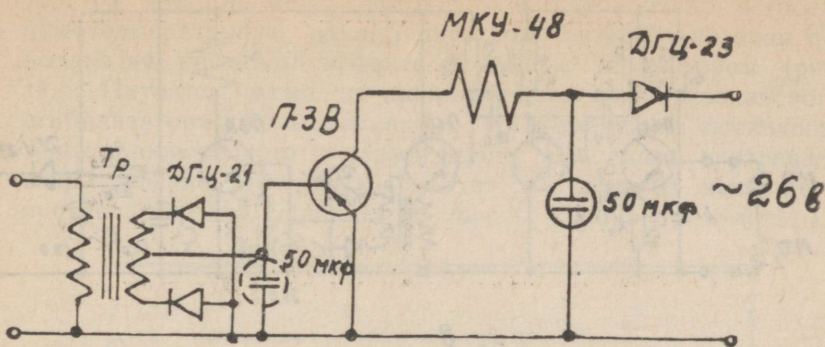


рис. 7

бесконтактного контроля движения и целости скребковых цепей одноцепных и двухцепных конвейеров (РУК-1 и РУК-2). Устройство основано на применении индуктивного датчика, который устанавливается под цепью конвейера. (См. рис. 8).

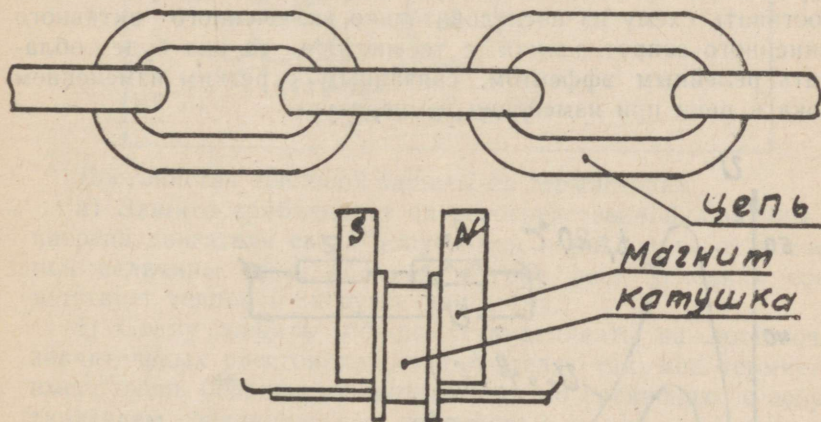


Рис. 8

При движении цепи перед электромагнитом периодически меняется магнитное сопротивление магнита. Это вызывает периодическое изменение магнитного потока в теле магнита, которое индуцирует эдс в катушке датчика. Так как эдс мала, то для усиления сигнала используется предварительный усилитель, выполненный на триодах П6а (см. рис. 9).

В настоящее время аппаратура выпускается Днепропетровским заводом селеновых выпрямителей.

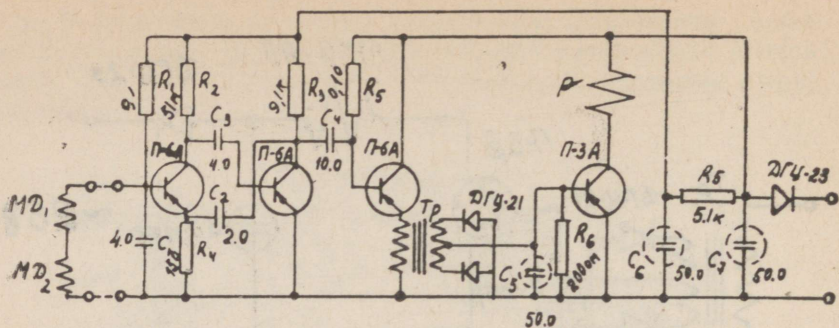


рис 9

### Применение термисторов для тепловой защиты электродвигателей

Вольтамперная характеристика термистора зависит как от приложенного к его концам напряжения, так и от температуры. На рис. 10 изображено семейство характеристик термистора КТМ-10 в зависимости от температуры. Если составить схему из последовательно включенного активного линейного сопротивления и термистора, то она будет обладать релейным эффектом, связанным с резким изменением тока в цепи при изменении температуры.

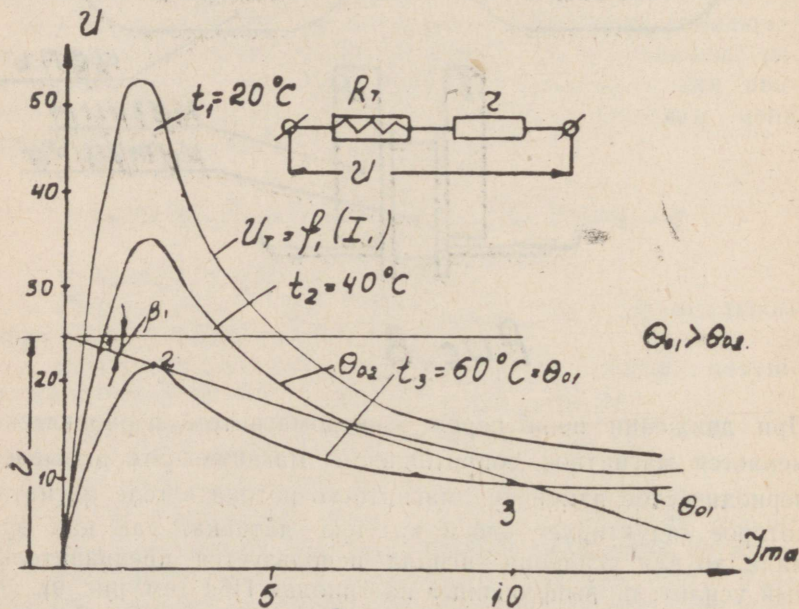


Рис. 10

Конструкторское бюро «Цветметавтоматика» Министерства цветной металлургии СССР разработало встроенную температурную защиту электродвигателей, которая основана на релейном эффекте в цепи с термистором (рис. 11.). Питается схема от понижающего феррорезонансного стабилизатора. Роль активного сопротивления, последовательно включенного с термистором, выполняет внутреннее сопротивление реле МКУ-48. Этот тип защиты испытан в производственных условиях и показал хорошие результаты.

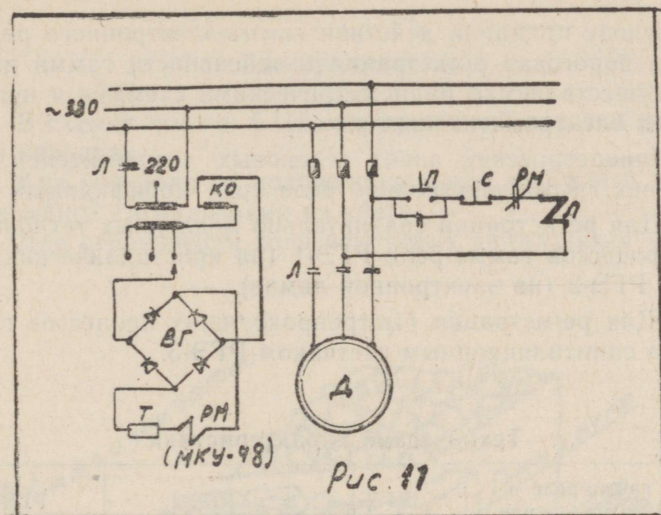


Рис. 11

Достоинства тепловой защиты на термисторах.

а) Защита срабатывает от непосредственной причины — нагрева двигателя сверх допустимой нормы, а не от косвенной величины тока, который не при всех условиях соответствует тепловой нагрузке двигателя.

б) Схему защиты можно устанавливать на достаточно значительных расстояниях от двигателя, так как термистор имеет очень большое сопротивление по сравнению с сопротивлением соединительных проводов.

К недостаткам тепловой защиты на термисторах надо отнести зависимость срабатывания реле от колебания напряжения сети.

### Применение гамма-электронных устройств для автоматизации технологических процессов

Принцип действия устройств автоматического контроля, в которых используются источники ядерных излучений, основан на взаимодействии ядерных излучений с исследуемым веществом. Сюда относятся поглощение излучения и его рассеивание контролируемой средой.

ИГД АН СССР разрабатывает прибор для контроля открытого линейного контакта порода — полезное ископаемое при автоматической проходке штрека комбайном.

Принцип действия прибора основан на различной отражающей способности  $\gamma$  — лучей в породе и в слое полезного ископаемого.

### Гамма-электронное реле

В основу принципа действия гамма-электронного реле положена пороговая регистрация интенсивности гамма излучений, осуществляемая радиометрическими схемами и исполнительным электромагнитным реле.

Днепропетровский завод селеновых выпрямителей изготавливает гамма-электронное реле трех модификаций.

а) Для регистрации сравнительно медленных технологических процессов гамма-реле РГЭ-1 (на кристаллических триодах) и РГЭ-2 (на электронной лампе).

б) Для регистрации быстропроходящих процессов гамма-реле со сцинтиляционным счетчиком РГЭ-3.

### Технические характеристики

Типы гамма-реле и основные показатели		РГЭ-1	РГЭ-2	РГЭ-3
1. Напряжение питания		127 в. 50 гц	127 в. 50 гц	127 в. 50 гц
2. Число гамма-квантов при облучении для четкого срабатывания реле	Верхний предел	$1000 \pm 300$ гамма-квант. сек.	$3800 \pm 900$ гамма-квант. сек.	$1000 \pm 100$ гамма-квант. сек.
	Нижний предел	$400 \pm 100$ гамма-квант. сек.	$100 \pm 300$ гамма-квант. сек.	$400 \pm 30$ гамма-квант. сек.
3. Время включения		1,2—1,4 сек.	$1,5 \pm 0,5$ сек.	50 м сек.
4. Время выключения		1,4—5 сек.	$3,2 \pm 0,5$ сек.	60—70 сек.
5. Потребляемая мощность		10 ватт	15 ватт	

Использование гамма-электронного реле может быть осуществлено по трем направлениям:

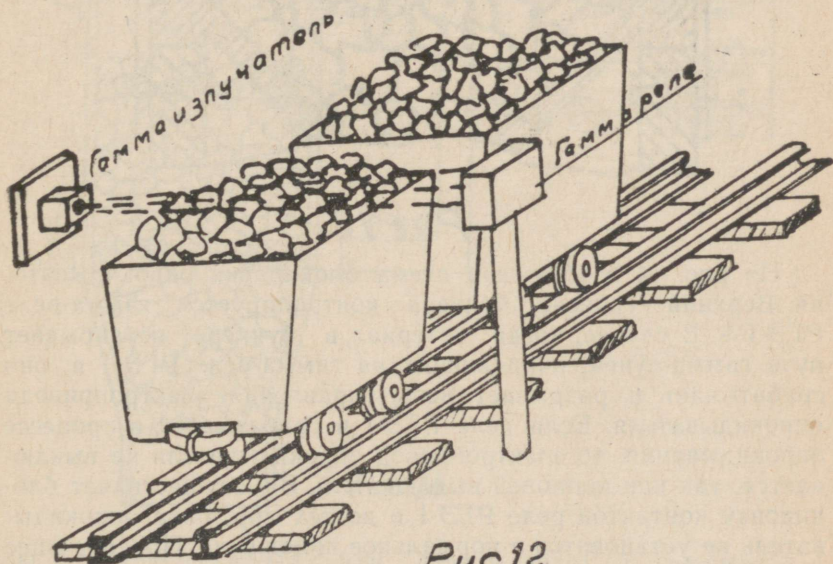
1. В а р и а н т. Неподвижное размещение ГР (гамма-реле) и ГИ (гамма-излучателя).

### Где применяется

1. Определение уровня в бункерах.
  2. Фиксирование застревания материала в желобах и течках.
  4. Определение степени заполнения скипа.
  3. Учет вагонеток и числа подъемов.
- II. В а р и а н т. Неподвижное размещение ГР, а ГИ движется вместе с контролируемым объектом.

### Где применяется

1. В схемах подачи СЦБ электровозной откатки на шахтах и карьерах.
2. Для контроля за положением скипа или клетки в стволе и аварийной сигнализации из клетки.
3. Для ограничения хода некоторых движущихся механизмов.



На рис. 12 показана схема работы автоматической установки для определения степени загрузки вагонеток или для автоматического подсчета числа прошедших вагонеток. При прохождении вагонетки мимо гамма излучателя интенсивность  $\gamma$  лучей, подающих на счетчик гамма-реле, резко падает реле срабатывает и подает импульс на электрический счетчик.

Контроль загрузки бункера показан на рис. 13, когда

уровень материала в бункере перекроет путь прохождения  $\gamma$  лучей к гамма-реле оно срабатывает и включает сигнализацию на табло диспетчера или производит другую необходимую операцию.

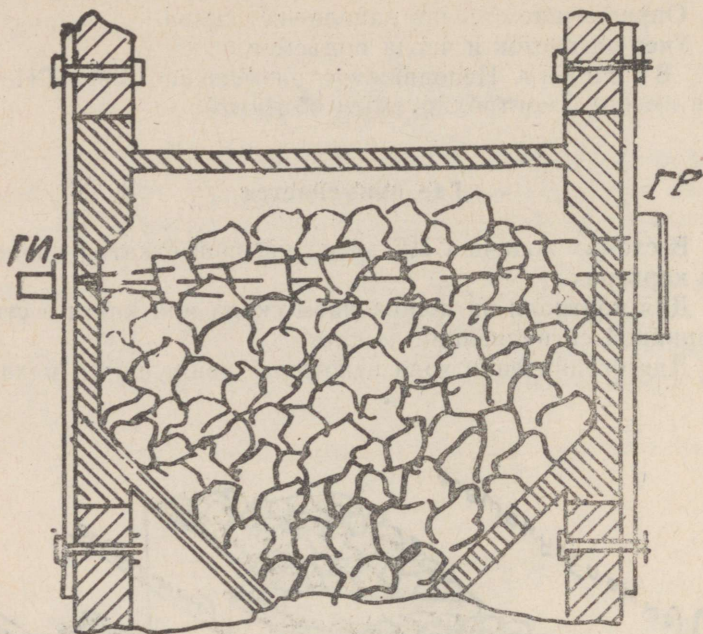


Рис. 13

На рис. 14 изображена схема блокировки опрокидывателя. Верхний уровень бункера контролируется гамма-реле РГЭ-1 в. В случае, когда материал в бункере перекрывает путь гамма-лучей, попадающих на гамма-реле РГЭ-1 в, оно срабатывает и разрывает цепь управления электропривода опрокидывателя. Если реле РГЭ-1 в срабатывает в процессе опрокидывания, то электропривод опрокидывателя не выключается, так как концевой выключатель ВК осуществляет блокировку контактов реле РГЭ-1 в до тех пор, пока опрокидыватель не установится в нормальное положение. Последующее включение привода опрокидывателя возможно только по освобождении верхнего уровня в бункере. Для контроля герметизации в системе вентиляции шахты на нижнем уровне бункера установлено второе гамма-реле РГЭ-1 н.

С помощью гамма-реле РГЭ-3 и высокочастотного электронного реле ВЭР можно осуществить полную автоматизацию погрузочного пункта. (См. рис. 15). Работа высокочастотного электронного реле основана на следующем принципе. Если виток провода намотать в виде плоской спиральной катушки и приклеить к диэлектрику (к пла-

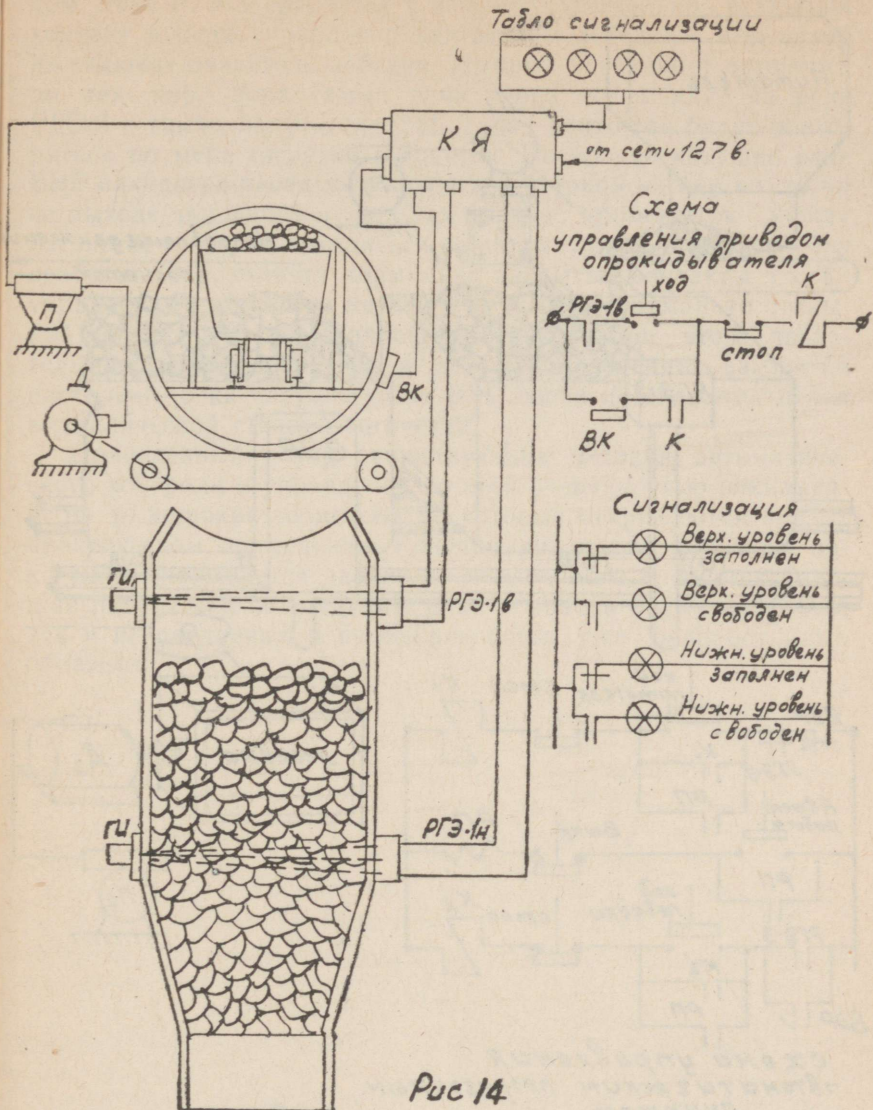


Рис 14

стинке пенополистирола или плексиглаза) и располагать поочередно, либо перед стальной стенкой вагонетки, либо в промежутке между вагонетками, то индуктивность и добротность катушки будет резко меняться. Катушка включается в схему высокочастотного контура генератора. При изменении ее индуктивности меняется выходное напряжение, снимаемое с генератора. Это напряжение детектируется, усиливается и подается на реле. В том случае, когда катушка реле ВЭР находится между вагонетками, контакты реле замыкаются (через реле усилителя проходит ток).

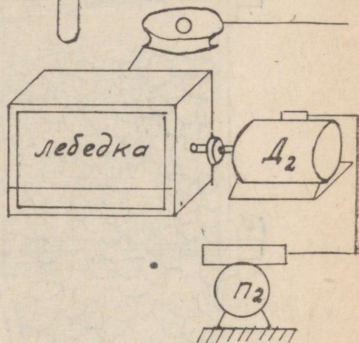
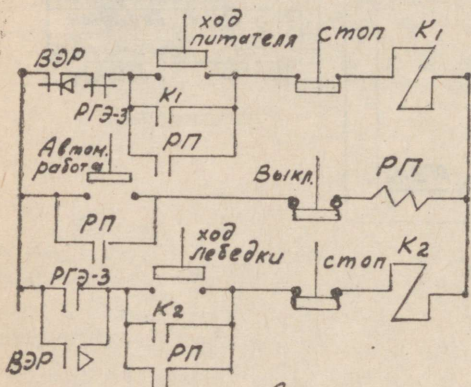
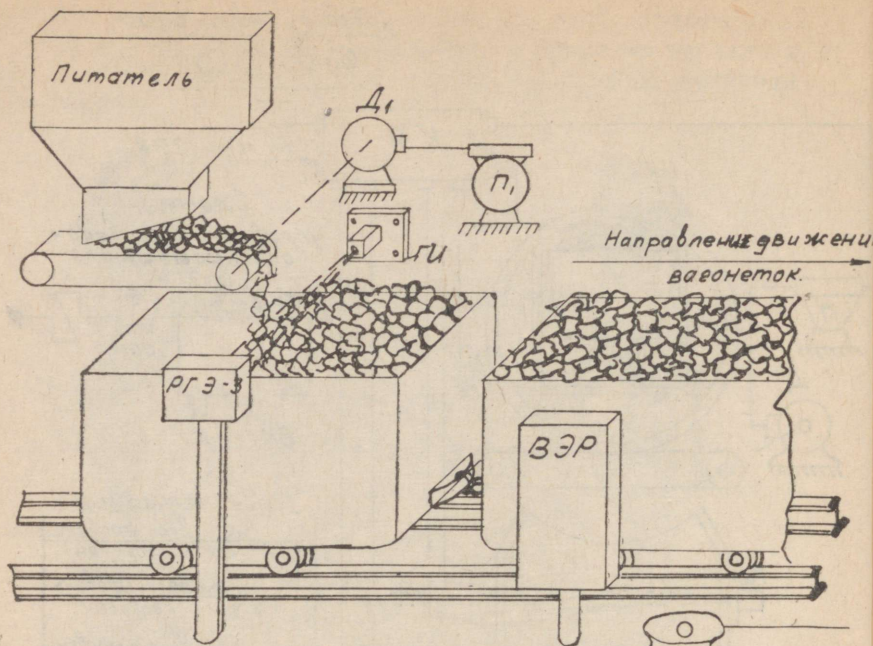


схема управления  
автоматическим погрузочным  
пунктом

Рис. 15

Рассмотрим схему управления автоматическим погрузочным пунктом. В схеме осуществляется управление двигателями питателя и лебедки. Схема управления обеспечивает как автоматическую, так и ручную работу. Для включения схемы на автоматическую работу достаточно нажать кнопку «автоматическая работа», при этом реле РП замкнет блокировочные контакты в цепях управления обоих двигателей. Включение двигателей будет осуществляться реле РГЭ-3 и ВЭР.

В ходе постепенной загрузки вагонетки наступает момент, когда гамма лучи будут перекрыты погружаемым материа-

лом. Реле РГЭ-3 сработает и замкнет нормально открытый контакт в цепи управления двигателем лебедки. Контакт К<sub>2</sub> включит двигатель лебедки, который передвинет вагонетки до тех пор, пока гамма лучи снова не попадут на реле РГЭ-3 с гамма-излучателя ГИ. Такое движение будет повторяться по мере загрузки вагонеток. Поскольку катушка реле ВЭР находится перед металлической стенкой вагонетки, то на ее выходе ток равен нулю. Как только промежуток между вагонетками будет находиться перед катушкой реле ВЭР, оно сработает и разомкнет нормально закрытые контакты в цепи управления двигателем питателя и замкнет нормально открытый контакт в цепи управления лебедкой. При этом двигатель питателя остановится, а лебедка передвинет вагонетки настолько, пока катушка реле ВЭР снова не окажется перед металлической стенкой вагонетки.

Приведенный обзор существующих методов автоматического контроля и управления со всей очевидностью показывает на те широкие возможности, которые открываются при их практическом применении. Конечно, все эти возможности пока еще используются далеко не полностью и требуется большая работа как по созданию ряда образцов новых приборов, так и по внедрению в промышленность уже разработанных образцов.

# МЕХАНИЗАЦИЯ ОЧИСТКИ КУЗОВОВ ШАХТНЫХ ВАГОНЕТОК

Доц. Н. Т. КАРЕЛИН.  
*Ленинградский горный институт*

## 1. В в е д е н и е

Налипание мелочи внутри кузовов шахтных вагонеток является одной из причин, серьезно затрудняющих нормальную эксплуатацию подземной откатки. При неблагоприятных условиях количество неразгруженного материала уже при первой разгрузке предварительно очищенной вагонетки составляет 3—5 проц. от ее грузоподъемности. При повторных разгрузках происходит постепенное увеличение слоя налипшего груза, который располагается сначала в углах кузова, а затем распространяется на всю его внутреннюю поверхность. В результате этого полезная емкость кузова снижается на 25—30 проц., настолько же возрастает мертвый вес вагонеток, а коэффициент тары увеличивается в два раза.

Указанные изменения важнейших характеристик вагонеток обуславливают снижение полезного веса рудничных поездов и снижение производительности откатки во всех ее звеньях. Кроме того, при этом возрастает потребная емкость парка вагонеток, снижаются сроки их службы, возрастают различные расходы по эксплуатации и затрудняется учет добычи по количеству выданных вагонеток. В связи с этим систематическая очистка кузовов вагонеток является обязательным условием повышения эффективности эксплуатации шахтного рельсового транспорта.

В настоящее время на подавляющем большинстве действующих шахт очистка кузовов вагонеток производится вручную (ударами молота по днищу опрокинутой вагонетки или вырубанием налипшего слоя простейшим ручным инструментом). Такой способ работы требует больших затрат ручного труда, ведет к быстрому износу кузовов и не обеспечивает достаточной полноты очистки. В связи с этим в последние годы предложены и испытаны различные способы механизированной очистки кузовов шахтных вагонеток. Разнообразие конструкций вагонеток и опрокидывателей и стесненность условий работы в околоствольных дворах и надшахтных зданиях не позволяют до сих пор создать унифицированных видов оборудования, пригодных для работы в различных производственных условиях. Поэтому, применяемое на ряде шахт оборудование для механической очистки весьма разнообразно как по принципу действия, так и по конструктивному выполнению. Опыт эксплуатации этого оборудования пока еще недостаточен, а имеющиеся данные в отношении оценки эффек-

тивности отдельных способов, иногда, весьма противоречивы.

В зависимости от принципа действия применяемого оборудования способы механической очистки кузовов вагонеток можно разделить на четыре группы: ударный, вибрационный, при помощи щеточных или скребковых машин и гидравлический. Кроме того, имеются также предложения по устранению налипания груза путем изменения конструкции вагонеток или применения специальных покрытий внутренних поверхностей кузовов пастами, обладающими гидрофобными свойствами.

Ниже приводится краткое описание оборудования, применяемого для механизации очистки кузовов на отечественных и зарубежных шахтах или разработанного проектными институтами и заводами, дается оценка достоинств и недостатков различных способов механической очистки и намечаются рекомендации, исходя из условий шахт треста «Эстонсланец».

## 2. Очистка кузовов шахтных вагонеток механизмами ударного действия

Сущность этого способа заключается в том, что по кузову сброшенной вагонетки снаружи или изнутри наносятся удары с силой, достаточной для возникновения упругих деформаций днища и отделения, благодаря этому, налипших слоев груза. Удары могут наноситься шарнирно укрепленными на каркасе опрокидывателя грузами, притупленной пикой автоматически управляемого отбойного молотка, цепями, укрепленными на вращающемся барабане, и металлическими грузами, засыпаемыми в кузов вагонетки.

Ударное приспособление с шарнирными молотками успешно применяется на шахте № 9/15 треста «Анжеруголь» и на ряде других шахт комбината «Кузбассуголь». Приспособление состоит из двух молотков весом по 5—7 кг, шарнирно укрепленных в нижней части каркаса опрокидывателя. При повороте каркаса на 180° молотки ударяют по днищу кузова вагонетки и при дальнейшем вращении каркаса возвращаются в исходное положение. Достоинствами этого способа очистки являются простота устройства и автоматичность действия. Недостатки — ненадежность действия при транспортировании налипающих и влажных грузов.

На рис. 1 показано устройство, применяемое для очистки вагонеток, на шахте 9-я Делянка комбината «Пермьуголь». В нижней части каркаса опрокидывателя укреплены две трубы 5, внутри которых свободно помещены отбойные молотки (ОМСП-5), соединенные резиновыми шлангами и стальными трубами с воздушной сетью при помощи штуцера с коленчатым ниппелем 2. После поворота каркаса опрокидывателя на 180° молотки падают в трубах, автоматически включа-



ми машины являются надежность действия и полнота очистки; недостатки — шум при работе и износ кузова.

Способ очистки кузовов вагонеток с использованием принципа работы шаровой мельницы разработан и испытан конструкторским бюро горных машин в Польше (рис. 3). После разгрузки в кузов вагонетки засыпаются металлические шары или обломки металллолома общим весом до 80 кг. Опрокидыватель оборудуется дополнительным куполом 3 с отверстиями несколько меньше размеров шаров или кусков лома. Вагонетка делает несколько оборотов в опрокидывателе, шары при этом разбивают налипший слой, осколки которого удаляются через отверстия в куполе. Чтобы шары не перебрасывать в очередную вагонетку вручную, опрокидыватель оборудуется механизмом 1, который открывает клапан 2, освобождая шары, находящиеся в пространстве, ограниченном куполом 3. По окончании разгрузки в момент, когда вагонетка находится в положении, указанном на схеме в, клапан поворачивается и шары лежат на нем (под куполом) во время обмена вагонеток и при разгрузке.

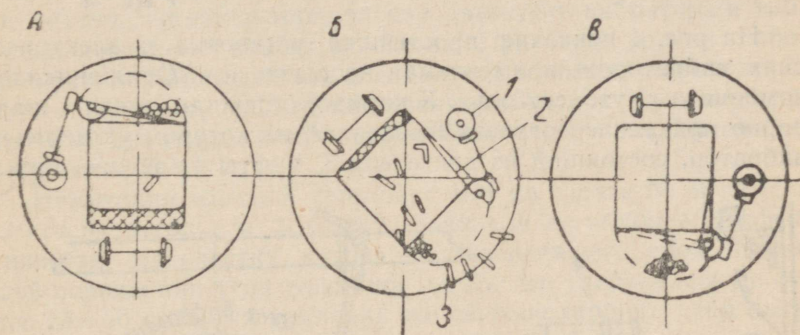


Рис. 3

Основными недостатками этого устройства являются низкая производительность (на очистку одной вагонетки затрачивается до 10 минут) и ручное управление. В то же время опыт работы таких установок на шахтах Польши показал надежность их действия даже в тех случаях, когда в вагонетках имелся толстый слой налипшей мелочи, включавший отдельные крупные куски породы и дерева.

### 3. Вибрационные устройства

Принцип действия вибрационных устройств состоит в том, что вагонетка после разгрузки приводится в сотрясательное движение при помощи электрических или пневматических вибраторов, встроенных в каркас опрокидывателя.

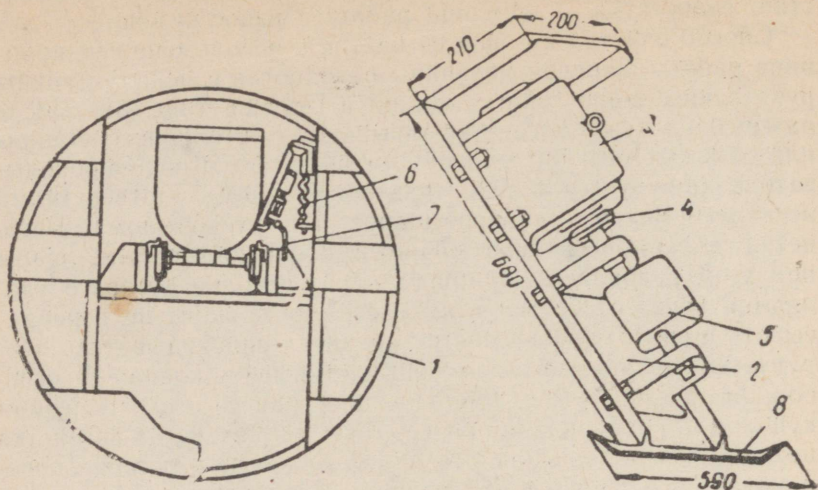


Рис. 4

На рис. 4 показана простейшая установка с электрическим вибратором, применяемая на шахте им. Орджоникидзе комбината «Кузбассуголь». К каркасу опрокидывателя 1 шарнирно прикреплен отрезок швелера 2, на котором установлен вибратор, состоящий из двигателя 3, муфты 4 и эксцентрика 5

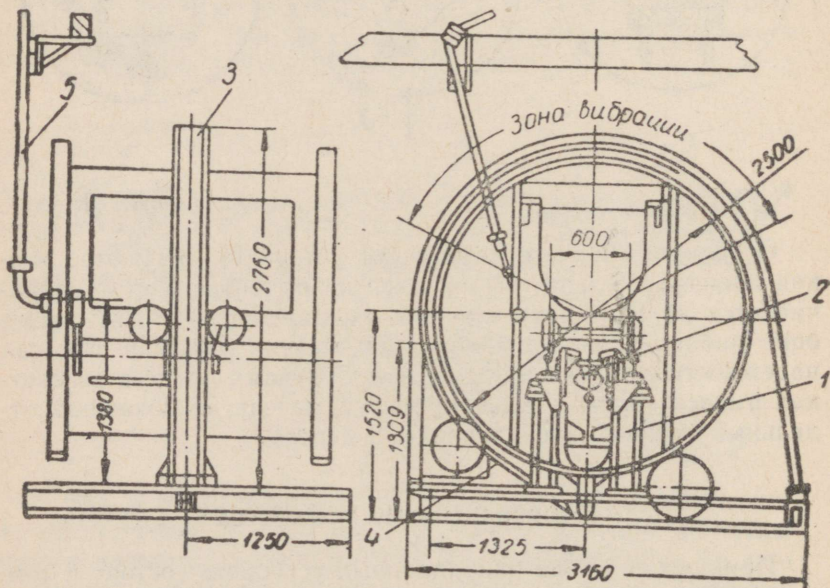


Рис 5

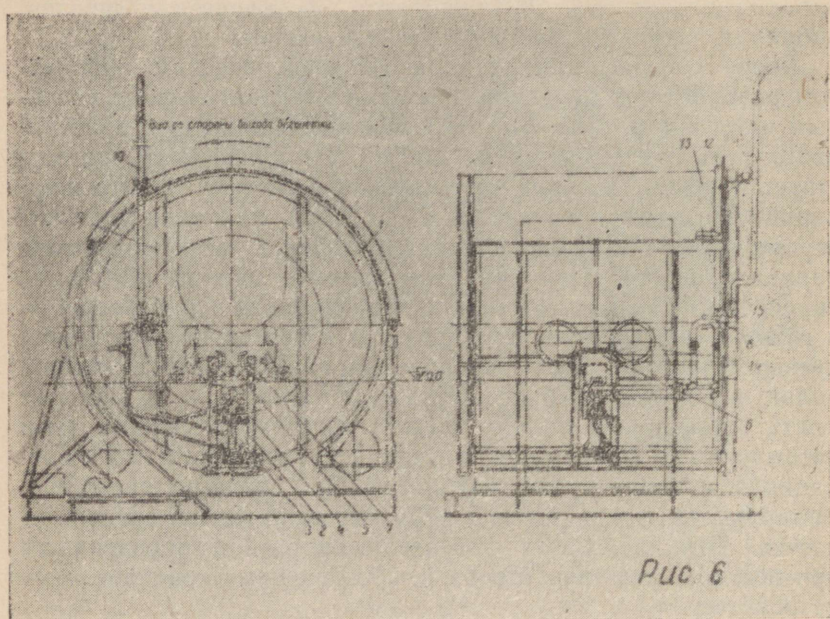
Пружиной 6 и растяжками 7 швелер поддерживается в наклонном положении. Благодаря приваренным к швелеру полукруглым направляющим 8 швелер с вибратором в момент заталкивания вагонетки отклоняется и скользит по кузову, оставаясь прижатым к нему. При повороте каркаса опрокидывателя на  $180^\circ$  вибратор включается и швелер, вибрируя, сообщает вибрацию стенке вагонетки.

Более совершенная установка с электрическим вибратором разработана Донецким научно-исследовательским угольным институтом (рис. 5). Дебалансный вибратор с электродвигателем закрепляется на плите, форма которой соответствует профилю нижней части кузова вагонетки. Плита шарнирно укрепляется на каретке 2, которая на роликах может перемещаться по укрепленным в каркасе опрокидывателя направляющим 1. При вращении каркаса нажимной ролик, укрепленный на плите, попадает на направляющий швелер 4, в связи с чем каретка перемещается в направлении к днищу кузова вагонетки. При повороте каркаса на  $120^\circ$  нажимной ролик переходит на профилирующую арку 3 и прижимает плиту вибратора к днищу вагонетки. Одновременно с этим автоматически включается электродвигатель вибратора и вибрация передается кузову вагонетки. При сходе ролика с профилирующей арки двигатель вибратора автоматически выключается. Питание электродвигателя вибратора производится при помощи специального взрывобезопасного токоприемного устройства 5.

Испытания опытной установки ВМ на шахте № 30 треста «Рутченковуголь» в Донбассе показали ее высокую эффективность. На очистку кузова от затвердевшего слоя налипшей породы или угля толщиной до 250 мм требовалось не более 25—30 сек. Для удаления же свеженалипшего слоя была достаточна работа вибратора в течение 2—4 сек.

На рис. 6 показана установка ВУ-1 с пневматическим вибратором Ленинградского завода «Пневматика». В опрокидывателе 1 на раме 2 установлены два пневмоподатчика 3. На концах штоков 4 укрепляется дебалансный пневмовибратор 5, шарнирно соединенный с прижимной плитой 6, которая вместе с вибратором может перемещаться по направляющим 7 рамы. При включении опрокидывателя автоматически включается распределительное устройство 15, которое подает воздух в пневмоподатчики, прижимающие вибратор с плитой к днищу вагонетки. При дальнейшем вращении каркаса это же устройство автоматически включает вибратор, работа которого совпадает во времени с разгрузкой вагонетки и происходит на дуге поворота  $120^\circ$ . После этого вибратор автоматически отключается, а податчики отводят прижимную плиту от днища вагонетки. Распределение сжатого воздуха от шахтной сети к пневмоподатчикам и вибратору производится распределительным устройством 8, укрепленным на стойке 9

опрокидывателя. Воздух к распределительному устройству подводится по трубе 10, перемещающейся при помощи направляющего устройства 11, укрепленного на полуободке 12 кожуха 13 опрокидывателя.



Установка ВУ-1 испытывалась на шахте им. Калинина треста «Калининуголь». За время испытаний было очищено 6000 вагонеток при среднем расходе воздуха  $0,4 \text{ м}^3$  на каждую. Очистка, как правило, производилась за один оборот опрокидывателя.

Вибрационный способ очистки с применением ручных, пневматических или электрических вибраторов широко применяется за рубежом (Франция, ГДР). Главными достоинствами этого способа являются: высокая производительность, совмещение процессов разгрузки и очистки во времени, полнота очистки и небольшие размеры вибраторов. Эти достоинства позволяют считать вибрационные установки одним из наиболее совершенных средств механизации очистки кузовов вагонеток и рекомендовать его для широкого применения на угольных, сланцевых и рудных шахтах.

#### 4. Щеточные и скребковые машины

Этот тип устройств представлен наибольшим количеством отечественных и зарубежных конструкций.

Машина Харьковского филиала «Гипроуглемаша» состоит из пустотелой штанги 1, на одном конце которой расположен

электродвигатель 2 и рукоятки управления, а на другом — рабочий орган — 3, состоящий из нескольких пучков стального троса. Вращение от двигателя на рабочий орган передается расположенным внутри штанги валом. Штанга при помощи вилки со втулкой 5 опирается на укрепленный на тумбе кронштейн и может передвигаться в любом направлении. Управление машиной производится специальным рабочим.

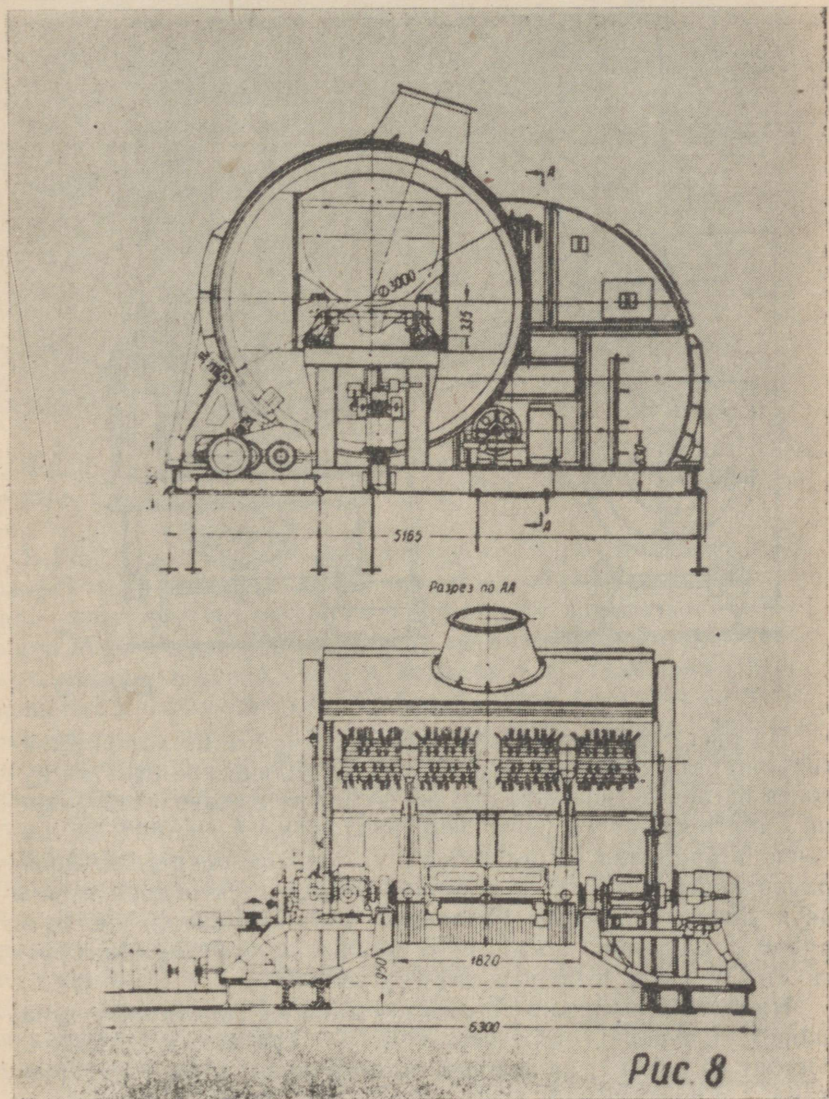


Рис. 8

На рис. 8 показан щеточный механизм МОВ, разработанный Институтом «УКРНИИУГЛЕБОГАЩЕНИЕ». Механизм

предназначен для очистки 2-х или 3-х тонных вагонеток, разгружаемых в круговых опрокидывателях без расцепок. Очистка кузова производится четырьмя щетками, вращающимися на кронштейнах и вводимыми в кузов после поворота каркаса опрокидывателя на  $206^\circ$ . При дальнейшем вращении каркаса щетки откатываются по внутренней поверхности кузова и очищают его. Производительность агрегата 180 вагонеток в час.

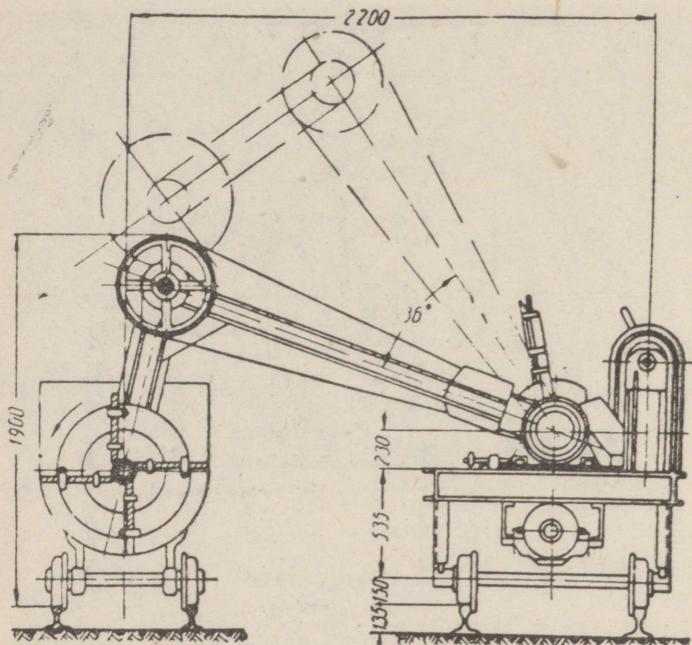
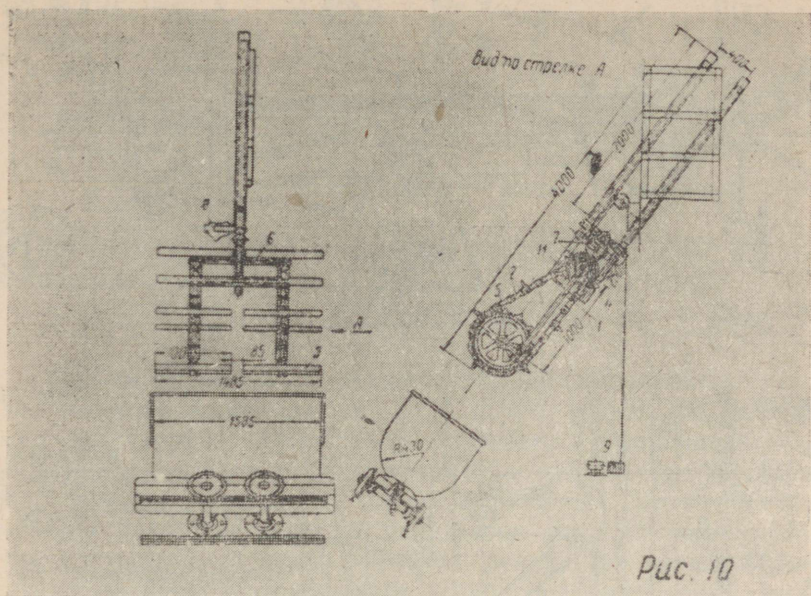


Рис 9

На рис. 9 показано устройство щеточной машины «Сталин-гипрошахта», предназначенной для периодической очистки кузовов вагонеток после разгрузки их в опрокидывателе. Машина смонтирована на рельсовой платформе и состоит из щеточного барабана, укрепленного на подвижной стреле, поворачивающейся вокруг шарнирной опоры, электродвигателя и двух цепных передач. Вагонетка устанавливается на пути рядом с машиной, после чего вращающийся барабан опускается в кузов и производит его очистку.

На рис. 10 показано устройство машины скребкового типа, сконструированной инженером В. Т. Говоровым. Машина состоит из рамы 1, на которой смонтированы цепи 2 со скребками 3 и звездочками 4 и 5. Скребок цепи приводятся в движение звездочками, насаженными на концы приводного вала 6, который через зубчатую передачу 7 соединен с двигателем 8. Лебедка 9 служит для подъема и опускания машины

по направляющим из труб 10 и 11. Очищаемая вагонетка устанавливается на специальной площадке и вместе с нею при



помощи второй лебедки наклоняется на  $55^\circ$ . После этого внутрь кузова вводятся цепи, скребки которых производят очистку кузова за 15—20 сек.

В 1957 г. Сталиногорским филиалом «Гипроуглемаша» была разработана машина МЧВ-1, опытный образец которой прошел испытания на шахте № 5 комбината «Тулауголь». Машина МЧВ-1 (рис. 11) состоит из трех основных частей: рабочего органа, ходовой части и механизма вертикального перемещения рабочего органа. Рабочий орган 1 состоит из четырех сварных дисков, на которых крепятся сменные зубки и проволочные щетки. Между дисками укрепляются приводные звездочки 2, закрытые кожухами. Редуктор 3 рабочего органа червячный. На валу червячной шестерни установлены приводные звездочки, от которых цепной передачей движение передается на валы рабочих дисков. Фланцевый двигатель 4 крепится к корпусу редуктора. Все узлы машины смонтированы на раме 5 ходовой части. Передача движения на полускаты и к механизму бокового перемещения рабочего органа осуществляется цепной передачей. Вертикальное перемещение рабочего органа производится вручную (вращением маховичка).

Машина устанавливается на рельсах перпендикулярно продольной оси опрокидывателя со стороны разгрузки. После поворота вагонетки на  $270^\circ$  опрокидыватель затормаживается и включается ходовая часть и рабочий орган машины. Пос-

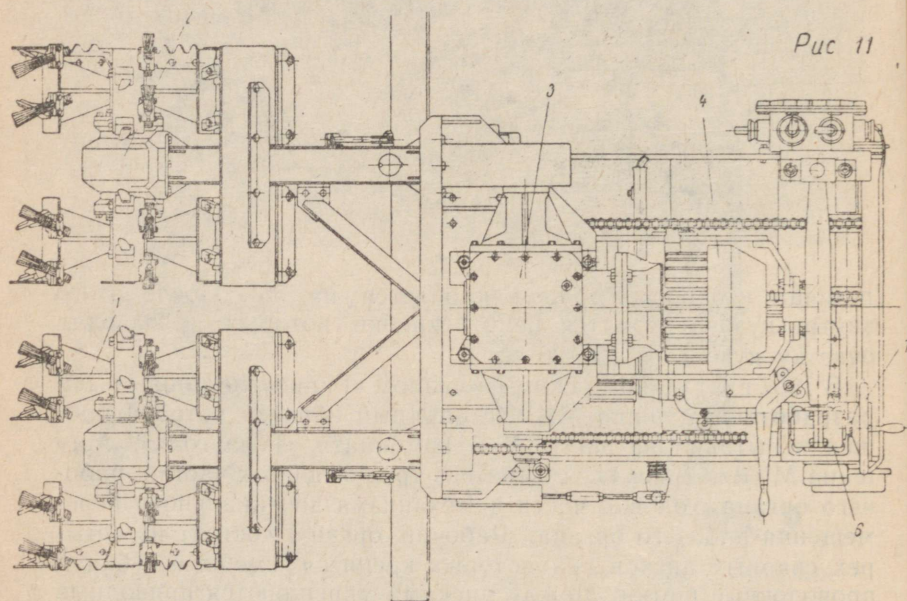
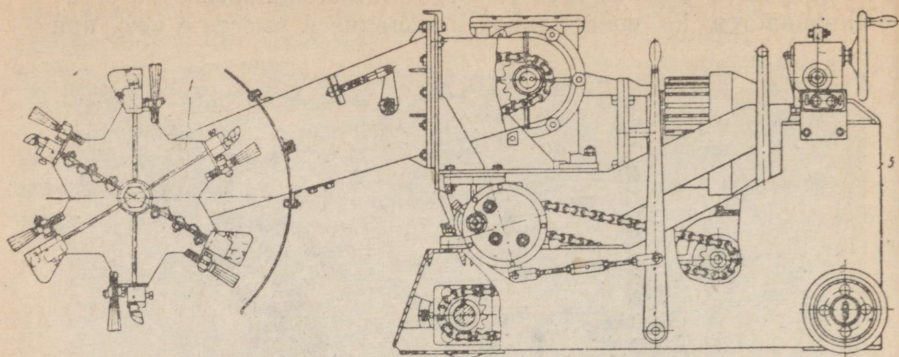


Рис 11

ледный перемещается внутри кузова при помощи механизмов бокового и вертикального перемещения и производит очистку кузова вагонетки. Разрыхленный груз высыпается из вагонетки при повторном опрокидывании.

За время работы машины на шахте № 5 очищено свыше 40 тыс. вагонеток при толщине налипшего слоя в отдельных вагонетках до 400 мм. Среднее время на очистку составляло 1,5—2,0 мин. В настоящее время Донским механическим заводом комбината «Тулауголь» выпущена опытная партия машин МЧВ-1 (25 штук).

Кроме указанных выше типов, на отечественных и зарубежных шахтах применяются и другие конструкции щеточных и скребковых машин. На шахте 18-бис комбината «Челябинск-

уголь» применяется щеточная машина по устройству аналогичная машине, показанной на рис. 9, а на шахтах треста «Копейскуголь» — машины аналогичные машине В. Т. Говорова (рис. 10).

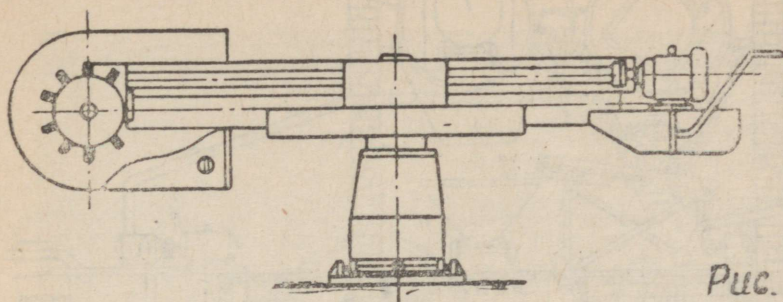


Рис. 12

Ряд типов щеточных машин серийно выпускается зарубежными фирмами. На рис. 12 показано устройство машины системы Прейна. Очищаемая вагонетка поворачивается в опрокидывателе на  $90^\circ$  и останавливается. Щеточный барабан машины укреплен на концах выдвижных балок, поступательное движение которым передается от электродвигателя посредством шестерни и зубчатой рейки. Во вращательное движение барабан приводится цепной передачей.

Аналогичное устройство имеют и несколько типов машин, выпускаемых английской фирмой Хэмфриз, которые могут устанавливаться как рядом с вагонеткой, так и над нею.

Хорошие результаты получены также при свободном расположении щеток в прорезях шайб, установленных на барабане, примененном в одной из зарубежных конструкций. В этом случае щетки имеют свободу перемещения в радиальном направлении и прижимаются к внутренней поверхности кузова вагонетки центробежной силой, величина которой зависит от скорости вращения барабана.

Общими недостатками для всех типов щеточных и скребковых машин являются: а) большие габаритные размеры установок, б) износ кузовов вагонеток, в) пылеобразование. Кроме того, щеточные машины удовлетворительно работают лишь при удалении мягких наслоений толщиной до 50—80 мм и требуют частой смены щеток.

## 5. Гидравлическая очистка

Гидравлический способ очистки является в настоящее время наиболее распространенным в связи с тем, что он отличается простотой применяемого оборудования и может быть легко осуществлен в условиях, когда необходимое оборудование желательно изготовить силами шахтных мастерских.

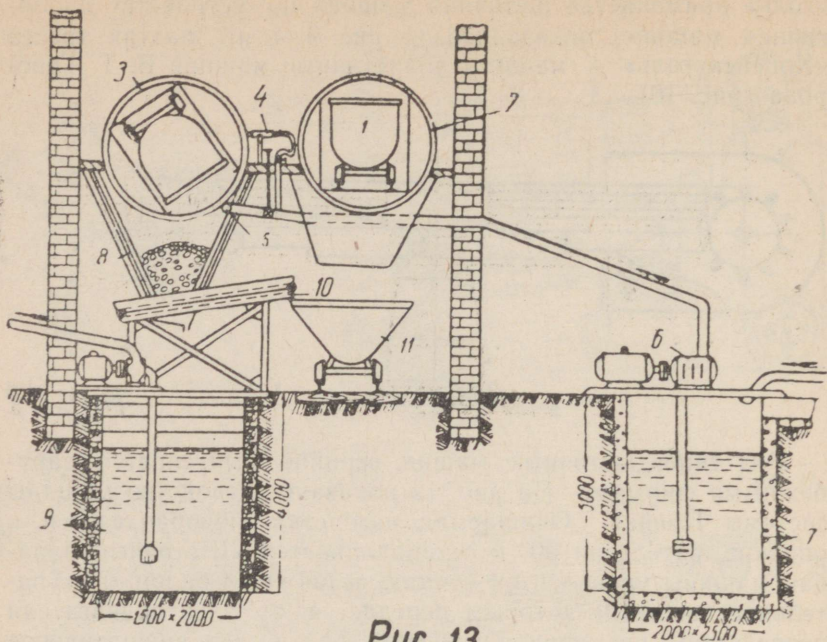


Рис. 13

По способу расположения оборудования применяемые способы гидравлической очистки весьма разнообразны. Ниже приводится описание некоторых схем, получивших распространение на отечественных шахтах.

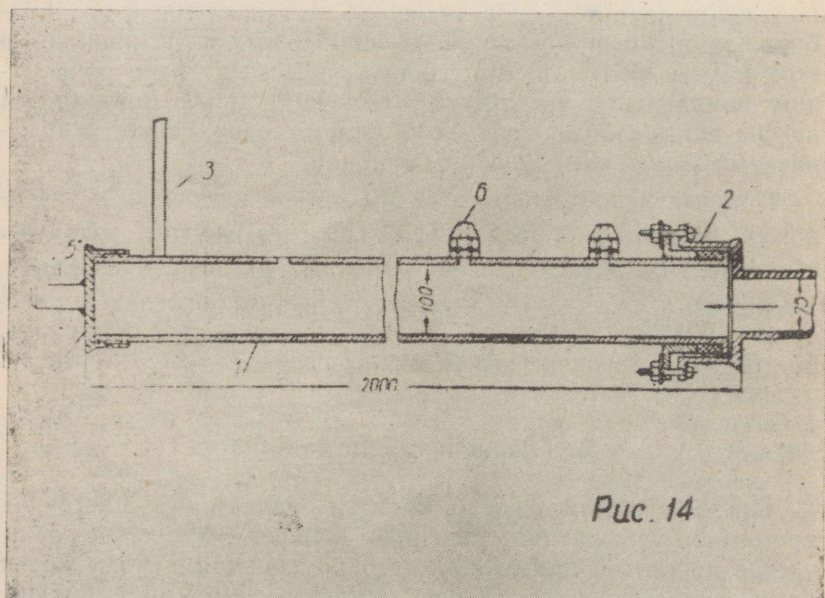


Рис. 14

На рис. 13 показана схема гидравлической очистки, применяемая на шахте № 43 треста «Донскойуголь», в Подмосковном бассейне. Выданная на поверхность вагонетка 1 с породой толкателем заталкивается в опрокидыватель 2. После

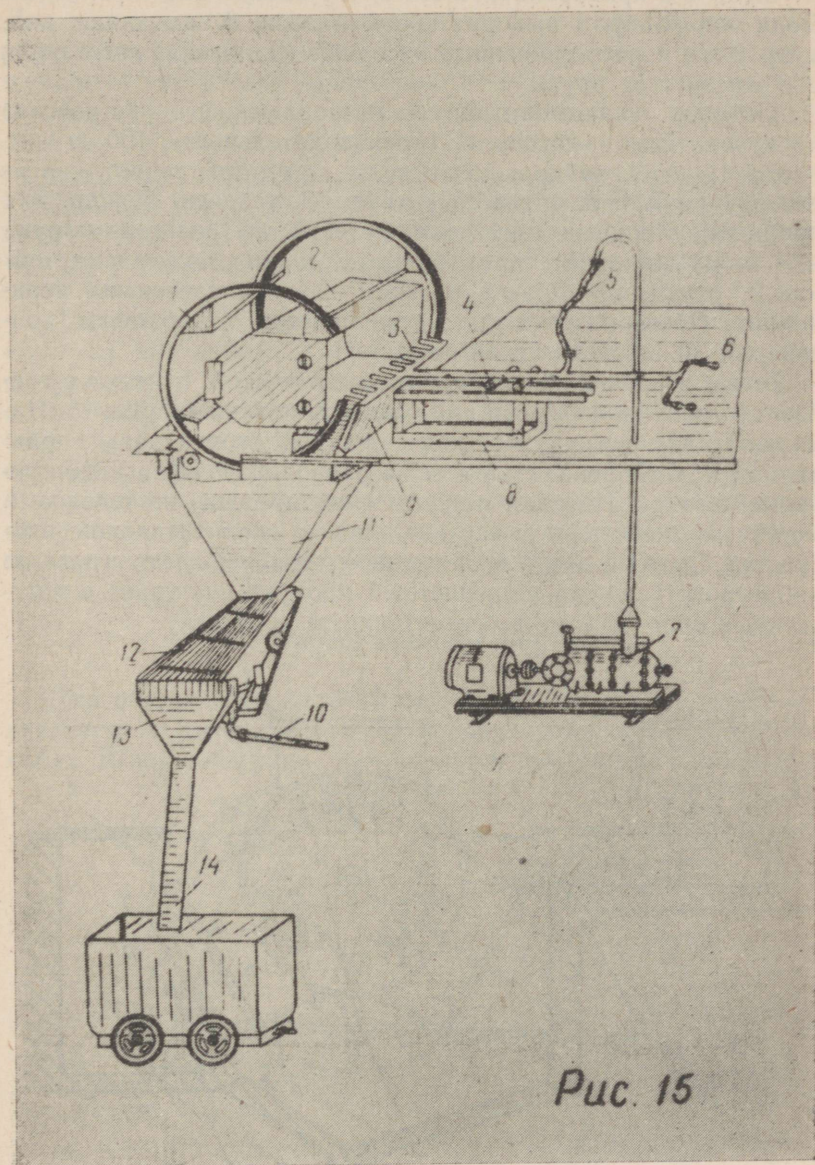


Рис. 15

разгрузки вагонетка заталкивается во второй опрокидыватель 3, где очищается гидромонитором 4 (для сильно загрязненных вагонеток) или гидравлическим устройством 5 (для мало загрязненных вагонеток). Гидравлическое устройство

(рис. 14) состоит из трубы 1 длиной 2 м, диаметром 100 мм, один конец которой соединяется с трубопроводом через сальник 2, позволяющий с помощью рукоятки 3 поворачивать трубу вокруг оси. Другой конец трубы закрыт винтовой заглушкой 4 с приваренной осью 5, служащей для крепления. Вода под напором выходит через насадки 6, имеющие диаметр 8 мм и расположенные на одной линии на расстоянии 200 мм друг от друга.

Питание гидромонитора и гидравлического устройства производится от насоса 6 (производительность 100 м<sup>3</sup>/час, напор 12 атм), забирающего воду шахтного водоотлива из резервуара 7. Под опрокидывателем 3 устроен бункер 8 с двойными стенками (внутренние стенки из рельсов, наружные — из листовой стали). Вода от мойки стекает в отстойник 9, откуда шламовым насосом перекачивается на териконник. Обезвоженные продукты очистки скребковым конвейером 10 подаются в вагонетку 11.

Более совершенная схема гидравлической очистки с гребенчато расположенными насадками показана на рис. 15. Налипший слой груза смывается сплошной струей воды, подаваемой под давлением 15 атм из расположенных в виде гребенки насадок. Насадки и трубы смонтированы на тележке и могут перемещаться в вертикальной и горизонтальной плоскостях. Смытый водой слой груза через воронку поступает на виброгрохот, откуда надрешетный продукт поступает в вагонетку, а вода стекает в осветительную установку.

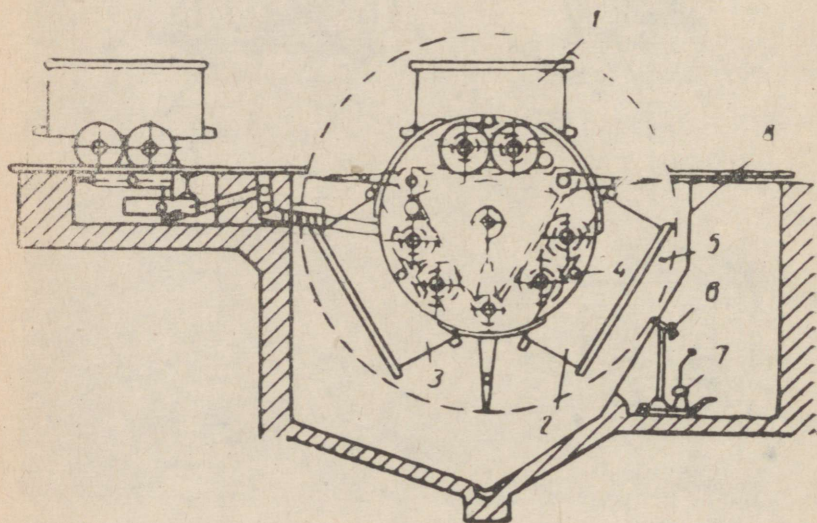


Рис 16

На рис. 16 показана машина вращающегося типа для гидравлической очистки вагонеток. Машина представляет собою опрокидыватель на три вагонетки, установленный перпенди-

кулярно направлению движения вагонеток. Вагонетки при помощи захватов и контррельсов укрепляются на раме и поворачиваются вместе с нею. Очистка вагонеток струей воды производится в течение времени, пока они проходят против гидромонитора 6, работа которого регулируется рукояткой 7. Для накатывания и скатывания вагонеток по углам рамы укреплены отрезки рельсов. Вращение барабана с рамой производится двигателем мощностью 1,5—2,0 квт. Двигатель вращается непрерывно, а остановка барабана производится при помощи соединительной муфты. Закрепление всей системы в неподвижном состоянии производится специальным болтом, входящим в отверстия 4. Упор 5 служит для остановки вагонеток перед опрокидывателем. Установка обслуживается одним рабочим из пункта, отделенного от опрокидывателя щитом с окном 8.

Достоинствами гидравлического способа очистки являются: а) надежность и удобство очистки кузова любой конфигурации, б) отсутствие износа кузовов вагонеток, в) простота применяемого оборудования. В то же время этому способу присущи недостатки: а) небольшая производительность, б) необходимость устройства специальной камеры в подземных условиях или обогреваемого помещения на поверхности, в) необходимость в устройствах для собирания и уборки шлама и отвода большого количества воды.

## 6. Прочие способы очистки

Для обеспечения полноты разгрузки саморазгружающихся вагонеток с разгрузкой через боковую стенку на алмазных коях Южной Африки применяются вагонетки с несколько

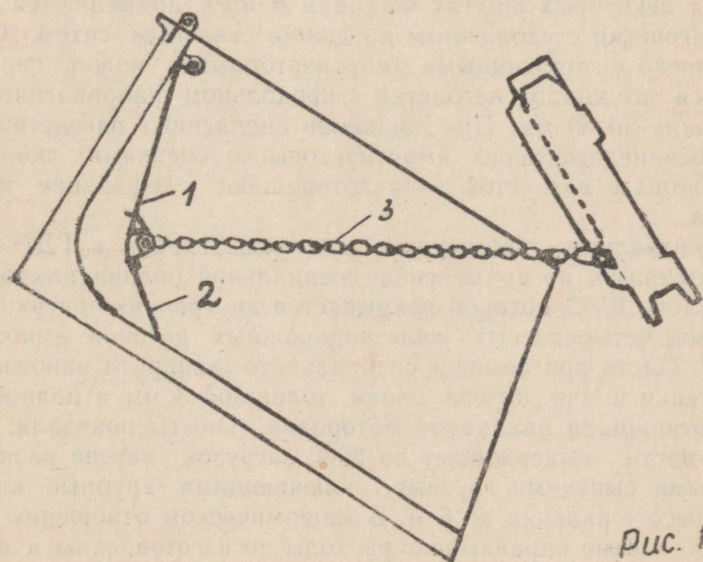


Рис. 17

измененной по сравнению с обычной конструкцией (Рис. 17). Внутри кузова на пяти пальцах подвешен стальной лист 1 с прикрепленной к его нижней стороне полосой конвейерной ленты 2. Нижние углы листа цепями 3 соединяются с откидной стенкой. При разгрузке стенка цепями тянет лист и ленту, благодаря чему предотвращается налипание мелочи в углах кузова.

Другой способ, применяемый для вагонеток с глухим кузовом, заключается в том, что в днище вагонетки (рис. 18) укладывается лист резины, который прикрепляется к стенкам в месте начала закругления. При опрокидывании грузовой вагонетки резина прогибается и предотвращает налипание груза.

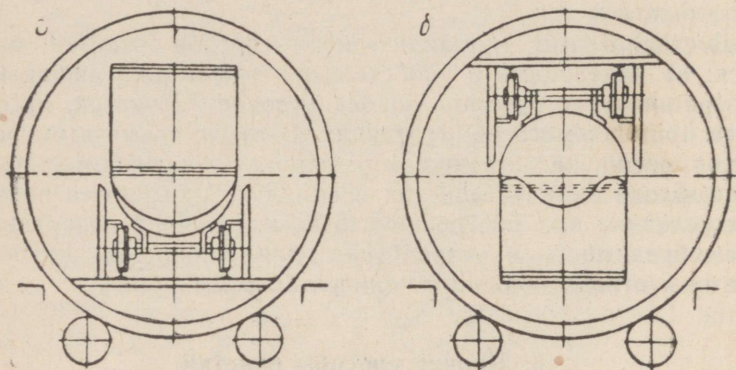


Рис 18

На некоторых шахтах Франции и ФРГ применяются также вагонетки с уложенным на днище стальным ситом. Сито соединено с пружинными амортизаторами и может перемещаться по днищу вагонетки в продольном направлении на величину до 30 мм. При движении сцепленных вагонеток сита, соединенные через амортизаторы со сцепками, скользят по днищам вагонеток и предотвращают слеживание материала.

Центральным институтом сварочной техники в ГДР проведены опыты по применению специальной поливинилхлоридной пасты PVC, которой покрывается внутренняя поверхность кузовов четырехосных железнодорожных вагонов емкостью 40 м<sup>3</sup>. Паста при помощи специального аппарата наносилась на стенки и дно кузова слоем толщиной 3 мм и полностью предотвращала налипание материала. Опыты показали, что слой пасты выдерживает до 2000 загрузок вагона разнообразными сыпучими грузами, включающими крупные камни при высоте падения до 6 м. В экономическом отношении этот способ вполне оправдывает расходы по изготовлению и нане-

сению пасты и является перспективным для использования его и на подземном транспорте.

## 7. Рекомендации для условий шахт треста «Эстонсланец»

Из рассмотренных способов механизации очистки кузовов вагонеток в условиях шахт треста «Эстонсланец» наиболее рациональными являются вибрационный с электрическими вибраторами и гидравлический.

Основными преимуществами вибрационного способа очистки по сравнению с гидравлическим являются: а) автоматизация процесса очистки, совмещаемого во времени с процессом разгрузки; б) небольшие расходы по оборудованию опрокидывателей вибраторами; в) надежность работы; г) простота обслуживания.

Из описанных выше вибрационных устройств можно использовать схемы, приведенные на рис. 4 и 5. Чертежи по схеме рис. 4 могут быть изготовлены силами шахтного персонала. Рабочие чертежи установки типа ВМ (рис. 5) разработаны Донецким научно-исследовательским угольным институтом (ДонУГИ). Изготовление вибраторов можно организовать на ремонтном заводе треста.

Наряду с применением вибраторов в отдельных случаях (когда на шахте имеются различные типы вагонеток, или когда часть вагонеток разгружается не в опрокидывателях) может оказаться целесообразным применение гидравлического способа очистки. В этих случаях может быть использована одна из схем, показанных на рис. 13, 14 и 15.

М. Н. ТИМОФЕЕВ.

Нач. участка шахты № 6 треста «Эстонсланец»

## 1. Горно-геологические условия при прохождении сборных штреков

Основное развитие горных работ на шахте № 6 в данный момент производится в южной части шахтного поля. Направление же падения пласта идет на юг. Отсюда и значительная обводненность выработок. Кроме того, на пути горных выработок встречены карстовые нарушения, которые сильно обводнены. Часто встречаются также местные мульды протяженностью от 30 до 40 метров и глубиной от 0,2 до 0,3 метра.

При прохождении сборных штреков встречаются трещины, из которых поступает значительное количество воды. Направление трещин не одинаковое: одни расположены поперечно к груди забоя, другие — диагонально.

Непосредственной кровлей сборных штреков служит пачка «F», подошвой — твердый известняк.

Штреки проходятся высотой 2,2 м., шириною — 4,0 м., а в местах разминок — высотой 5,0 м. Протяженность сборных штреков от 450 до 600 погонных метров.

## II. Механизация и организация работ при проходке сборных штреков

До 1958 года на шахте № 6 сборные штреки проходились вручную и при ручной откатке. Чтобы механизировать откатку, мы стали применять лебедки ЛУ-15, а когда штрек шел под уклон — МЛ-4,5, так как вагоны, применяемые на шахте, с полезным грузом 3,0 тонны и собственным весом 1,64 тонны на подъем откатывать вручную невозможно. Полностью механизировано было бурение забоев. Стоимость погонного метра сборного штрека, с учетом затрат, составляла по новой системе оплаты труда 148 р. 41 коп. Фактическое подвигание на выход одного проходчика равнялось 0,5 метра.

В начале 1958 года на шахте были применены погрузочные машины О-5. С применением машин появился разрыв между механизированной погрузкой горной массы в забое и ручной откаткой груженых вагонеток из забоя до разминки. Ручная откатка тормозила внедрение машин, снижала производительность труда проходчиков и производительность машин.

Механизация откатки лебедками мало производительна поскольку значительное время приходилось тратить на обслуживание лебедки, а механизация с помощью конвейеров

РТУ-30 и СТР-30 требует много обслуживающего персонала. Поэтому было решено механизировать откатку с помощью электровозов, как для подачи порожняка в забой, так и для вывоза груза.

Для осуществления откатки электровозами на сборном штреке проведены следующие мероприятия: укладка путей стала производиться непосредственно на подошву пласта, а не на шпалы, как это делалось раньше. Этим самым достигли нужных габаритов по высоте, т. к. первое время, для движения электровоза по сборному штреку, применялся контактный провод. Достигли значительную экономию по расходованию шпал. На штреке через каждые 100—120 м. стали делать разминовки протяженностью от 50 до 74 м. и вместимостью 15—17 вагонеток, т. е. на два отпала.

Но т. к. работа при наличии подвешенного контактного провода по сборному штреку всегда таила в себе опасность и нужно было проводить дополнительные работы по отшивке людского ходка, для безопасного прохода людей, пришлось заниматься изысканием другого выхода. Такой выход был найден за счет применения кабельной тележки для передвижения электровозов по сборным штрекам.

Для обогащения горной массы, поступающей из механизированных забоев, был построен породотборный комплекс.

Стоимость погонного метра сборного штрека с учетом всех затрат при механизированной проходке составляет по новой системе оплаты труда 129 р. 10 коп.

Фактическое подвигание забоя на выход одного рабочего составляет 1,04 м., т. е. производительность труда на рабочего, занятого прохождением штрека, возросла на 100 проц. без учета перехода на сокращенный рабочий день.

### III. Организация проветривания

В связи с тем, что при механизированной проходке за смену стали выгружать горную массу значительно быстрее и вместо одного отпала стали брать 1,5—2,0, нужно было ускорить проветривание забоя. Для этого вентиляторы «Проходка 500-2М» были соединены последовательно, что дало положительные результаты: забой стал проветриваться на протяжении до 400 метров за 15—20 минут, чего при одиночных установках вентиляторов «Проходка 500-2М» достичь было невозможно.

Чтобы не увеличивать время на проветривание, по мере удаления забоя до 500—600 м. пришлось устанавливать еще один вентилятор.

Вентиляционные трубы, идущие от предыдущей вентиляционной установки, соединялись с последующим вентилятором.

Для включения одновременно двух установок потребовался дистанционный кабель длиной до 400 метров.

Чтобы не занимать кабель, сделали кнопки со слабыми пружинками, работающие независимо друг от друга. Кнопочные устройства подключили к вентилятору и через трансформатор  $380/127$  к общей сети, питающей все оборудование, находящееся в работе, включая и машину О-5 на сборном штреке.

Вентиляционные трубы, идущие от последовательного подключения вентиляторов, проложили между двух стоек. Стойки установили попарно на определенном друг от друга расстоянии согласно диаметра труб 25—35 см. Кнопки прикрепили на одну из стоек. При работе трубы предыдущей вентиляционной установки надувались и своими стенками нажимали на стойки, где прикреплены кнопки. Кнопки включались и включали последующий вентилятор. Кнопок устанавливали три с целью, что если одна или две из них выйдут из строя, то оставалась еще одна, которая срабатывала. Таким путем производилось включение всех установок без дистанционного кабеля.

#### IV. Организация водоотлива

Как указывалось выше, при прохождении сборных штреков встречаются местные мульды, которые заполняются водой. Машины О-5 в сильно обводненных забоях работать не могут, т. к. контролер находится на высоте 10—15 см от подошвы пласта, поэтому приходится устанавливать насос для откачки воды из забоя.

Насосы применяются типа К-60 или ЗК-6. Проходится зумпф глубиной 0,75 м, шириной 0,8 м, длиной от 1,5 до 2-х м. По мере подвигания забоя переносится и насосная установка.

Для отвода воды вместо металлических труб применяются прорезиненные пожарные рукава длиной 10—20 м.

#### V. Крепление сборных штреков

Учитывая габариты машины, а также передвижение электровозов по сборным штрекам, вопрос о применении правильного, отвечающего условиям безопасности работ, паспорта крепления значительное время был трудно разрешим. Чтобы решить этот вопрос нам пришлось разработать специальный паспорт.

Паспорт крепления сборного штрека.

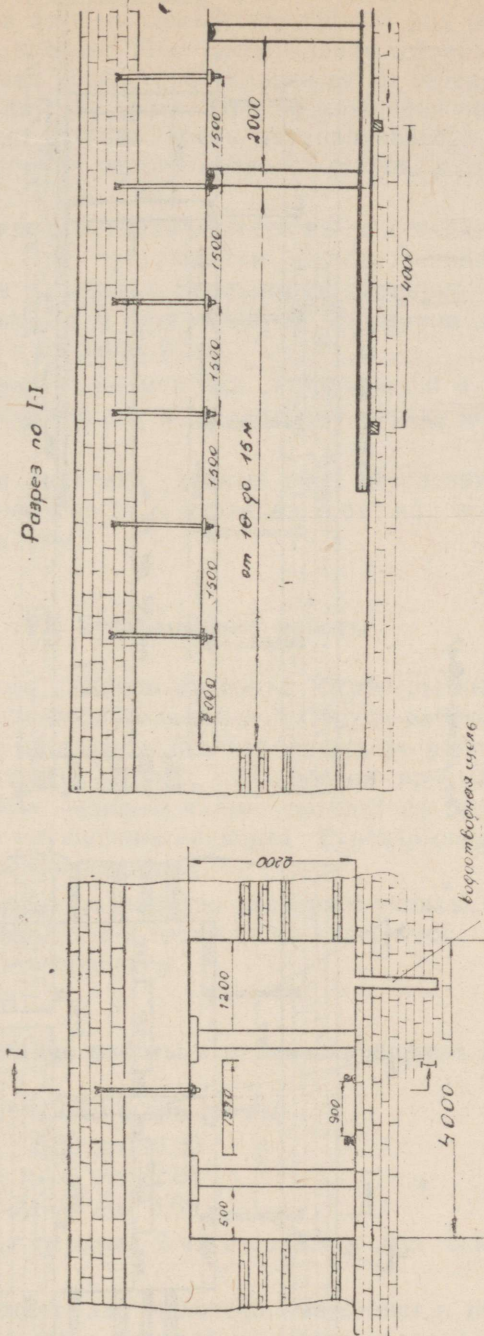
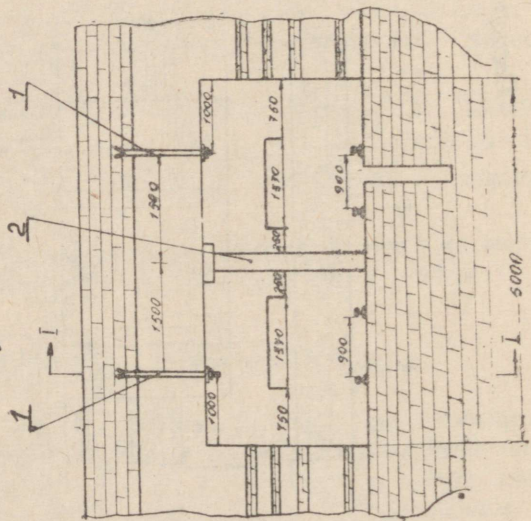
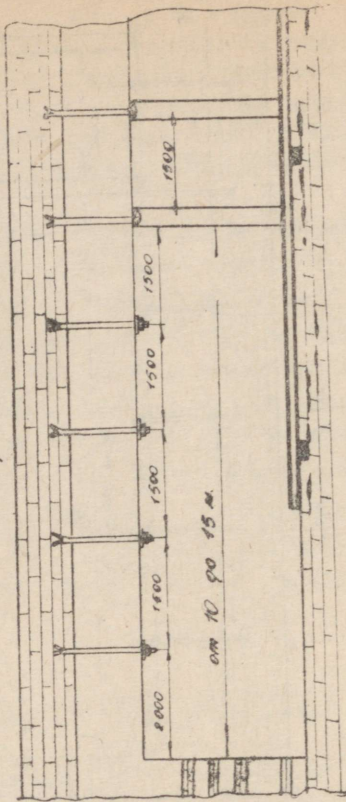


Рис 1

Постарт крепления сборного штрета.  
(на разминовке)



Разрез по I-I.



от 10 до 15 м.

- 1 - Штанги длиной 100 см
- 2 - Деревяная стойка длиной 220 см

Рис 2

Согласно этому паспорту, крепление состоит из временной и постоянной крепи. Временная крепь отстает от груди забоя не более 2-х м и осуществляется деревянной или металлической штанговой крепью. При прохождении штрека обычной ширины штанговая крепь устанавливается по середине штрека, через 1,5 м друг от друга. При прохождении разминовки шириною 5,0 м штанговая крепь устанавливается по бокам штрека на расстоянии одного метра от стенок, и тоже через 1,5 м друг от друга попарно.

Постоянная крепь устанавливается на расстоянии 10—15 м от груди забоя. При прохождении штрека шириною 4,0 м устанавливаются стойки с подлапками попарно т. е. два ряда через 1,5 или 2,0 м друг от друга. От правой стенки по ходу штрека 1,2 м от левой 0,5 м.

При прохождении разминовки шириною 5,0 м стойки с подлапками устанавливаются по середине штрека через 1,5 м друг от друга.

Как показала практика данный вид крепления вполне обеспечивает безопасность и оправдал себя на протяжении всего периода работы.

## VI. Буровзрывные работы

От правильного выбора паспорта буровзрывных работ зависит повышение производительности труда рабочего, более полная загрузка машины и безаварийность ее работы. При крупной кусковатости, а также при плохой разрыхленности взрывом пачки «А» машина часто выходит из строя. Поэтому работа по улучшению паспорта буровзрывных работ у нас не сходит с повестки дня.

В данный момент разработан паспорт с уходкой на отпал 1,5—1,6 м, т. е. около 8-и трехтонных вагонеток. Но мы не считаем еще это пределом.

## VII. Организация работы в механизированном забое

Работа производится в три смены:

I смена с 8.00 до 14.00

II смена с 16.00 до 22.00

III смена с 24.00 до 6.00

Разрыв между сменами 2 часа делается для осмотра машин.

В смене работает два человека, машинист и помощник. Всего работает в забое бригада из шести человек. Бригада производит выгрузку горной массы из забоя, укладку временного пути, крепление забоя как временной, так и постоянной

кренью, подкатку порожних вагонеток и откатку груженных на разминовку.

В период прохождения мульд откачивают воду из забоя насосом. При этом также необходимо отметить, что в связи с водообильностью южного крыла шахтного поля приходится по сборным штрекам проходить водоотливные каналы глубиной от 0,75 м до 1,5 м, чтобы при очистных работах давать сухой сланец.

Работа по прохождению канав вручную очень трудоемкая и связана с буровзрывными работами, а также дорогостоящая. Поэтому в настоящее время применена врубовая машина КМП-1 с некоторой реконструкцией режущей части и изменением системы смазки некоторых узлов.

Применение врубовой машины освободило проходчиков от тяжелого физического труда, не требует ВМ, а пройденная зарубная щель вполне обеспечивает дренаж воды и длительное время сохраняется в выработанном пространстве.

Пройденная канава вручную глубиной 1,5 м по зарплате обходится 27 р. 42 коп. за один п. м. Пройденная зарубная щель такой же глубины обходится в 6 руб. 42 коп. п. м, т. е. в четыре раза дешевле, а производительность увеличивается в два с лишним раза.

Проделанная работа по механизации прохождения сборных штреков не полностью отвечает тем требованиям, которые перед нами поставлены. Для выполнения поставленных задач по повышению производительности труда, снижению себестоимости и полному использованию механизмов, необходимо заниматься следующими вопросами:

1. Улучшением паспорта буровзрывных работ.
2. Улучшением проветривания забоев. Необходимо снабдить их более мощными вентиляторами и трубами большого диаметра.
3. Необходимо приобрести более легкие и меньших габаритов насосы, которые не требуют заливки перед пуском (типа ВМ-18-2М).
4. Вопросом совмещения профессий взрывника и проходчика.
5. Внедрением передвижных стрелочных переводов или укладкой двойных путей, что позволит уменьшить время на откатку и доплату за нее.

# ПЕРСПЕКТИВЫ ВНЕДРЕНИЯ КОРотКОЗАМЕДЛЕННОГО ВЗРЫВАНИЯ НА СЛАНЦЕВЫХ РАЗРЕЗАХ

Э. ВАХЕР.

*Институт сланцев.*

В связи с резким увеличением объема разработки горючего сланца открытым способом, большое значение приобретает вопрос эффективности взрывных работ, особенно при вскрыше.

Для снижения стоимости взрывных работ, повышения производительности труда и улучшения качества дробления, требуется внедрение простых, дешевых, минимально опасных в обращении взрывчатых веществ, выбор рациональных параметров массового взрыва и взрывание короткозамедленным способом, преимущества которого доказаны на практике.

Единственным более крупным карьером в сланцевом бассейне в настоящее время является разрез «Вивиконд». Поэтому вполне естественно, что при организации взрывных работ в новых карьерах, в первую очередь в карьере № 1, необходимо использовать опыт, приобретенный многолетней практикой на разрезе «Вивиконд».

Наблюдением за качеством массовых взрывов на этом карьере установлено, что оно до сих пор не соответствует требованиям, предъявляемым механизмами.

Например, для нормальной работы экскаватора ЭКГ-4 требуется кусковатость не более 1300 мм, а для отвалообразователя — не более 1200×700×400 мм. Наблюдения же показывают, что количество таких кусков составляет 15 и более процентов от объема взорванной породы.

При многорядном взрывании блоков мгновенным способом, как это производится на разрезе «Вивиконд», невозможно достичь удовлетворительных результатов. Особенно отрицательно на результаты взрывных работ сказывается то обстоятельство, что массовые взрывы производятся фактически в условиях одной открытой поверхности. Это обусловлено необходимостью оставления перед взрываемым уступом защитной полосы из взорванной породы для предохранения рельсового пути от завала.

Поскольку на разрезе «Вивиконд» уже в 1961 году вскрышные работы будут производиться с помощью отвалообразователя с длиной стрелы 65 м, а в карьере № 1 с помощью драглайна с рабочим радиусом более 80 м., вышеуказанный способ является временным и в дальнейшем массовые взрывы будут проводиться в условиях двух открытых поверхностей.

В целях улучшения качества дробления породы при массовых взрывах, Институтом сланцев в 1959 году было проведено испытание короткозамедленного взрывания на вскрышных работах разреза «Вивиконд», исполнителями которого явились ст. инженер А. Мяндетс и автор этого доклада, которым оказывал всяческую помощь коллектив разреза «Вивиконд».

Наряду с испытанием короткозамедленного взрывания, преследовалась также цель изучения влияния некоторых параметров массового взрыва, в частности конструкции и величины заряда.

Взрывание короткозамедленным способом в течение последнего десятилетия нашло широкое применение во всем мире.

Основным принципом короткозамедленного взрывания является взрывание зарядов в определенной последовательности с промежутками от 10 до 100—150 м сек.

Опытами и многолетней практикой установлено, что при таком способе взрывания достигается значительное снижение сейсмических колебаний окружающей среды, улучшение дробления и некоторая направленность перемещения взорванной горной породы, возможность уменьшения ширины развала, уменьшение или ликвидация трещин и заколов в бортах уступа и за взорванным блоком.

По поводу протекания процесса дробления породы при короткозамедленном взрывании не имеется еще полного представления, однако на основе исследований (особенно советских исследователей А. Ханукаева, Н. Россинского и др.) установлено, что эффект короткозамедленного взрывания обусловлен повышением коэффициента использования энергии упругих волн (колебаний), уменьшением сопротивляемости пород отрыву образованием дополнительных открытых поверхностей, использованием кинетической энергии движущейся горной массы на дополнительное дробление ее и увеличением продолжительности процесса разрушения породы вообще в сравнении с моментальным взрыванием.

Для осуществления короткозамедленного взрывания имеется несколько способов, из которых самыми распространенными и перспективными являются следующие:

1. Взрывание зарядов электродетонаторами короткозамедленного действия, имеющими встроенные в детонатор пиротехнические замедлители.

2. Взрывание при помощи детонирующего шнура, причем в сеть включают специальные пиротехнические замедлители детонирующего шнура.

К первым относятся выпускаемые промышленностью электродетонаторы короткозамедленного действия марки ЭД-КЗ с замедлениями в 25, 50, 75, 100, 150 и 250 м сек., причем в качестве нулевого интервала применяется электродетонатор мгновенного действия марки ЭД-8-56.

Ко вторым относятся разработанные производственно-экспериментальным Управлением треста «Союзвзрывпром» пиротехнические реле марки КЗДШ-58, которые имеют ступени замедления 10, 20, 35 и 50 м сек.

## ГЕОЛОГИЧЕСКИЙ РАЗРЕЗ ПО СКВ. № 4635

Масштаб	Масштаб разреза	Разрез	Без описания	Глубина м	Мощность м	Кол-во слоев	Измерение по бурению	
Наносы	Q		Растительный слой	0,10	0,10		I	
			Пески с галькой		0,80		II	
			Суглинок		1,00	1,60	III	
Слоистый известняк	Q <sup>ка</sup>		Известняк слоистый, известняк тиллоидный, участками трещиноватый			5	IV	
						5-10		
						5		
						5-8		
						10-13		
						6		
						9		
						8		
						9		
						11		
		4	V					
				6,27	0,26			
				6,60	0,23	4		
				6,80	0,20	9	VI	
					1,26	6-7	VII	
				6,88		5		
Промысловый известняк	F		Песок слоистый, стратонид			0,82	VII	
						2,10		
						0,60		1,41
						2,10		0,60
						0,70		0,60
						0,70		0,17
						0,70		0,61
		0,70	0,68					
				0,70	0,70		VIII	
			Известняк					

Вскрышные породы сланцевых карьеров представлены нижнесилурийскими известняками, покрытыми сверху наносами. Весь массив известняка имеет слоистую структуру. Очень крепкие слои чередуются с мягкими. Имеется много прослоек сланца и глины. Свойства и структура породы могут изменяться уже на протяжении коротких расстояний. Весь массив

разбит системой вертикальных трещин двоякого направления, которые образуют между собой угол 90 градусов.

Крепость известняков в районе достигает  $f=13$  по шкале проф. Протодияконова, имея среднюю величину в пределах  $f=6-9$ , (по данным лаборатории строительных материалов Таллинского политехнического института).

Проведению буровзрывных работ мешает значительная водообильность известняков.

Испытания короткозамедленного взрывания были проведены при двух и одной открытых поверхностях.

Несколько взрывов произведено путем рассредоточения зарядов на две части.

При испытаниях применяли способ короткозамедленного взрывания с замедлениями между рядами скважин, так как взрывание производилось с помощью детонирующего шнура.

Схема соединения в общем выглядела следующей:

Все скважины каждого ряда были соединены между собой магистралью из детонирующего шнура. К первой магистрали присоединяли электродетонаторы мгновенного действия, к второй — электродетонаторы короткозамедленного действия с замедлением 25 м сек., к третьей — с замедлением 50 м сек. и к четвертой — с замедлением 75 м сек.

Когда количество рядов превышало четыре, соединяли ряды попарно, так как детонаторов с замедлением более 75 м сек не имелось в наличии.

Взрывание электродетонаторов производилось с помощью конденсаторной взрывной машинки КПМ-2.

Проведенные опытные взрывы показали положительный результат. Улучшилось дробление породы, уменьшился разлет кусков при взрыве в сравнении с мгновенным взрыванием, наблюдалась компактная форма развала взорванной породы, хотя из-за малочисленности опытных взрывов не удалось определить рациональных параметров короткозамедленного взрывания, и прежде всего, рациональной величины интервалов замедления.

Опыты показали, что нельзя достичь удовлетворительного дробления породы без применения рассредоточенных зарядов, хотя метод рассредоточения зарядов и отличается (примерно на 50 проц.) большим расходом детонирующего шнура и трудоемкостью.

Выяснилось также, что необходимо соблюдение прямолинейности рядов. В противном случае, при наличии крутых изгибов или смещений рядов, наблюдалось образование заколов в бортах уступа и трещин за взорванным блоком, затрудняющих бурение следующего блока.

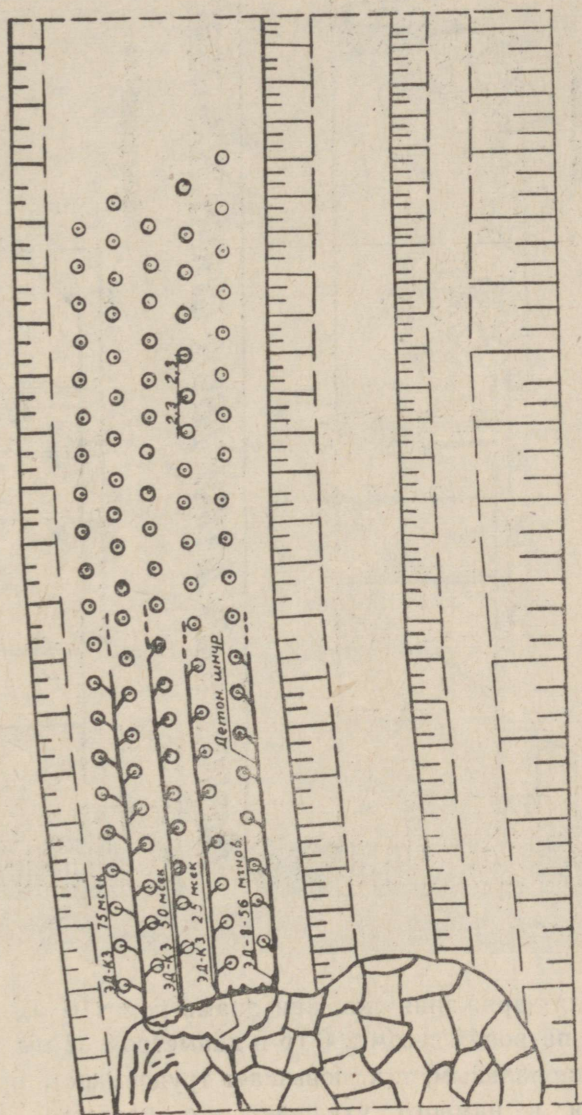
Наилучшие результаты взрыва были достигнуты при удельном расходе ВВ примерно  $0,4 \text{ кг/м}^3$  в массиве, что соответствует расходу, предусмотренному в настоящее время на разрезе «Виниконд». Увеличение расхода ВВ приводит к увеличе-

нию выброса породы, что отрицательно отражается на форме развала взорванной породы, а при существующей системе вскрышных работ приводит к порче защитных полос от взорванной породы.

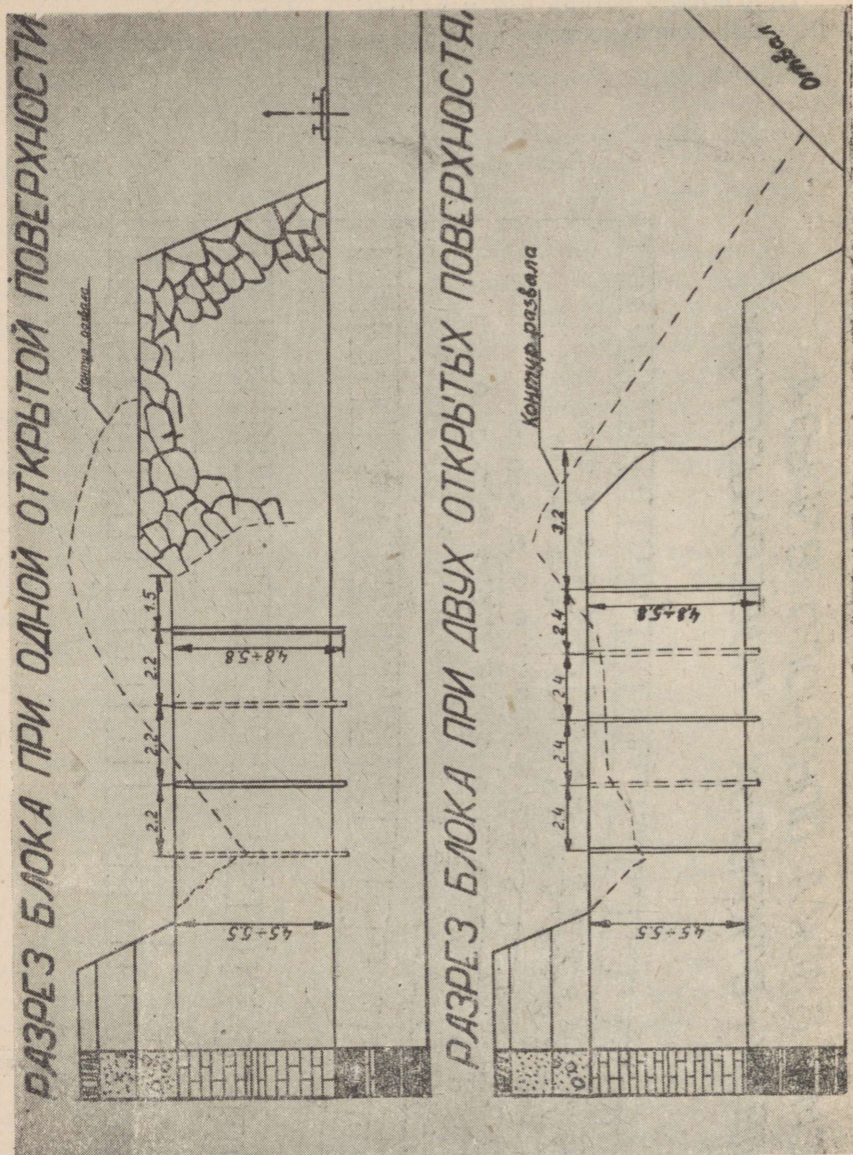
При высоте уступа в 5 м и ЛНС 3—4 м в условиях двух открытых поверхностей наблюдалась ширина развала до

Рис. 2

СХЕМА БЛОКА ОПЫТНОГО ВЗРЫВА  
ПРИ ДВУХ ОТКРЫТЫХ ПОВЕРХНОСТЯХ



10—15 м (от первого ряда скважин), что является вполне приемлемой. Сетка скважин имела при испытаниях размеры примерно  $2,3 \times 2,5$  м с довольно большими колебаниями.

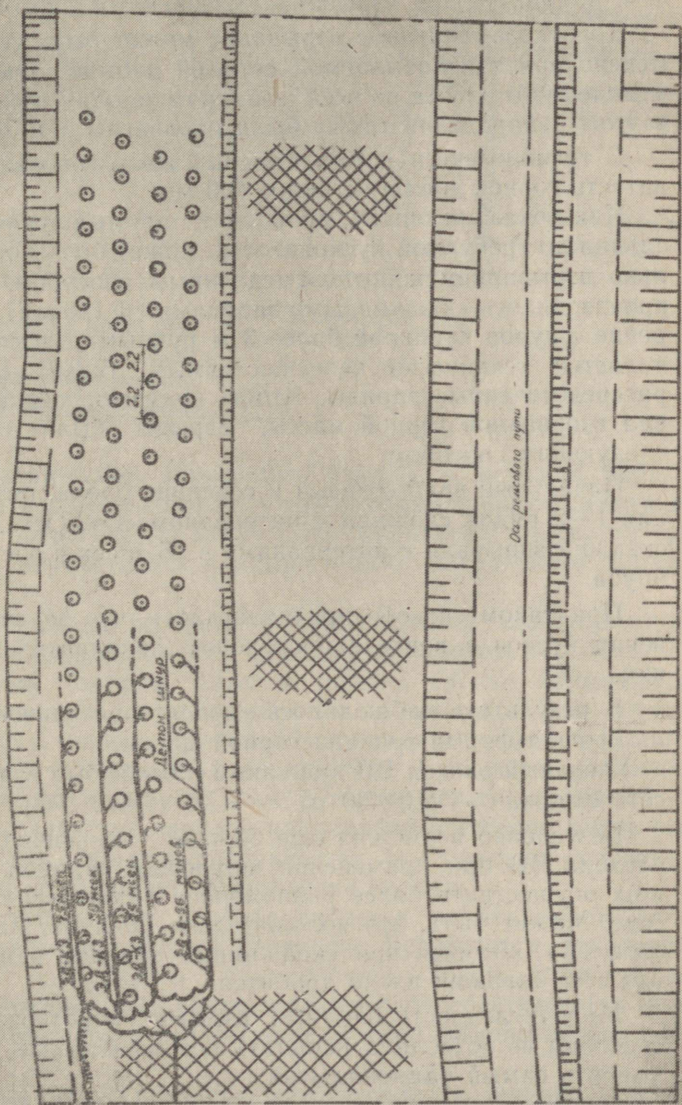


Для заряжания скважин диаметром 110 мм применялись ВВ в патронах весом 200 гр и диаметром 32 мм, что является нерациональным, т. к. повышает трудоемкость процесса заряжания и намного ухудшает его качество. Коэффициент заряжания, например, при заряжании пучками из 7

патронов может быть 0,6 (соответствует плотности заряжания тоже примерно 0,6), но практически он, особенно при мокрых скважинах, не превышает 0,5. Между патронами может быть вода, туда попадает грязь, буровая мелочь, ухудшая контакт между ними. В результате иногда наблюдается неполная детонация заряда, что выражается в ухудшении дробления и в том, что во взорванной породе можно найти следы ВВ.

Необходимо отметить, что уменьшение разлета кусков при

**СХЕМА БЛОКА ОПЫТНОГО ВЗРЫВА  
ПРИ ОДНОЙ ОТКРЫТОЙ ПОВЕРХНОСТИ**



короткозамедленном взрывании благоприятно влияет на состояние воздушных и кабельных линий энергоснабжения карьерных механизмов, находящихся впереди фронта вскрышных работ. При опытных взрывах не наблюдалось обрывов линий, а при взрывании мгновенным способом это наблюдалось довольно часто. Это позволяет включать электроэнергию сразу после взрыва, уменьшая простой карьера.

Результаты взрыва короткозамедленным способом прямо зависят от качества выполнения заряжания и в большей мере, чем, например, при взрывании мгновенным способом.

Короткозамедленное взрывание может быть успешно применено при так называемой валовой добыче (выемка промышленного пласта по всей мощности за один прием). Опыты в этом направлении также были проведены в 1959 году.

С технологической точки зрения здесь требовалась кусковатость горной массы не более 400 мм.

Как показали опыты, дробление промышленного пласта сланца до требуемой кусковатости, может быть достигнуто только взрыванием короткозамедленным способом. Взрывание производилось скважинными зарядами ( $\Phi$  110 мм), так как бурение шпуров глубиной более 3 м ручными электросверлами является технически неосуществимым. Были использованы рассредоточенные заряды. Чтобы получить компактный развал взорванной горной массы, взрывы были произведены следующим способом:

Начальный вруб создали в середине блока, путем взрывания 1—2 рядов скважин с интервалом «О». Остальные ряды скважин взрывали с интервалами в 25 м сек в обе стороны от вруба.

При таком способе предполагалось, что за счет столкновения кусков в воздухе происходит дополнительное дробление.

В результате наблюдалось удовлетворительное дробление и хорошая форма развала горной массы.

Удельный расход ВВ при таком способе был взят  $0,55 \text{ кг/м}^3$ , сеть скважин —  $2,0 \times 2,0 \text{ м}$ .

Безусловно возможно еще больше уменьшение удельного расхода ВВ при применении шпуровых зарядов, позволяющих осуществить более равномерное размещение ВВ в массиве. Может быть, это положительно повлияет на дробление слоя «А», который при скважинных зарядах и вышеуказанной сети скважин плохо дробится.

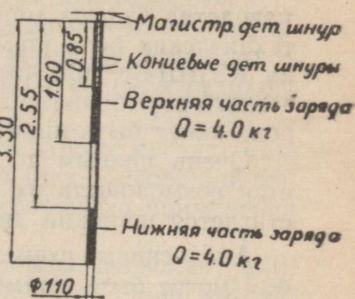
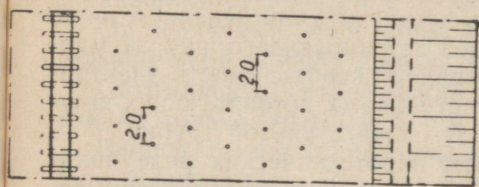
Малочисленность опытных взрывов короткозамедленным способом не позволила испытать все возможные варианты и выявить самый рациональный.

Говоря о перспективах внедрения короткозамедленного взрывания на сланцевых разрезах и, главным образом, на вскрышных работах, придется, прежде всего, учесть, что рас-

положение скважин на уступе многорядное. При этом могут быть применены следующие способы:

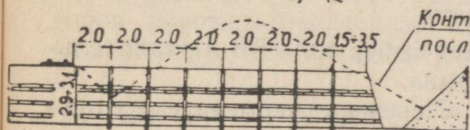
## ВЗРЫВАНИЕ ПРОМЫШЛЕННОГО ПЛАСТА СЛАНЦА КОРОТКОЗАМЕДЛЕННЫМ СПОСОБОМ

Конструкция заряда



75 msec  
50 msec  
25 msec  
0  
25 msec  
50 msec  
75 msec

Контур развала  
после взрыва



1. Электрическое взрывание, причем в каждом заряде должен быть электродетонатор короткозамедленного действия. В зарядах одного ряда могут быть детонаторы одного интервала, или чередоваться с детонаторами следующего интервала.

Из-за разности во времени срабатывания электродетонаторов короткозамедленного действия с пиротехническими замедлителями (заряды даже в первом случае взрываются не одновременно, а с разбросом в пределах не менее  $\pm 10$  м сек), взрыв происходит с образованием большого количества открытых поверхностей, которые наблюдаются не только между рядами, а также между зарядами одного ряда. Действие зарядов направлено в сторону вновь образовавшихся открытых поверхностей, чем уменьшается ширина развала и улучшается дробление породы.

Недостатком этого способа является необходимость соединения развернутой сети проводов. Встречается некоторая опасность со стороны блуждающих токов, поэтому во время заряжания весь разрез должен быть обесточен (на производство массового взрыва затрачивают обычно целую смену).

2. Взрывание с помощью детонирующего шнура, причем к магистралям из детонирующего шнура присоединяются электродетонаторы короткозамедленного действия или пиротехнические реле соответствующего интервала.

Для создания в процессе взрыва большого числа открытых поверхностей может быть использована следующая схема взрывания:

В первом ряду четные скважины взрывают мгновенно, нечетные — с замедлением, например, в 20 м сек; во втором ряду — четные с замедлением в 20 м сек; нечетные — в 35 м сек, в третьем ряду — четные с замедлением в 35 м сек, нечетные — в 50 м сек и т. д. Располагать скважины при этом желательно по квадратной сетке.

При таком способе взрывания максимальное удобство производства взрыва может быть достигнуто применением пиротехнических реле (замедлителей детонирующего шнура) марки КЗДШ-58, при котором отпадает необходимость электрического взрывания, а сеть магистральных детонирующих шнуров может быть инициирована от зажигательной трубки.

Очень ценным достоинством пиротехнических реле является возможность их последовательного включения, чем достигается широкий диапазон замедления.

Аналогичные схемы взрывания короткозамедленным способом могут быть применены и для взрывания промышленного пласта сланца по всей мощности.

Существенное значение имеет выбор типа ВВ и рациональных параметров массового взрыва.

В информационном письме «Перечень рекомендуемых промышленных взрывчатых веществ», составленном междуведомственной комиссией по взрывному делу Института горного дела АН СССР, для открытых работ по породам средней крепости ( $f=4-8$  по шкале проф. Протождяконова), при скважинных зарядах рекомендуются следующие ВВ:

1. В сухих забоях — аммониты №№ 6, 7, 10 и игданит (допущен временно для промышленных испытаний);
2. В обводненных забоях — тротил и аммонит В-3.

В экономическом смысле и с точки зрения механизации процесса заряжания скважин следует особое внимание уделять простейшим ВВ типа игданит. Они имеют почти в три раза меньшую стоимость в сравнении с аммонитом В-3, но могут быть применены в сухих забоях или при малом притоке воды в скважины.

Во всяком случае дальнейшее применение ВВ в 200 граммовых патронах диаметром 32 мм для заряжания скважин должно быть исключено.

Из параметров взрыва одним из самых существенных является правильное размещение ВВ во взрываемом массиве, элементами которого являются конструкция заряда, величина линии наименьшего сопротивления и расстояние между скважинами и рядами скважин.

Для равномерного дробления породы необходимо равномерное размещение ВВ в скважине, чтобы взрыв действовал на породу по всей высоте уступа.

Если длина заряда не обеспечит этого, требуется рассредоточение его. Рассредоточение заряда может быть выполнено с воздушными промежутками или с промежутками, заполненными забоечным материалом. Особенно хорошие результаты достигнуты в первом случае в испытаниях, проведенных в ИГД АН СССР А. В. Мельниковым и Л. Н. Марченко.

Расстояния между скважинами и рядами скважин должны иметь величину, при которой весь массив пород между скважинами дробился бы до оптимальной кусковатости.

От величины линии наименьшего сопротивления в значительной мере зависит ширина развала взорванной породы.

Оптимальную сеть скважин для данных условий разрабатывают только опытным путем.

Рациональным параметрам массового взрыва следует уделять большое внимание, так как они могут дать хороший эффект и являются надежной базой для успешного применения короткозамедленного взрывания.

Необходимо и дальше продолжать опыты, поскольку многие вопросы еще не ясны. Средства для этого, в виде детонаторов короткозамедленного действия, имеются в наличии. Обязательно надо заказать пиротехнические реле КЗДШ-58.

# ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗРАБОТКИ ЗАПАДНОЙ ЧАСТИ ЭСТОНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ

М. Я. СЕРЫЙ

*Гипрошахт*

## 1. Общие положения

В соответствии с директивами XXI съезда КПСС добыча сланца в течение семилетки возрастет в 1,8 раза и составит в 1965 году 16,5 млн. тонн. Для обеспечения такого роста в 1959—1965 г. г. будут построены три новых сланцевых карьера и одна шахта, а производственная мощность действующих шахт будет увеличена. Особое внимание будет уделено открытому способу разработки сланца.

Опыт эксплуатации карьера «Вивиконд» показывает, что на участках неглубокого залегания сланца открытые разработки являются более рациональными. Так, например, в 1958 г. в карьере «Вивиконд» производительность труда одного рабочего по эксплуатации составила 130 т. сланца в месяц, что на 63 проц. выше, чем на подземных работах, а себестоимость 1 тонны сланца на 8 рублей ниже.

Горногеологические условия значительной части эстонского месторождения сланца и возможность применения мощного горнотранспортного оборудования позволяют в больших масштабах развить в этом месторождении открытую добычу сланца. При этом следует ожидать, что основные технико-экономические показатели — производительность труда, себестоимость добычи сланца и капиталовложения — будут значительно лучшими, в сравнении с подземным способом, который в основном применяется на этом месторождении.

## 2. Характеристика месторождения

Территория месторождения с промышленными запасами сланца условно подразделяется на три района: западный, центральный и восточный.

Западный район расположен между гор. Раквере и ст. Кохтла. Он характеризуется большим количеством населенных пунктов — гор. Раквере, ст. Кивиыли, Сонда, Кабала, Пюсси, а так же хуторов и сельскохозяйственных и лесных угодий (пашни, леса, луга).

Водными артериями района являются реки Селья, Кунда и Оямаа, которые впадают в Финский залив.

В пределах западного района расположены сланцевые шахты «Убья» и «Кивиыли».

Общая мощность промпачки, включающей сланцевые слои

от А до Н с породными прослойками, составляет в среднем 4,7 м, в том числе полезная — 2,6 м. Залегание промпачки сланца почти горизонтальное, с небольшим падением в юго-восточном направлении под углом  $15^\circ$ . Минимальная глубина залегания промпачки имеет место в северной части района, где она составляет 5—10 метров. В южном направлении глубина залегания сланца увеличивается, доходя до 50 м (в границах детальной разведки). Кровлей и почвой промпачки являются известняки. Покрывающая промпачку сланца толща пород представлена четвертичными отложениями и известняками.

Мощность четвертичных отложений, состоящих из растительного слоя, торфа, песков и глин, колеблется от 1,0 до 10,0 м и составляет в среднем 3 м.

Мощность известняков доходит до 20,0 м и составляет в среднем 12—15 м.

Западная часть месторождения включает 1110,0 млн. т разведанных запасов, из которых 45 проц. залегает на небольшой глубине и может быть отработана открытым способом. Однако, на рассматриваемой площади месторождения имеется большое количество населенных пунктов, колхозных земель, приусадебных участков, автодорог и т. д., что в известной степени будет препятствовать развитию открытых работ в больших масштабах. Поэтому, для открытой добычи сланца выделены участки с учетом максимально возможного сохранения населенных пунктов, дорог и сельскохозяйственных угодий. В связи с этим запасы сланца в западном районе для открытых работ ограничены до 400,0 млн. т. Даже при таких масштабах открытой добычи сланца будут иметь место дополнительные затраты, связанные со сносом строений и восстановлением почвы, которые должны быть учтены при выборе способа разработки. Поэтому, с целью выявления эффективного способа разработки, рассматривается два варианта: открытый и подземный.

По условиям конфигурации и количеству запасов рассматриваемой части месторождения на ней выделяется пять карьерных полей: Кохтла, Ульясте, Кунда, Раквере и резервное поле перспективного карьера. При определении границ каждого карьерного поля учитывалась степень разведанности, его конфигурация, наличие нарушений, естественные границы и предельный коэффициент вскрыши.

Вскрытие участков по аналогии с утвержденным проектом карьера № 1 может быть решено по так называемому южному варианту, при котором отработка участков предусматривается блоками по восстанию. Количество одновре-

менно действующих участков будет находиться в зависимости от потребности в сланце.

Для обеспечения требуемого количества сланца в количестве 10 млн. т в год необходимо иметь в одновременной работе до 10 эксплуатационных участков, при средней производительности каждого в 1,0 млн. тонн сланца в год.

По горногеологическим условиям, запасам и качеству сланца карьеры должны строиться в следующей последовательности: Кохтла, Ульясте, Кунда, Раквере.

По варианту II — для обеспечения принятой потребности в сланце в западной части месторождения должно быть построено 7 шахт.

Вскрытие шахтных полей принято наклонными стволами с местоположением их у южных границ шахтных полей.

Геологические запасы сланца по карьерным и шахтным полям подсчитаны для варианта валовой выемки, при котором разрабатывается вся промпачка сланца от слоя А до F, одним уступом.

При подсчете валовых геологических запасов принималось, что совместно с пачками сланца вынимаются и породные прослойки, которые прибавляются к запасам чистого сланца.

При определении промышленных запасов сланца (горной массы) приняты эксплуатационные потери для карьеров — 6 проц. и для шахт — 35 проц.

В соответствии с принятым делением западного района на карьерные поля и принятыми границами для открытых работ в варианте I — выделено 5 карьерных и 5 шахтных полей и во II варианте — выделено 8 шахтных полей.

Промышленные запасы карьерных полей, объемы внешней вскрыши и коэффициент вскрыши, а так же промышленные запасы шахтных полей приведены в таблице 1.

Таблица 1

№№ п/п	Наименование карьерных и шахтных полей	Промышленные запасы при валовой выемке (млн. т)	Объем вскрыши (млн. м <sup>3</sup> )	Коэффициент вскрыши (м <sup>3</sup> /т)	Площадь (тыс. м <sup>2</sup> )	Средняя мощность вскрыши (метрах)
1	2	3	4	5	6	7

### ВАРИАНТ I

#### а) Карьерные поля

1. Карьер Кохтла	216,2	1160,0	5,4	57700	20,0
2. Карьер Ульясте	104,4	265,3	2,6	20800	12,7
3. Карьер Кунда	118,5	440,0	3,7	28300	15,5
4. Карьер Раквере	66,7	352,0	5,3	25000	14,1
5. Перспективный карьер	84,2	494,0	5,9	19600	25,0

Итого по карьерам	590,0	2711,0	4,6	151700	18,0
-------------------	-------	--------	-----	--------	------

1	2	3	4	5	6	7
<b>б) шахтные поля</b>						
1. Шахта № 14		101,0	—	—	—	—
2. Шахта № 15		83,0	—	—	—	—
3. Шахта № 16		68,0	—	—	—	—
4. Шахта № 17		120,0	—	—	—	—
5. Шахта № 18		88,0	—	—	—	—
Итого по шахтам		460,0	—	—	—	—

### ВАРИАНТ II

#### Шахтные поля

1. Шахта № 15		52,6	—	—		
2. Шахта № 16		110,0	—	—		
3. Шахта № 18		158,0	—	—		
4. Шахта № 19		156,0	—	—		
5. Шахта № 20		126,0	—	—		
6. Шахта № 21		69,0	—	—		
7. Шахта № 22		96,0	—	—		
8. Шахта № 17 (резервная)		58,0				
Итого по шахтам		825,0	—	—		

Годовая производительность и срок службы карьеров и шахт приведены в таблице 2.

Таблица 2

№, № п/п	Наименование карьеров и шахт	По товарному сланцу (млн. т)	По горной массе (млн. т)	По вскрыше (млн. м <sup>3</sup> )	Срок службы
1	2	3	4	5	6
<b>ВАРИАНТ I</b>					
<b>Открытые работы</b>					
1.	Карьер Кохтла	5,0	6,2	34,0	40 лет
2.	Карьер Ульясте	1,5	2,4	6,2	44 года
3.	Карьер Кунда	2,5	3,7	13,7	35 лет
4.	Карьер Раквере	1,0	1,8	9,5	40 лет
ИТОГО		10,0	14,1	63,4	40
<b>ВАРИАНТ II</b>					
<b>Подземные работы</b>					
1.	Шахта № 15	1,0	1,3	—	40
2.	Шахта № 16	1,5	1,9	—	60
3.	Шахта № 18	2,0	3,2	—	50
4.	Шахта № 19	2,0	3,0	—	52
5.	Шахта № 20	1,5	2,0	—	63
6.	Шахта № 21	1,0	1,8	—	38
7.	Шахта № 22	1,0	1,8	—	53
ИТОГО		10,0	15,0	—	50

### 3. Система разработки

#### А. Открытые работы — вариант I

В западной части месторождения, при сравнительно небольшой мощности вскрыши и промпачки сланца, представляется возможным применение наиболее экономичной, так называемой бестранспортной системы разработки вскрыши. Для осуществления этой системы рекомендуется мощный драглайн ЭШ-25/100 с ковшом 25 куб. м и радиусом разгрузки — 100 м.

Драглайн нижним черпанием осуществляет экскавацию предварительно взорванного известняка, а затем верхним черпанием экскавирует верхнюю часть вскрыши, не требующую взрывных работ, и располагает ее соответственно в верхней части отвала. При этом условии, растительный слой, торф и остальные мягкие породы размещаются вверху, в связи с чем обеспечивается устойчивость отвалов и, производя соответствующую планировку отвалов бульдозерами, имеется возможность привести отвалы в культурное состояние, т. е. восстановить почву.

На каждом эксплуатационном участке, на длине фронта работ 1,5—2,0 км, устанавливается один драглайн ЭШ-25/100.

В первые 10 лет эксплуатации на всех 4-х карьерах одновременно разрабатывается 10 участков, в соответствии с этим в этот период потребуется 10 драглайнов ЭШ-25/100. Разработка вскрыши, представленной известняками, производится с применением буровзрывных работ.

Бурение скважин осуществляется станками вращательного бурения СВБ-2.

Выемка пачек сланца принята валовая с обогащением его на обогатительных фабриках.

В качестве основного оборудования на добычных работах приняты экскаваторы ЭКГ-4 в количестве 12 штук.

#### Б. Подземные работы — Вариант II

Система разработки сланца при подземном способе принята камерная с выемкой слоев промпачки от А до F, включительно с обогащением горной массы на обогатительной фабрике. Улучшение технико-экономических показателей должно идти по линии создания более эффективной механизации подземных работ, т. е. создания мощных погрузочных машин. производительностью 250—300 т/час, самоходных вагонок емкостью 10 т., станков для установки и испытания штангового крепления, буровых станков, мощных высокопроизводительных конвейеров и др. техники.

#### 4. КАЧЕСТВЕННАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СЛАНЦА И ЕГО ОБОГАЩЕНИЯ

Сланец состоит из 3-х компонентов: органического вещества, минеральных примесей, гигроскопической влаги. Тепло-творная способность слоев сланца колеблется от 2200 до 4200 ккал/кг. Содержание смолы от 18 до 32 проц.

Теплотворная способность сланца, направляемого на ГРЭС, должна быть не менее 2200 ккал/кг. на рабочее топли-во и 2800 ккал/кг на сухое топливо (  $Q_6^c$  )

Ожидаемое качество сланца по теплотворной способности, в зависимости от способов его добычи, предоставлено в таб-лице 3.

Таблица 3

№ п/п	Наименование карьеров	Теплотворная способность сланца на сухое топливо ( $Q_6^c$ )		
		Валовая выемка	Частично-селективная выемка	Селектив-ная выемка
1.	Карьер Кохтла	2300	2800	3200
2.	Карьер Ульясте	2000	2400	2700
3.	Карьер Кунда	2100	2500	2800
4.	Карьер Раквере	1900	2300	2600

Как видно из приведенной таблицы, требуемую теплотвор-ную способность сланца можно обеспечить только при селек-тивной выемке пачек сланца, осуществить которую в данное время невозможно. Поэтому принимается валовая выемка с обогащением.

Рекомендуется мокрый способ обогащения сланца с при-менением отсадки класса 25—125 мм с выделением двух про-дуктов — концентрата и породы.

#### 5. ТРАНСПОРТНОЕ ХОЗЯЙСТВО

##### А. Открытые работы — вариант 1

Вывоз сланца от забоя до промплощадки карьера должен производиться автосамосвалами МАЗ-530, грузоподъемностью 40 тонн. На промплощадке карьера предусматривается обога-щение сланца, с последующей его отправкой по жел. -дор. ветке до станции примыкания. Погрузка сланца в вагоны без-бункерная.

Станции примыкания от промплощадок карьеров следую-щие: карьер Кохтла — ст. Пюсси; карьер Ульясте — ст. Ка-бала; карьер Кунда — ст. Убья; карьер Раквере — шахта Убья.

Потребное количество автосамосвалов МАЗ-530 для транспортировки сланца из карьера на промплощадку равно 53 шт.

Основные объемы работ приведены в таблице 4.

Таблица 4

№№ п/п	Наименование объектов строительства	Единица измерения	Количе- ство
1	2	3	4
1.	Подъездные жел.-дор. пути к карьерам	км	13
2.	Развитие путей на станциях примыкания	„	6
3.	Погрузочные станции на карьерах	„	10
4.	Внешние автодороги	„	31
5.	Карьерные автодороги	„	23
6.	Осушительные каналы	„	29

### Б. Подземные работы — вариант П

Станции примыкания от промплощадок шахт следующие: ш. № 15 — ст. Пюсси; ш. № 16 — ст. Кабала; ш. № 18 — разъезд Ульясте; ш. № 19 и ш. № 20 — ст. Ваекюла; ш. № 21 и ш. № 22 — ст. Раквере.

Основные объемы работ по строительству подъездных путей нормальной колеи и автодорог приведены в таблице 5.

Таблица 5

№№ п/п	Наименование объектов строительства	Единица измерения	Количе- ство
1	2	3	4
1.	Подъездные жел.-дор. пути	км	30,5
2.	Станция шахты	„	17,5
3.	Развитие станционных путей примыкания	„	10,5
4.	Автодорога к шахте	„	20,5
5.	Укладка путей на станциях примыкания	„	10,5

## 6. ОРГАНИЗАЦИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА

Строительство карьеров должно быть начато в 1963 году и закончено в 1971 году.

В 1960 году необходимо начать комплексное проектирование и в 1961 г. — проектно-изыскательские работы по первоочередным участкам. Стоимость строительно-монтажных работ принимается в размере 75 проц. от общей суммы капиталовложений и составляет 600 млн. руб.

Очередность строительства карьеров с распределением капвложений по годам строительства приведена в прилагаемом графике.



Для выполнения столь значительных объемов работ необходимо в период 1961 — 1963 г. г. создать мощную строительную базу, способную обеспечить ввод в эксплуатацию намеченных к строительству карьеров в установленные сроки.

## 7. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Полученные технико-экономические показатели открытой добычи сланца, в сравнении с показателями подземного способа добычи, являются значительно лучшими и дают основание считать этот способ более целесообразным.

Так, при открытом способе добычи производительность труда оказалась в два с лишним раза выше, а капиталовложения на 1 тонну годовой производительности и себестоимость добычи 1 т сланца соответственно ниже на 65 проц. и 20 проц.

Сравнительные технико-экономические показатели при добыче сланца открытым и подземным способом приведены в таблице 6.

Таблица 6

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм.	Показатели по разработке	
			Открытым способом	Подземным способом
1	2	3	4	5
1.	Производительность:			
а)	по товарному сланцу	млн. т.	10,0	10,0
б)	по горной массе	„	14,15	15,20
в)	по вскрыше	млн. м <sup>3</sup>	63,4	—
2.	Численность трудящихся	чел.	3330	7200
3.	Производительность труда в месяц рабочего по то- варному сланцу	т.	300	140
4.	Капиталовложения—всего:	млн. р.	792,2	1322,8
	в том числе:			
а)	промстроительство	„	571,8	963,0
б)	жилстроительство	„	166,5	359,8
в)	перенос существующих дорог	„	27,3	—
г)	убытки от сноса строе- ний	—	26,6	—
5.	Капзатраты на 1 т. годо- вой производительности по товарному сланцу	руб./т.	80,0	130,0
	Годовой расход электро- энергии	млн. квт./ч.	78,0	100,0
	Эксплуатационные потери сланца при валовой выем- ке	%	6	35
	Себестоимость 1 тонны то- варного сланца	руб.	24,20	28,23

Капиталовложения по строительству карьеров и себестоимость добычи сланца при разработке открытым способом приведены в таблице 7.

Таблица 7

№№ п/п	Элементы затрат	Ед. изм.	Наименование карьеров			
			Кохтла	Ульясте	Кунда	Раквере
1.	Капиталовложения — всего:	млн. р.	313,4	135,7	207,3	135,8
2.	Кап. затраты на 1 т. товарной продукц.	руб.	62,7	90,5	82,9	135,8
3.	Себестоимость 1 т. товарного сланца	руб.	22,45	22,41	23,66	36,88

Капиталовложения по строительству шахт и себестоимость добычи сланца при разработке подземным способом приведены в таблице 8.

Таблица 8

Элементы затрат	Ед. изм.	Наименование шахт							
		№ 15	№ 16	№ 18	№ 19	№ 20	№ 21	№ 22	
1.	Капиталовложения всего	млн. р.	123,2	163,0	258,2	243,8	197,8	168,4	168,4
2.	Кап. затраты на 1 т. товарн. продукции	руб.	123,2	108,5	129,1	121,9	131,8	168,4	168,4
3.	Себестоимость 1 т. товарного сланца	руб.	33,0	29,2	25,4	25,9	28,4	29,8	29,8

Открытые работы, в первую очередь, необходимо развивать на карьерах Кохтла и Ульясте.

Для большей эффективности применения открытых работ в условиях данного месторождения необходимо проведение ряда опытно-эксплуатационных научно-исследовательских и разведочных работ, к числу которых, в первую очередь, относится:

а) опытно-промышленные испытания по обогащению сланца мокрым способом и способом избирательного дробления.

б) Создание и внедрение машин специальной конструкции для полной селективной выемки, а на вскрышных работах — консольных отвалообразователей.

в) Внедрение лучших методов буровзрывных работ, связанных с применением высокопроизводительных станков вра-

щательного бурения, и более эффективных взрывчатых веществ.

г) Проведение дополнительных геологоразведочных работ, связанных с уточнением геологических и гидрогеологических условий месторождения применительно к открытой его разработке.

# ЭФФЕКТИВНАЯ СИСТЕМА ОСУШЕНИЯ СЛАНЦЕВЫХ ШАХТ ЭСТОНИИ

М. С. ГАЗИЗОВ  
ИГД АН СССР

Весьма значительная обводненность сланцевых шахт Эстонии создает тяжелые условия для работы в забоях, вызывает снижение производительности труда и большую аварийность механизмов и оборудования.

Наибольшие осложнения вызывают не столько большие и неравномерные притоки воды в шахты, сколько рассосредоточенное поступление воды по системам трещин непосредственно в рабочее пространство (в забои очистных и подготовительных выработок).

Обводненность очистных забоев увеличивает влажность сланца, ухудшает его качество, осложняет процесс погрузки и транспортировки сланца потребителям, снижает производительность сланцеперерабатывающих заводов и ТЭЦ.

Применяемые в настоящее время профилактические меры борьбы с шахтными водами не обеспечивают необходимого эффекта осушения, поэтому дальнейшее развитие добычи сланца на эстонском месторождении требует неотложного разрешения ряда кардинальных вопросов осушения, а именно:

- 1) водопонижение при проходке стволов шахт и разрезных траншей карьеров;
- 2) перехват потока вод, движущихся по направлению к шахтным полям и добычным участкам;
- 3) отвод шахтных вод на поверхности.

## 1. Подземные воды

В пределах территории сланцевого месторождения выделяются два водоносных комплекса. 1-й из них приурочен к нижнекембрийским песчаникам и пескам, а 2-й — к верхнекембрийским пескам и песчаникам, к ордовикским и девонским известнякам и мергелям. Кроме того, выделяются воды, приуроченные к четвертичным отложениям (рис. 1).

Первый водоносный комплекс залегает на глубине 150—200 м под мощной толщей (до 80—100 м) синих глин. На обводнение горных выработок он влияние не оказывает.

Второй водоносный комплекс подразделяется на два водоносных горизонта.

1-й водоносный горизонт приурочен к мелко- и темнозернистым пылеватым пескам и слабосцементированным песчаникам мощностью 10—20 м. Он подстилается толщей синих глин и перекрывается плохо выдержанным по мощности (от

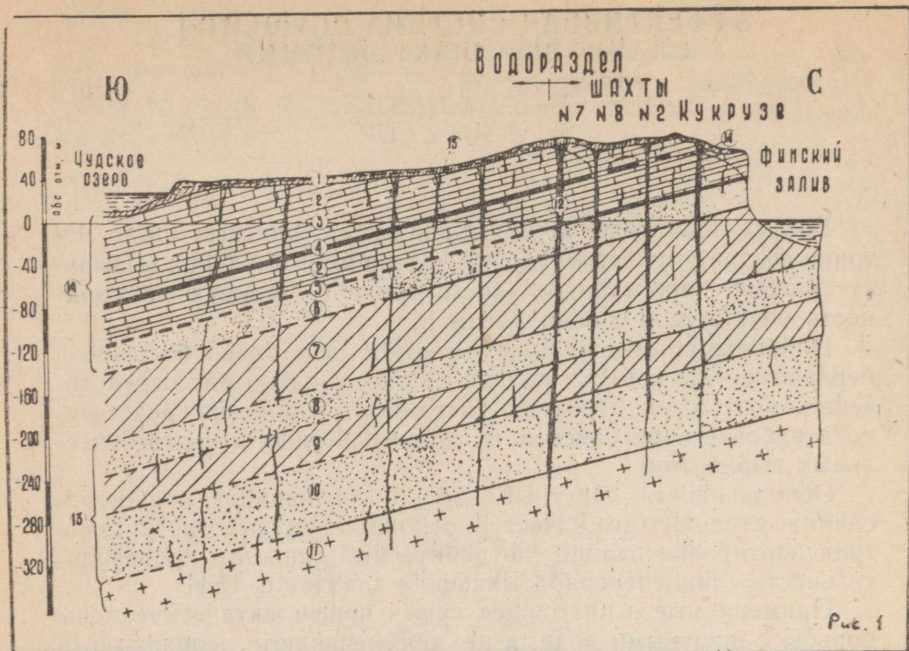


Рис. 1

Меридиональный геолого-гидрогеологический разрез по  
Эстонскому месторождению горючих сланцев

1 — четвертичные отложения; 2 — известняки ордовика; 3 — мергелистые известняки слоев Азери; 4 — промышленный пласт горючих сланцев; 5 — слой песчаных глауконитовых глин и диктионемового сланца; 6 — оболочный, фукоидный и зофитоновый песчаник; 7 — толща кембрийских синих глин; 8 — песок и песчаник ламинаритовой толщи; 9 — глина ламинаритовой толщи; 10 — песчаник гдовского горизонта; 11 — гранито-гнейсы; 12 — зона тектонического нарушения; 13 — первый водоносный комплекс; 14 — второй водоносный комплекс; 15 — уровень воды второго водоносного комплекса.

0,5 до 3—4 м) слоем диктионемового сланца и песчаных глауконитовых глин.

Глубина залегания этого горизонта — от 30 м на севере, до 100 и более метров на юге месторождения. Уровень воды его устанавливается близко с уровнем воды в вышележащей толще известняков. Коэффициент фильтрации песков и песчаников составляет в среднем 3 м/сутки.

На обводнение горных выработок действующих шахт эстонского месторождения этот водоносный горизонт существенного влияния не оказывает. Что же касается шахт ленинградского месторождения, то с этим водоносным горизонтом связаны неоднократные прорывы воды в горные выработки с дебитом до 1000 м<sup>3</sup>/час.

2-й водоносный горизонт приурочен к известнякам ордовика. Он подстилается слоями диктионемового сланца и песча-

ных глауконитовых глин и перекрывается породами четвертичных образований.

Этот горизонт разделяется пластом горючих сланцев и мергелистых известняков слоев Азери на три подгоризанта: первый — ниже подошвы пласта — мощностью до 30 м, второй — выше кровли пласта сланцев — мощностью до 30—50 м и третий — выше мергелистых известняков. Однако слои горючих сланцев и мергелистые известняки считаются только относительными водоупорами, а вся толща ордовикских известняков — единым водоносным горизонтом.

Ордовикские породы заключают в себе свободные и напорные воды трещинно-карстового типа. Мощность водоносного горизонта колеблется от 20 м (на севере) до 100 и более метров (на юге).

Трещиноватость пород, степень выветрелости и поверхностные карстовые явления с глубиной уменьшаются и, соответственно, постепенно уменьшается водообильность известковой толщи. По данным гидрогеологических скважин эта глубина определяется примерно в 25—30 м от поверхности земли.

Средний коэффициент фильтрации для пород района действующих шахт треста «Эстонсланец» колеблется от 16 м/сутки (для верхней половины известняков кровли) до 7 м/сутки (для нижней половины известняков кровли). Для верхней части известняков почвы (на глубину в 15—20 м ниже подошвы промпласта) он составляет 2—3 м/сутки.

Область питания водоносного горизонта совпадает с областью его распространения. Областью же его дренажа являются берега Финского залива и Чудского озера, а также — долины рек и ручьев.

Наиболее высокое стояние уровня подземных вод в центральном районе месторождения установлено на шахтном поле 7, характеризующемся высокими отметками рельефа поверхности (70—75 м) и сильной заболоченностью. Отсюда к окраинам района рельеф местности постепенно падает и, соответственно этому, снижается уровень подземных вод (т. е. подземный водораздел совпадает с поверхностным). Однако естественный режим подземных вод нарушается влиянием местных областей дренажа — горных выработок действующих шахт.

Толща песчано-глинистых пород четвертичных отложений является аккумулятором атмосферных осадков, которая затем постепенно отдает эти воды в коренные породы.

## 2. Шахтные воды

### 1). Притоки воды при проходке стволов шахт.

Проходка стволов сланцевых шахт №№ 2, 4, 6, 8 и 10 производилась обычным способом с последовательным бетонированием стенок стволов.

Наибольшие притоки воды зафиксированы при проходке стволов шахт № 2 — 223 м<sup>3</sup>/час, № 8 — 229 м<sup>3</sup>/час и второго ствола шахты № 10 — до 373 м<sup>3</sup>/час. По шахте № 6 суммарный приток воды в два ствола и сбойки не превысил 70 м<sup>3</sup>/час, а по шахте № 4 приток воды в ствол достиг 84 м<sup>3</sup>/час.

Притоки воды в стволы шахт значительно осложняют проходку и влияют на ее скорость. Так, например, средняя скорость проходки стволов шахты № 2 с глубины 7,0 м до 20,5 м составила около 2 м/мес. Проходка главного вертикального ствола шахты № 8 с глубины появления подземных вод — 13,0 м до проектной глубины — 34,0 м производилась в течение 2 лет (с июля 1946 г. по июнь 1948 г.). За этот период времени ствол 4 раза был затоплен и проходка его на интервале 13,0—34,0 м производилась в течение 9 месяцев, т. е. со средней скоростью 2,3 м/мес.

Проходка наклонного вспомогательного ствола шахты № 4 показывает, что при притоке воды в ствол 60—80 м<sup>3</sup>/час средняя скорость проходки ствола колеблется в тех же пределах, что и для стволов наиболее водообильных шахт №№ 2 и 8, т. е. около 2 м/мес.

## 2) Притоки воды при эксплуатации месторождения.

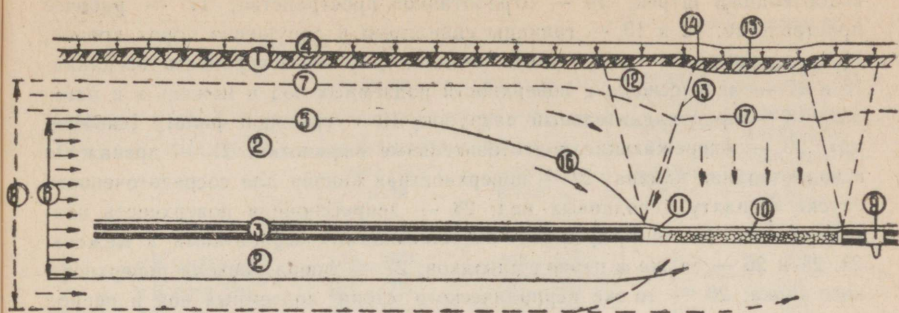
Существующая система разработки пласта горючих сланцев с частичной закладкой выработанного пространства и оставлением межлавных целиков (при глубине разработки до 50 м) ведет к нарушению режима подземных вод на шахтном поле почти с полным дренажем в летние и зимние периоды и частичным — в весенние и осенние периоды года.

Депрессионная воронка летом и зимой захватывает площадь, значительно превышающую площадь разработки, полностью осушает скважины, колодцы, источники, поверхностные водотоки (р. Кохтла), заболоченные участки, или снижает уровень вод в них. В это время местами депрессионные воронки действующих шахт пересекаются между собой, что объясняется их групповым расположением и взаимодействием шахтного водоотлива. Следует ожидать, что последующее увеличение площади отработанного пространства шахт вызовет соответствующее увеличение радиуса влияния шахтного водоотлива и осушение пород в пределах территории всего Пуртсе-Вассавересского водораздела.

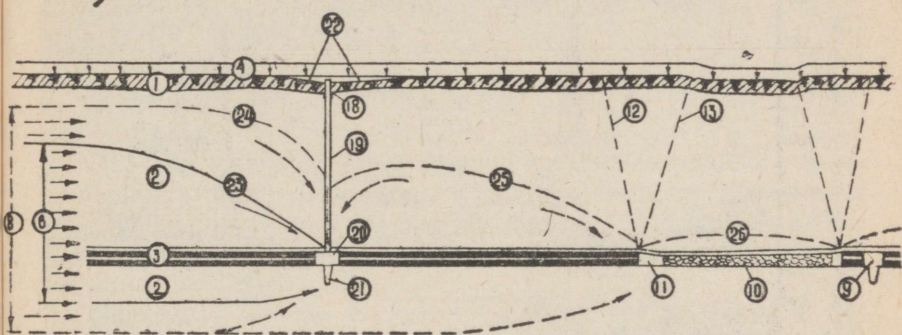
В весенние и осенние максимумы депрессионная воронка уменьшается до минимума, а над кровлей горных выработок образуется временная циркуляция подвешенных вод (рис. 2а).

Максимальные притоки воды в шахты достигают величины 3—10 тыс. м<sup>3</sup>/час, а минимальные притоки — не превышают 100—300 м<sup>3</sup>/час (рис. 3).

а)



б)



в)

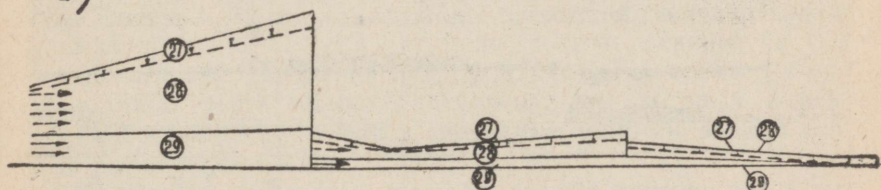


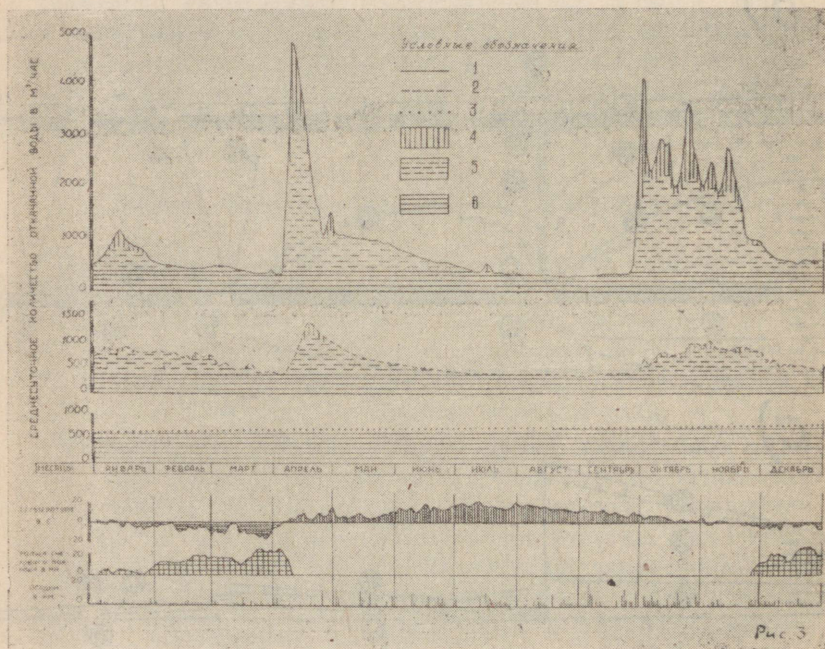
Рис. 2

Схема поступления поверхностных и подземных вод в шахты по сезонам года:

а) движение воды поверхностного и подземного стока при существующей схеме развития горных работ; б) то же при широко разветвленной сети подготовительных выработок по сланцевому пласту в сочетании со сквозными фильтрами (скважинами) по кровле пласта и дренажных канав по почве пласта; в) эпюра расхода поверхностного и подземного стока при перехвате потока вод опережающими подготовительными выработками.

1 — четвертичные отложения; 2 — известняки ордовика; 3 — промышленный пласт горючих сланцев; 4 — поверхностный сток талых и дождевых

вод; 5 и 6 — уровень подземных вод и подземный сток в межень; 7 и 8 — уровень подземных вод и подземный сток в паводок; 9 — вентиляционно-водоотводный штрек; 10 — отработанное пространство; 11 — рабочее пространство; 12 и 13 — границы сдвижения и обрушения пород кровли; 14 — трещины на краю мульды оседания; 15 — поверхность оседания; 16 и 17 — депрессионные поверхности подземных вод в межень и в паводок; 18 — предохранительный патрубок; 19 — сквозной фильтр (скважина); 20 — опережающие подготовительные выработки; 21 — дренажная и водоотводная канава; 22 — поверхностная канава для сосредоточенного спуска в шахту паводковых вод; 23 — депрессионная поверхность подземных вод за счет дренажа опережающими выработками в межень; 24, 25 и 26 — то же в период паводков; 27 — эпюра расхода поверхностного стока; 28 — то же периодического стока подземных вод в период паводков; 29 — то же постоянного стока подземных вод в межень.



Графики количества откачанной воды при различной глубине разработки пласта сланцев и схема распределения баланса шахтных вод по источникам питания.

1 — график количества откачанной воды при разработке на глубине около 20—30 м от поверхности; 2 — то же на глубине около 40—50 м; 3 — то же на глубине более 70 м; 4 — приток шахтных вод за счет инфильтрации и инфлюации вод поверхностного стока над отработанной площадью; 5 — то же за счет периодического стока подземных вод, составляющего максимальные притоки воды в шахты (весной и осенью); 6 — то же за счет постоянного стока подземных вод, составляющего «нормальный» приток воды в шахты.

Неравномерность режима поступления воды в горные выработки приводится в табл. 1.

Таблица № 1

№№ п/п	Шахта	Абсолютные отметки (м)		Средняя глубина залега- ния пласта (м)	Степень се- зонной не- равномер- ности при- тока вод в шахты за 1953 г.
		поверхност. шахтного поля	подшвы пром- пласта		
1.	«Кукрузе»	60—80	40—65	13	35
2.	«Кява-2»	60—75	50—55	16	25
3.	№ 2	65—70	43—45	18	20
4.	№ 4	60—65	39—42	26	10
5.	№ 6	55—65	34—40	30	5
6.	№ 8	70	39—43	30	5
7.	№ 10	55—65	20—27	40	4
8.	Шахты треста «Ленинград- сланец»	30—60	30—45	70—100	1

Из табл. 1 видно, что заметное изменение степени неравномерности поступления воды в сланцевые шахты происходит до глубины, примерно, 30 м, а на шахтах, с глубиной залегания выработок 70—100 м, сезонное колебание притоков воды не наблюдается.

На мелких шахтах, с глубиной разработки до 40—60 м, основную роль в обводнении горных выработок играют динамические ресурсы подземных вод, воды атмосферных осадков и поверхностного стока. На шахтах, с глубиной залегания пласта более 60—70 м, приток воды происходит в основном за счет статических запасов. Условия добычи сланцев на юге эстонского месторождения будут близкими к условиям добычи на шахтах треста «Ленинградсланец», для которых характерны постоянные притоки и внезапные прорывы воды в горные выработки.

Наиболее интенсивные и максимальные притоки вод в выработки наблюдаются в южных и гипсометрически относительно низких участках, расположенных против общего движения подземного потока.

### 3) Отвод шахтных вод на поверхности

Следует отметить, что режим шахтных вод в поверхностных водоотводных канавах зависит от правильного профилирования канав с учетом состава и мощности пород четвертичных отложений вдоль трассы, наличия карстовых явлений

в толщах карбонатных пород и развития горных работ. Пренебрежение этими факторами при проектировании и проходке канав повлекло за собой поглощение трещиноватыми известняками значительной части перекачиваемой шахтной воды. Так, например, по некоторым шахтам до 30—50 проц. откачиваемой воды поглощается грунтом на протяжении 1—1,5 км длины канавы. Естественно, часть этой воды в пределах депрессионной воронки шахтного водоотлива поступает обратно в горные выработки.

### 3. Применяемые способы борьбы с водой

Основным способом борьбы с шахтными водами были и остаются в настоящее время дренажные, водосборные и водоотводные канавы, водосборники, участковые и центральные насосные установки.

Канавы проходятся по почве вентиляционных штреков глубиной до 2—4 м с уклоном около 0,002, а также мелкие канавы — по сборным и бортовым штрекам лав. Объем водосборников обычно не превышает 1000—1500 м<sup>3</sup>.

Центральные насосные установки располагаются обычно на околоствольном дворе. Суммарная мощность центральных насосных установок по 8 действующим шахтам достигает 50 тыс. м<sup>3</sup>/час, а, включая участковые насосные установки, общая мощность составляет более 70 тыс. м<sup>3</sup>/час.

Стоимость дренажа и откачки одного кубического метра воды из шахт составляет в среднем по тресту «Эстонсланец», примерно, 20—25 копеек.

Попытки предотвратить поглощение талых вод в карстовые воронки и поноры с помощью их тампонажа и заиливания не дали положительных результатов. Местами поверхностный сток, проходя над затампонированными карстовыми воронками, устремлялся в понижения от оседания кровли и поглощался трещинами на краю мульды оседания.

Не дали также положительных результатов попытки изолировать поступление воды в горные выработки из разведочных и технических скважин. В настоящее время эти скважины не изолируются.

В последние годы были предприняты меры предотвратить (путем тампонажа дна и бортов канав) поглощение воды из поверхностных водоотводных канав. Получены положительные результаты.

### 4. Рекомендуемые мероприятия по перехвату потока подземных вод и водоотводу на поверхности

Анализ природных условий эстонского месторождения, опыт осушения и фактически полученный материал по во-

допритокам, а также проектных соображений по осушению позволяют рекомендовать следующие мероприятия по борьбе с подземными водами и водоотводу на поверхности:

При разработке месторождения подземным способом основная задача борьбы с шахтными водами является перехват динамического потока подземных вод и предотвращение поступления этих вод в добычные участки шахт.

К решению основной задачи борьбы с шахтными водами можно подойти двумя различными путями, которые определяют принципиально различные схемы: схему локального осушения, т. е. поля одной шахты или участка добычных работ, и схему регионального осушения, т. е. полей группы шахт, в пределах которых устанавливается взаимовлияние шахтного водоотлива.

В настоящее время наиболее целесообразно осуществлять схему локального осушения с расчетом развития этой схемы в дальнейшем до схемы регионального осушения.

Как при схеме локального, так и при схеме регионального осушения перехват потока подземных вод и осушение горных пород должны осуществляться с помощью широко разветвленной сети подземных подготовительных выработок по сланцевому пласту, в сочетании со сквозными фильтрами (скважинами) по кровле пласта и дренажными канавами по почве пласта (рис. 2 б). При этом основными, благоприятствующими факторами являются:

а) освоение на шахтах форсированной проходки подготовительных выработок и дренажных канав путем механизаций производственных процессов;

б) минимальные расходы на поддержание подготовительных выработок и дренажных канав;

в) возможность сооружения сквозных фильтров (скважин) без обсадных труб и фильтров.

Для локального осушения шахтного поля или участка добычных работ целесообразно:

1) центральные насосные установки располагать в южном (пониженном) участке шахтного поля;

2) основные откаточные штреки проводить по юго-восточной (параллельно зонам карстовых нарушений) и юго-западной границам шахтного поля. При этом граничные штреки, в сочетании со сквозными фильтрами (скважинами) будут выполнять в известной мере роль дренажных завес, перехватывающих поток подземных вод, движущийся с юга к шахтному полю;

3) очистные выработки (лавы, камеры) располагать по восстанию гипсометрии почвы пласта с ориентировкой их на северо-запад или северо-восток;

4) подготовительные выработки проходить с опережением на 300—500 м;

5) вынимаемый столб спаренной лавы оконтурить нарезкой сборного штрека следующей пары лав;

6) по линиям опережающих водосборных штреков и сборных штреков лав проходить сквозные фильтры (скважины) и профилированные каналы с целью создания дренажного за веса;

7) талые и ливневые воды, скапливающиеся над отработанным пространством, сдренировать в водосборные штреки с помощью шурфов и скважин и перекачивать их в надежные поверхностные водоотливные каналы;

8) упорядочить поверхностные водоотводные каналы с доведением их до гидрографической сети, предусмотрев мероприятия по предотвращению инфильтрации вод в трещиноватые известняки.

Для **регионального** осушения полей группы шахт, расположенной в центральном районе месторождения, целесообразно с помощью системы подготовительных выработок действующих и строящихся шахт перехватить поток подземных вод с юга и организовать централизованный водоотлив на юге этих шахт в наиболее пониженных участках гипсометрии пласта. Для этого необходимо:

1) форсировать проходку подготовительных выработок, расположенных с южной, юго-западной и юго-восточной сторон шахт №№ 2, 4, 6, 7 и 8, а также шахт № 10 и «Кохтла»;

2) подготовительные выработки шахты № 2 соединить с выработками шахты № 8, а затем — шахты № 7; подготовительные выработки шахты «Кява» соединить с выработками шахт № 4 и № 6 с расчетом транспортировки воды шахт, расположенных на севере месторождения, в шахты, расположенные южнее, без внутришахтных перекачных насосных установок;

3) в дальнейшем форсировать проходку встречных подготовительных выработок шахты № 6 и № 7 с расчетом организации у южной границы шахты № 7 централизованного водоотлива на поверхность и отвода воды в бассейн Чудского озера.

При этом некоторое увеличение расхода электроэнергии на водоотлив за счет превышения высоты перекачки (от 30 до 40—50 м) окупится за счет исключения сооружения и содержания в течение длительного срока службы шахт сети поверхностных водоотводных каналов, вторичного поглощения откаченной воды из поверхностных каналов и рассосредоточенного поступления ее в рабочее пространство, дополнительной перекачки поглощаемой воды из шахт на поверхность.

**При разработке месторождения открытым способом рекомендуется:**

а) соорудить сеть поверхностных дренажных канав для осушения заболоченных участков карьерного поля;

б) разрезную траншею располагать параллельно зонам карстовых нарушений, а очистные работы вести на северо-запад по восстанию пласта;

в) центральные перекачные установки располагать в конце разрезной траншеи, как в наиболее низкой точке выемочного участка;

г) исключить сооружение подземных выработок (так называемых водоотводных штреков) для транспортировки воды из карьера и организацию подземного водоотлива.

**При проходке стволов шахт рекомендуется:**

а) организацию работ по проходке стволов приурочивать к периодам минимальных уровней подземных вод (зимой или летом);

б) проходку стволов осуществлять с применением водопонижающих скважин с последующей битумизацией стенок стволов.

Для отвода шахтной воды при схеме локального осушения необходимо коренное упорядочение поверхностных водоотводных канав. Для предотвращения обратного поглощения шахтных вод в поверхностных водоотводных канавах рекомендуется применять битумную эмульсию, заглинизировать, а местами и зацементировать дно и откосы канав по всем шахтам, что даст соответствующий экономический эффект.

Дно водоотводной канавы необходимо профилировать с таким расчетом, чтобы оно не врезалось в трещиноватые известняки или непосредственно перекрывающие их пески.

Водоотводная канава должна быть проведена за границы радиуса влияния шахтного водоотлива до существующей гидрографической сети.

При схеме регионального осушения центральной водоотливной установкой отвод воды целесообразно осуществлять в бассейн Чудского озера (используя существующую водоотводную канаву шахты № 7) или в р. Ояма с расчетом проложения канавы над целиками откаточных штреков или над междошахтными барьерными целиками и разработки соответствующих мероприятий по предотвращению обратного поглощения откаченной воды в трещиноватые известняки.

# ПЕРСПЕКТИВЫ ОБОГАЩЕНИЯ ЭСТОНСКИХ СЛАНЦЕВ В ТЯЖЕЛЫХ СРЕДАХ

В. БОРОДАЙ  
Институт «Гипрошахт».

В связи с задачами, поставленными XXI съездом КПСС, о резком увеличении производства химических продуктов в СССР, вопрос об увеличении добычи сланца — важнейшего сырья для химической промышленности — является весьма актуальным.

Одним из путей увеличения добычи сланца и повышения производительности труда является комплексная механизация выемки сланца и переход на валовую добычу, т. е. выдачу горной массы без предварительной ручной выборки пород как в забое, так и на поверхности.

Переход на валовую добычу сланца возможен лишь при замене ручного обогащения — механическим. В зарубежной углеобогатительной практике для этой цели нашел широкое применение процесс обогащения в тяжелых средах. Верхний предел крупности обогащенного угля достигает 400—500 мм, а в отдельных случаях и крупнее.

Изложенные соображения и послужили основой для проведения «Гипрошахтом» работы по обогащению эстонских сланцев в тяжелых средах.

Испытания проводились в полупромышленном барабанном сепараторе, производительностью 3—5 т/час. В качестве утяжелителя для приготовления тяжелых сред был применен магнетитовый концентрат Оленегорской обогатительной фабрики. Удельный вес магнетита — 4,96.

Опыты по обогащению сланца, проводимые ранее в институтах «Механобр» и «Гипрошахт», проводились гравитационным методом, т. е. в отсадочных машинах.

Обогащение сланца в тяжелых средах как в СССР, так и за рубежом — не производилось. В этом отношении проведенная Институтом «Гипрошахт» работа является первой попыткой применить для обогащения сланца наиболее современный прогрессивный способ — обогащение в тяжелых средах.

## Лабораторное исследование обогатимости эстонских сланцев

Перед проведением работы по обогащению сланца в тяжелых средах было проведено лабораторное исследование его обогатимости. Целью этого исследования было определение теоретических показателей, т. е. путем проведения ситового и фракционного анализов сланца определить количественные и качественные показатели продуктов обогащения.

Сравнение теоретических показателей с фактическими, полученными при проведении полупромышленных испытаний в барабанном сепараторе, дает возможность судить об эффективности процесса обогащения в тяжелых средах.

Ниже приводится схема лабораторного исследования обогатимости горной массы эстонских сланцев.

Полученные результаты рассева приведены в таблице 1, характеризующей гранулометрический состав горной массы.

Таблица 1

### Гранулометрическая характеристика горной массы

Классы в (мм)	Выход (%)	Зола Ас	Содержание Угле- кислоты СО <sub>2</sub>	% % <sup>1</sup> Органи- ческая масса	Калорий- ность ккал
+100	26,73	52,61	28,85	18,54	1575
25—100	35,80	49,38	25,16	25,46	2120
0—25	37,47	47,87	18,44	33,69	2870
ИТОГО	100,00	49,68	23,62	26,70	2255

По данным, приведенным в таблице 1, видно, что выход и качество классов возрастают по мере снижения их крупности. Повышение выхода и качества мелких классов объясняется большей склонностью, чем известняка сланца, к измельчанию, об этом свидетельствуют также данные таблицы 2.

В результате этого свойства сланца, крупные классы разбоживаются, мелкие — обогащаются.

Таблица 2

### Результаты ручной разборки класса + 100 мм

Наименование продуктов	Выход (%)	Зола Ас	Угле- кислота СО <sub>2</sub> (%)	Органка (%)
сланец	23,28	38,81	12,75	48,44
сростки	18,05	52,49	29,45	18,06
порода	58,67	58,13	35,06	6,81
ИТОГО	100,00	52,61	28,85	18,54

Из данных, приведенных в таблице 2, видно, что в классе крупнее 100 мм только 23,22 проц. представлено сланцем, остальная часть представлена сростками и породой.

Исследование обогатимости проводилось в водных растворах хлористого цинка удельных весов 1,6, 1,8, 2,0.

Расслоению подвергался класс 25—100 мм.

Результаты разделения в тяжелых жидкостях смеси сланца естественных и дробленных классов крупности 25—100 мм приведены в таблице 3.



Как видно из приведенных в таблице данных, при обогащении сланца на удельный вес от 1,6 до 1,9, концентрат является кондиционным, содержание органики, в зависимости от принятого удельного веса разделения, составляет от 51,93 проц. до 43,93 проц. (по кондициям содержание органики должно быть не ниже 38 проц.).

При построении кривых обогатимости графическим путем было определено, что концентрат такого качества можно получить при обогащении по удельному весу — 2,3; выход концентрата при этом составит 51,0 процента.

Однако, учитывая, что при обогащении в тяжелых средах не удастся получить идеального разделения горной массы на чистый сланец и породу, т. е. в концентрат попадает некоторое количество сростков и породы, чтобы получить кондиционный концентрат, обогащение в барабанном сепараторе придется вести по удельному весу 1,8—2,0.

### Полупромышленные испытания

Полупромышленные испытания проводились на специально собранной для этой цели установке.

Обогащение в тяжелых средах основано на том принципе, что минерал, имеющий удельный вес меньше удельного веса жидкости, — всплывает, при большем удельном весе — минерал тонет.

В качестве разделяющей среды была принята магнетитовая суспензия, состоящая из тонкоизмолотых частиц магнетита, находящихся во взвешенном состоянии в воде.

Приготовление суспензии нужного удельного веса производилось в мешалках. Опыты проводились на суспензиях с удельными весами — 1,6, 1,7, 1,8, 1,9, 2,0.

Все опыты проводились в одинаковых условиях. Переменным фактором являлся только удельный вес суспензии.

Основным направлением при обогащении эстонских сланцев было получение максимально чистой породы и кондиционного концентрата. С этой целью основная масса суспензии подавалась в барабанный сепаратор навстречу движения породы, чем достигалось дополнительное разрыхление породы.

Кроме того, общее количество суспензии, подаваемой в барабанный сепаратор, было также увеличено, а это, в свою очередь, создавало увеличение потока суспензии, выходящей из барабана.

В результате этих мероприятий создались условия для более полного извлечения сланца в концентрат, при этом сростки и наиболее легкие фракции породы также извлекались в концентрат.

Качество концентрата по всем опытам, кроме опыта при удельном весе суспензии 2,0, находилось в пределах задан-

ных условий, т. е. содержание органики не доходило ниже 38 проц.

Качественные и количественные показатели, полученные при проведении серии опытов на различных удельных весах суспензии, приведены в таблице 4.

Таблица 4

**Технологические показатели продуктов обогащения в тяжелых средах**

Удельн. вес суспензии	Продукты обогащения	Выход %,		Содержание в %		
		от питания сепаратора	от рядового	Зола Ас	Углекислота СО <sub>2</sub>	Органическая масса
1,6	концентрат	35,86	21,25	39,38	11,30	49,32
	порода	64,14	38,00	56,99	35,13	7,88
	ИТОГО	100,00	59,25	50,67	26,58	22,75
1,7	концентрат	37,31	22,11	40,24	11,20	48,56
	порода	62,69	37,14	56,73	35,50	7,77
	ИТОГО	100,00	59,25	54,58	26,43	22,99
1,8	концентрат	39,49	23,40	39,73	11,45	48,82
	порода	60,51	35,85	57,83	35,19	6,98
	ИТОГО	100,00	59,25	50,68	25,82	23,50
1,9	концентрат	40,65	24,09	40,73	12,75	46,52
	порода	59,35	35,16	57,28	36,35	6,37
	ИТОГО	100,00	59,25	50,55	26,76	22,69
2,0	концентрат	50,04	29,65	45,52	19,70	34,78
	порода	49,96	29,60	58,27	36,66	5,07
	ИТОГО	100,00	59,25	51,89	28,17	19,96

Из приведенных в таблице № 4 данных видно, что с увеличением удельного веса суспензии закономерно увеличивается выход концентрата и уменьшается выход породы, с одновременным снижением содержания органики как в концентрате, так и в породе.

Принимая во внимание, что для сланцеперерабатывающего завода содержание органики в концентрате должно быть не ниже 38 проц., окончательно удельный вес суспензии для обогащения сланца был принят — 1,9.

Данные, приведенные в таблице 4, относятся к опытам, продолжительность которых не превышала 0,5 часа.

Для подтверждения стабильности процесса обогащения сланца в тяжелых средах проведен опыт на удельном весе суспензии 1,9 продолжительностью 3 часа.

Полученные технологические показатели приводятся в таблице 5.

Таблица 5

**Технологические показатели продуктов  
обогащения длительного опыта**

Удельн. вес суспензии	Продукты обогащения	Выход от питания сепаратора	%, от рядового	Зола Ас	Содержание в % %: Углекислота СО <sub>2</sub>	Органическая масса
1,9	концентрат	39,91	23,65	43,18	15,79	41,03
	порода	60,09	35,60	58,34	36,29	5,37
	ИТОГО	100,00	59,25	52,36	28,11	19,53

Из приведенных данных видно, что и при продолжительном опыте выход концентрата и породы получен такой же, как и в получасовых опытах на удельном весе суспензии 1,9.

Содержание органики в концентрате получилось более низким за счет большого засорения его посторонними фракциями.

Эффективность процесса, т. е. извлечения сланца в концентрат, является очень высокой, это подтверждается сравнением полученных результатов с теоретическими данными, полученными при лабораторном исследовании.

Данные сравнения приведены в таблице 6.

**Сравнительная таблица данных обогащения в хлористом цинке с данными обогащения  
в барабанном сепараторе**

Удельный вес разделения 1,9

Удельный вес разделения	Продукты обогащения	Обогащение в хлористом цинке				Обогащение в барабанном сепараторе				
		Выход % %'		Содержание % %'		Выход % %'		Содержание % %'		
		от опера- ции	от рядового	Зола Ас	Угле- кислота СО <sub>2</sub>	Орган. масса	от операции	от рядового	Зола Ас	Угле- кислота СО <sub>2</sub>
1,9	Концентрат	37.00	21.92	54.4	45.6	39.91	23.56	43.18	15.79	41.03
	Порода	63.00	37.33	92.8	7.2	60.09	35.60	58.34	36.29	5.37
	Исходный	100.00	59.25	78.9	21.08	100.00	59.25	52.36	28.11	19.53

Из приведенных в таблице № 6 данных видно, что при обогащении в тяжелых суспензиях в барабанном сепараторе выход концентрата по сравнению с теоретическим получился выше, а содержание органики — ниже.

Породы же получилось по выходу меньше и содержание органики в ней более низким.

Объясняется это регулировкой подачи суспензии в барабанный сепаратор, которая, как указывалось ранее, производилась так, чтобы возможно полнее извлечь сланец в концентрат, даже за счет засорения концентрата сrostками и наиболее легкими фракциями породы, чтобы не допускать потерь сланца в породе. Благодаря этому обстоятельству и порода получилась более чистая и выход ее несколько меньшим.

### Засорение продуктов обогащения

С целью определения засорения полученные продукты обогащения были подвергнуты расслоению в водных растворах хлористого цинка удельных весов 1,9 и 2,0.

Данные, характеризующие засорение продуктов посторонними фракциями, приведены в таблице № 7.

Таблица № 7

### Засорение продуктов обогащения посторонними фракциями при обогащении сланца в тяжелых средах

Удельный вес суспензии 1,9

#### Длительный опыт

Удельный вес фракции	Выход % от операции	Зола Ас	Содержание % %'	
			Углекислота $\text{CO}_2$	Органическая масса
Концентрат				
—1,9	85,73	40,98	12,63	46,39
1,9—2,0	0,77	55,50	31,42	13,08
+2,0	13,45	56,49	35,01	8,50
ИТОГО	100,00	43,18	15,79	41,03
П о р о д а				
—1,9	1,0	41,59	12,07	46,34
1,9—2,0	0,31	55,90	28,86	15,24
+2,0	98,69	58,52	36,56	4,92
ИТОГО	100,00	58,34	36,29	5,37

Из приведенных в таблице 7 данных видно, что порода засорена сланцем всего лишь на 1 проц., в концентрате — 85,37 проц. чистого сланца, породные фракции составляют — 13,45 проц. Такое засорение концентрата как указывалось выше, допускалось преднамеренно, чтобы получить чистую породу. Концентрат, даже при столь высоком содержании породных фракций, по органике является вполне кондиционным продуктом.

### Потери магнетита

Потери магнетита определяются тремя факторами:

- 1) потери с концентратом;
- 2) потери с породой;
- 3) потери со шламовыми водами при регенерации суспензии.

Потери магнетита с концентратом и породой зависят от степени отмывки магнетита от продуктов обогащения. Как от сланца, так и от породы магнетит отмывается хорошо. Общая потеря магнетита составила 300—500 гр на тонну переработанного сланца.

### Расход воды

Расход воды зависит от формы кусков, размокаемости породы, площади сит на грохотах и т. д. При обогащении эстонских сланцев в основном была использована оборотная вода, свежая вода подавалась только на окончательную контрольную промывку.

Такая система отмывки приводит к минимальному расходу воды. Расход свежей воды в проведенных опытах составлял 0,5 м<sup>3</sup> на тонну переработанного сланца.

### Регенерация суспензии

Регенерация магнетитовой суспензии производилась на гидроциклоне.

В таблице № 8 приведены результаты работы гидроциклона.

Таблица № 8

№№ опы- тов	Исходная суспен- зия	Содержание магнетита в гр/литр		Удельный вес сгушен- ного гр/см <sup>3</sup>	Извлече- ние маг- нетита в сгущенный продукт
		Слив гидро- циклона	Сгущенный гидро- циклон		
1	103	3,32	1317,0	2,17	97,02
2	69	1,57	1041,0	1,90	97,86

Как видно из приведенных в таблице № 8 данных, возврат магнетита в процесс составляет 97—98 процентов.

Полученные показатели дают основание считать, что гидроциклоны вполне удовлетворительно справляются с процессом регенерации суспензии.

### Технико-экономическое сравнение вариантов обогащения эстонских сланцев

В настоящее время механическое обогащение сланцев возможно производить двумя методами: либо в тяжелых средах, либо в воде на отсадочных машинах. Поэтому и выбор наиболее выгодного способа обогащения производится путем сравнения этих двух методов.

В таблице № 9 для сравнения приводятся результаты обогащения эстонских сланцев двумя методами: в тяжелых средах и методом мокрой отсадки.

Таблица № 9

### Технологические показатели продуктов обогащения эстонских сланцев в тяжелых средах и в отсадочной машине

Продукты обогащения	Обогащение в тяжелых средах				Обогащение в отсадочной машине			
	Выход %		Органика %	Теплота сгорания Q <sub>б</sub> ккал.	Выход %		Органика %	Теплота сгорания
	от питания сепаратора	от рядового			от питания	от рядового		
Концентрат	39,91	23,65	41,03	3620	36,75	21,77	41,03	3620
порода	60,09	35,60	5,37	490	63,25	37,48	7,04	640
ИТОГО	100,00	59,25	19,53	1740	100,00	59,25	19,53	1740

Из приведенных данных видно, что обогащение в тяжелых средах по сравнению с мокрой отсадкой дает, при том же качестве концентрата, увеличение его выхода на 3,2 проц. от питания, или на 1,9 проц. от рядового сланца.

Потери в хвостах также уменьшаются.

Удельные показатели по капиталовложениям на строительство обогатительной фабрики и эксплуатационным расходам по обогащению приняты по проекту, выполненному Институтом «Гипрошахт» в 1959 году и приводятся в таблице № 10.

Наименование показателей	ед. изм.	Показатели по вариантам обогащения	
		в тяжелых средах	в отсадочной машине
Капиталовложения на строительство фабрики на 1 т горной массы	руб.	5,8	5,5
Себестоимость обогащения 1 т горной массы	руб.	1,02	1,06
Капзатраты на 1 т концентрата	руб.	24,5	25,3
Эксплуатационные расходы по обогатительной фабрике, отнесенные на 1 т концентрата	руб.	4,31	4,87

Приведенные данные показывают, что капиталовложения и эксплуатационные расходы по обогатительной фабрике, при пересчете на выход концентрата, получаются ниже при обогащении сланца в тяжелых средах, а увеличение выхода концентрата на 1,9 проц. при стоимости его 42 руб. за тонну приводит к увеличению стоимости товарной продукции на 0,8 руб. на тонну обогащаемого сланца.

В заключение следует отметить, что метод обогащения в тяжелых средах дает лучшие технологические показатели как по качеству концентрата, так и по его выходу. Данный метод обогащения имеет ряд существенных преимуществ перед обогащением в отсадочных машинах. Основным преимуществом является возможность отказаться от дробления крупных кусков породы перед обогащением, а для дробления крупного сланца — концентрата, полученного в результате обогащения горной массы, можно использовать дробилки, применяемые для угля.

Однако, до пуска опытной обогатительной фабрики на шахте № 10 треста «Эстонсланец», дать ясный ответ об экономической выгодности того или другого метода нельзя, потому, что не ясна фактическая производительность по сланцу отсадочной машины промышленного типа.

В настоящее время «Гипрошахт» приступил к составлению проектного задания обогатительной фабрики при шахте № 8 треста «Эстонсланец», где будут выполнены вариант обогащения в тяжелых средах и вариант обогащения в отсадочных машинах и получены сравнительные технико-экономические показатели, после чего можно будет сделать окончательный вывод — какому методу отдать предпочтение.

# ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ ДЛЯ ЗАКЛАДКИ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА В СЛАНЦЕВЫХ ШАХТАХ

Доцент Г. П. БАКИНОВ.  
*Ленинградский горный институт*

Промышленные испытания новых систем разработки, проводившиеся на шахте № 2 треста «Эстонсланец» в 1957—59 г. г., позволили сопоставить трудоемкость очистных работ при различных системах разработки в конкретных условиях сланцевых шахт Эстонии, что характеризуется следующими показателями (чел.-смен на 1000 т сланца):

		В т. ч. на про- цессы, вы- затраты полняемые труда	вручную
1. При выемке лавами с ручной навалкой и частичной закладкой (фактические по передовым участкам ш. № 2)	118,9		97,4
2. При выемке лавами с механизированной навалкой и полным обрушением кровли			
а) фактические за август 1958 г.	93,1		30,8
б) расчетные	47,3		14,5
3. При камерной выемке с механизированной погрузкой:			
а) фактические за 1958 г.	31,0		8,1
б) расчетные	15,2		4,9

Работы 1959 года подтвердили правильность расчетных показателей, в частности, фактическая трудоемкость при камерной выемке в сентябре м-це определилась уже в 19,8 чел.-смен на 1000 т сланца, а средняя производительность на выход рабочего по забою, в пересчете на сланец, превысила при этом 50 т.

Производительность рабочего по участку при камерной выемке, включая весь обслуживающий штат, планомерно увеличивалась и в среднем за весь 1959 г., несмотря на ряд организационных неполадок, определилась в 10,9 т на выход, а за лучший месяц (сентябрь) составила 15 т, т. е. была примерно в два раза выше, чем на участках с обычной технологией добычи.

Фактическая производительность труда уже подходит, таким образом, к расчетным показателям, которые при камер-

ной выемке, с применением имеющегося оборудования, определяются нами в следующих размерах:

на рабочего по забою 55—60 т сланца на выход;

на рабочего по участку 18—20 т.

Такие показатели являются вполне реальными уже на ближайшее время, необходимо лишь улучшить организацию работ, резко сократив простои, происходящие по различным причинам.

При получении же более совершенных средств механизации, соответствующих конкретным условиям работы на сланцевых шахтах (мощных погрузочных машин, самоходных вагонеток, буровых кареток и др.), производительность рабочих может быть значительно выше. Скорейшее получение шахтами такого, именно, оборудования является весьма важным для развития бассейна, и этому вопросу трест «Эстон-сланец» и Совнархоз уделяют большое внимание.

Проведенные промышленные испытания новых систем разработки, в целом, были вполне успешными и дали возможность выявить наиболее рациональные пути совершенствования методов разработки данного месторождения.

Проведенные опытные работы четко установили, что:

1) основным направлением совершенствования технологии добычи на шахтах Эстонии является переход на валовую выдачу всей горной массы, с механизированной навалкой ее в забоях и механическим обогащением на поверхности.

2) наиболее эффективной системой разработки для данного месторождения является камерная система, которая обеспечивает комплексную механизацию производственных процессов и наиболее высокую производительность рабочих, при заметном облегчении условий их труда и повышении безопасности работ.

Следует отметить, что внедрение механического обогащения не только совершенствует работы на поверхности шахт (устраняя малопродуктивную ручную выборку породы) и обеспечивает требуемое качество товарного сланца, но и создает условия для широкого перехода на новую технологию добычи, при которой достигается резкое повышение производительности подземных рабочих.

Правильное сочетание механического обогащения с новыми методами добычи заметно повысит эффективность самих горных работ, облегчит труд горняков и позволит более полно использовать балансовые запасы, путем включения в эксплуатацию слоя «Ф». Внедрение механического обогащения особо рационально в данных условиях — при сложном структурном разрезе пласта и наличии в сланцевых слоях известняковых включений.

На шахте № 10 пущена в эксплуатацию первая цепочка опытно-промышленной обогатительной фабрики, чем начат

новый, весьма прогрессивный этап в развитии бассейна. На этой фабрике будут проведены необходимые исследования, которые дадут возможность более уверенно и успешно строить обогатительные фабрики и на других шахтах.

Таким образом, ближайшее будущее бассейна, в части подземных работ, представляется достаточно четко — закончится строительство новой крупной шахты № 7, будет осуществлена реконструкция ряда действующих шахт, со значительным увеличением их производственных мощностей. На этих шахтах будут построены обогатительные фабрики, а шахты переведены на камерную систему разработки.

Все это и обеспечит повышение среднемесячной производительности рабочих по эксплуатации, как минимум, до 130—140 т и снижение себестоимости тонны сланца до 22—23 руб. Такие показатели могут быть достигнуты, уже в ближайшие 5—6 лет, но не надо забывать, что для этого нужно выполнить большую подготовительную работу.

Переход на новые методы работы — с валовой выдачей и механическим обогащением на поверхности — будет сопровождаться, однако, выделением значительного количества отходов обогащения, представленных, в основном, известняковым щебнем. Количество таких отходов только по шахтам треста «Эстонсланец» уже в 1965 году может достигнуть 3,5 млн. куб. метров (в насыпи), а в последующие годы будет систематически увеличиваться. Удаление и складирование такого количества отходов обычными методами может представлять значительные трудности для производителей, в связи с чем уже сейчас необходимо выявить наиболее рациональное решение этого вопроса и своевременно подготовиться к его реализации.

Удаление этих отходов на конические отвалы («терриконы»), аналогично принятым на действующих шахтах, в связи с большим объемом отходов, требует соответствующего, достаточно мощного оснащения, вызывающего необходимость сравнительно крупных капитальных затрат (порядка 5 млн. руб. по каждой шахте). В эксплуатационном отношении конические отвалы не являются рациональными и вполне надежными. Они требуют периодического наращивания и систематического надзора и обслуживания.

Для ряда шахт расположение крупных породных отвалов вблизи промплощадок по местным условиям является, вообще, невозможным, что вызывает необходимость вывоза отходов с помощью железно-дорожного транспорта на расстояние до 5—7 км и организации там обособленных отвалов с соответствующей механизацией. Такое решение принято, в частности, для шахты № 2 и намечается для шахты № 8. Оно требует еще более крупных капиталовложений и вызывает заметное повышение эксплуатационных расходов. Поэтому

такое решение нельзя признать технически рациональным и экономически обоснованным.

В связи с отмеченным, возникает вопрос о целесообразности подземного размещения получаемых отходов, с использованием их для закладки выработанного пространства, причем в данных условиях процессы транспортировки и закладки наиболее рационально осуществить гидравлическим способом. При таком использовании отходов обогащения отпадает и необходимость в дополнительных затратах на оборудование породного хозяйства.

Следует отметить, что полная закладка выработанного пространства в данных условиях является практически излишней, а вполне допустимо осуществление частичной закладки, производя закладочные работы лишь в таком объеме, какой определяется количеством получаемых отходов и обеспечивает при этом осуществление на шахтах сбалансированного породного хозяйства. К известняковому щебню целесообразна добавка имеющейся на месте сланцевой золы, обладающей вяжущими свойствами.

Обобщение отечественного и зарубежного опыта позволило нам наметить рациональную и достаточно простую схему закладочного хозяйства для сланцевых шахт Эстонии, которая предусматривает дробильно-сортировочную установку для дополнительного дробления отходов обогащения, напорный транспорт материала, с применением обычных центробежных насосов и специальных загрузочных устройств.

Применение гидравлической закладки вполне рационально и в сочетании с камерной выемкой. Такое сочетание обеспечивает не только разумное использование отходов обогащения, но и заметное снижение эксплуатационных потерь — междукамерные целики могут быть сокращены при этом до 1,0—1,5 м, с усилением их предварительно создаваемыми опорами из закладочного материала. В дальнейшем, при накоплении соответствующего опыта, можно будет вообще отказаться от оставления междукамерных целиков, заменив их закладочными полосами.

Все работы на участке осуществляются при этом в три стадии:

- I — отрабатываются камеры шириной 8—10 м, отделяемые друг от друга столбами шириной 6—8 м;
- II — эти камеры заполняются закладочным материалом, с оставлением продольного прохода по всей длине камер и поперечных проходов через каждые 25—30 метров. Эти проходы будут содействовать стоку воды из закладочного массива и обеспечивать для последующей стадии работ запасные выходы и улучшенное проветривание;
- III — после упрочнения закладочного массива обрабаты-

ваются (полностью, или частично, но уже без закладки) столбы, оставшиеся между камерами.

Общие потери при таком варианте могут быть сокращены до 7—8 проц., а все технические преимущества камерной системы сохранены. Работы по выемке и по закладке отделяются при этом в пространстве и времени, что упрощает и общую организацию работ на участке.

Экономическую сторону применения гидрозакладки заметно улучшает в данном случае наличие дарового закладочного материала. В обычных же условиях стоимость последнего колеблется, по данным практики, в пределах 40—50 проц. общей стоимости закладочных работ.

Произведенные нами расчеты определяют полную стоимость м<sup>3</sup> закладки в условиях камерной выемки на шахтах Эстонии следующим образом:

зарплата основная	— 2,57 руб.
зарплата дополн. и начисления	— 0,77 руб.
материалы (включая трубы)	— 2,31 руб.
электроэнергия	— 0,88 руб.
амортизация	— 0,24 руб.

---

Итого: 6,77 руб.

На 1 т сланца, в среднем, необходимо 0,28 м<sup>3</sup> закладочного материала, при этом стоимость закладки на 1 т сланца составит:

$$0,28 \times 6,77 = 1,90 \text{ руб.}$$

Эти затраты компенсируются устранением расходов по породному хозяйству на поверхности шахт и сокращением ряда других затрат, величина которых зависит от размера потерь.

В частности, содержание породного хозяйства на 1 т сланца, при штате по проектам «Гипрошахта», с учетом прочих элементов затрат, составит:

зарплата основная	— 0,22 руб.
зарплата дополнительная и начисления	— 0,07 руб.
материалы	— 0,16 руб.
электроэнергия	— 0,15 руб.
амортизация	— 0,45 руб.

---

Итого: 1,05 руб.

Такая стоимость является минимальной и весьма осторожной, при вывозе же породы железнодорожным транспортом содержание породного хозяйства на 1 т сланца увеличится не менее, чем на 0,40—0,50 руб.

Произведенные нами расчеты определили величину и ряда других расходов, зависящих от размера эксплуатационных

потерь. Рассмотренные группы затрат в сводном виде характеризуются следующей сопоставительной таблицей (на 1 т сланца, руб.):

	Камерная выемка	
	с оставлением целиков	с гидроза- кладкой
Содержание породного хозяйства	1,05	—
Расходы по гидрозакладке	—	1,90
Подготовка выемочных полей	1,16	0,89
Предвар. и кап. затраты и под- готовка панелей	1,79	1,36
ИТОГО:	4,00	4,15

Следует отметить, что приведенные цифры отражают специфические условия данного месторождения и в части расходов, зависящих от размера потерь, являются значительно более низкими, чем соответствующие показатели по основным угольным бассейнам. В частности, по стоимостным параметрам ИГД АН СССР (1958 г.) стоимость только общешахтных затрат для шахт Донбасса определяется на 1 т в 3,75 руб., для Мосбасса средняя стоимость вскрытия на 1 т запасов определяется в 2,82 руб., подготовка панелей в 2,46 руб. и т. д.

Таким образом, учтенные нами затраты определяют повышение себестоимости 1 т сланца при работе с гидрозакладкой лишь на 15 коп., а при вывозе породы железнодорожным транспортом работа с гидрозакладкой становится уже более дешевой, чем с оставлением междукамерных целиков.

Применение гидрозакладки имеет и ряд дополнительных преимуществ, экономическое значение которых непосредственно не сказывается на себестоимости сланца, или выявляется с большим трудом; в частности:

1) — увеличиваются общие сроки службы действующих шахт, что:

а) отодвигает строительство новых шахт, необходимых для обеспечения бесперебойной и длительной работы действующих сланцеперерабатывающих предприятий;

б) в соответствии с п. «а», отодвигает и необходимость завоза сланца к основным потребителям с более отдаленных полей новых шахт, — при повышенной стоимости поверхностного транспорта сланца и возникновении дополнительных затрат по доставке туда рабочих из сформировавшихся уже населенных пунктов;

в) повышает эффективность всех произведенных на шахтах капитальных затрат (а не только по вскрытию, которые были нами учтены);

2 — поверхность вблизи шахт не загромождается крупными породными отвалами, что исключает пожары, улучшает санитарно-гигиенические условия и не вызывает сокращения площадей для сельского хозяйства, освоенных с большими затратами труда;

3 — увеличиваются обрабатываемые запасы каждого из блоков, что упрощает организацию работ по шахте и снижает удельные затраты на монтаж и демонтаж сборных конвейеров, погрузочных пунктов, участковых подстанций, вентиляционных установок и т. д.

Следует также отметить, что расчеты стоимости закладочных работ произведены для условий ближайшего периода. При накоплении же эксплуатационного опыта и совершенствовании производственных процессов, с широким применением автоматики, стоимость гидрозакладки несомненно понизится, а эффективность ее применения, соответственно, увеличится.

Применение гидрозакладки — вопрос совершенно новый для бассейна, в связи с этим, для успешного решения его необходимо выполнить предварительно ряд лабораторных исследований по определению физико-механических свойств отходов обогащения и изучению процессов транспортировки их и основных свойств закладочного массива.

На следующей стадии необходимо провести опытные работы в производственных условиях, которые должны:

1 — уточнить исходные данные и основные параметры для расчета гидрозакладочных установок промышленного масштаба;

2 — выявить оптимальные режимы подготовки закладочного материала, транспортировки его и формирования закладочного массива;

3 — установить характер взаимодействия закладочного массива с покрывающими породами;

4 — проверить намеченные схемы водоулавливания и отвода отработанной воды;

5 — получить достоверные технико-экономические показатели для обоснованного вывода о степени эффективности гидрозакладки в данных условиях.

Выполнение указанных опытных работ позволит более уверенно и успешно внедрить в производственную практику гидроудаление отходов обогащения, с использованием их для закладки выработанного пространства.

Такое внедрение целесообразно производить параллельно с переводом шахт на механическое обогащение, рассматривая его как логическое развитие и дополнение всего комплекса мероприятий по совершенствованию методов разработки данного месторождения.

Новые методы работ обеспечивают резкое повышение производительности труда, но внедрение их связано с большим

объемом отходов обогащения, которые могут быть серьезным балластом для производства.

Рассмотрение возможных способов складирования этих отходов устанавливает, что в данных условиях наиболее рациональным и прогрессивным способом, оправдываемым и экономически, является удаление отходов в выработанное пространство. Но размещать отходы там надо так, чтобы они приносили пользу, чтобы они заменили междукамерные целики, заметно снизив эксплуатационные потери и дали шахтам ряд дополнительных преимуществ, устранив затруднения, практически неизбежные при обычных способах складирования породы.

# РЕЗУЛЬТАТЫ РАБОТЫ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ОПТИМАЛЬНОЙ ТЕПЛОТВОРНОЙ СПОСОБНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО СЛАНЦА С ТОЧКИ ЗРЕНИЯ ЕГО ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ

И. З. КАГАНОВИЧ, Д. Т. КУЗНЕЦОВ, Х. Р. МИИЛЬ.

*Институт экономики  
Академии наук Эстонской ССР.*

При определении оптимальной калорийности технологического сланца показатели его добычи, обогащения и переработки должны рассматриваться совместно, с точки зрения итогового экономического результата.

Для соизмерения затрат на обогащение сланца с эффектом от его переработки Институтом экономики Академии наук Эстонской ССР, Институтом сланцев, шахтой № 4 треста «Эстонсланец» и сланцеперерабатывающим комбинатом им. В. И. Ленина в г. Кохтла-Ярве в 1959 г. была проведена серия опытных работ.

Целью опытных работ на шахте № 4, проведенных с 21 июля по 21 октября 1959 г., было установление затрат живого и прошлого труда на обогащение сланца.

Обогащение сланца в настоящее время осуществляется путем ручной породоотборки в забое (навалоотбойщиками) и на поверхности (порсодовыборщиками). Определение затрат на обогащение сланца в забое произведено путем сопоставления показателей при обычных условиях породоотборки и при ограничении ее минимумом породы, необходимым для поддержания кровли при частичной закладке выработанного пространства. Отсортировке в последнем случае подлежали, преимущественно, крупные куски породы, легко отличимые от сланца. По условиям опытных работ навалоотбойщикам разрешалось не отсортировать и выдавать на поверхность вместе со сланцем породу крупностью до 75 мм (в обычных условиях — до 25 мм). Кроме того, допускалось содержание в добыче 8 проц. породы крупностью более 75 мм. По замеру содержание породы крупностью 25—75 мм составляло 4,2 проц. Итого допустимое содержание видимой породы равнялось 12,2 проц. Фактически она составляла в среднем 13,3 проц. против 6,9 проц. при обычных условиях породоотборки. В связи с этим количество закладочного материала уменьшалось. Степень закладки выработанного пространства при опытных работах составляла по норме 50—55 проц., а фактически 49—54 проц., в обычных же условиях — 55—61 проц.

В целях обеспечения безопасности условий работ в забоях при отказе от выборки породы размером менее 75 мм и выдаче сланца пониженного качества расстояние между металлическими стойками по длине лавы было сокращено до

1,4 м, вместо 1,6 м, в бутовых штреках (карманах) выкладывались деревянные переносные костры.

В период проведения опытных работ особых осложнений в отношении состояния кровли не наблюдалось. Скребокный конвейер в лавах передвигался без разборки как при обычных условиях работы породотборки, так и во время опытных работ.

В отношении управления кровлей проведенные испытания показали полную возможность организации работ по навалке сланца с определенным увеличением выдачи породы, в основном за счет отказа от отборки мелкой породы. В целях обеспечения более надежных условий поддержания кровли, можно предусмотреть некоторое сокращение безбраковочной нормы за счет крупной породы (+ 125 мм), выдача которой доходила иногда до 200 кг на вагонетку и в среднем составляла 90 кг.

Ослабление требований к породотборке в забое способствует тому, что потери отбитого сланца в забое снижаются в два раза (см. таблицу).

### Сравнительные показатели добычи сланца при обычной и минимальной породотборке в забое.

№№	Показатели	Един. изм.	Варианты породотборки в забое	
			обычная	минималн.
1	2	3	4	5
1.	Теплотворная способность сланца	Q <sup>б</sup>		
	а) рядового до обогащения —	ккал/кг	3105	2933
	б) сланца класса 25—125 мм —	ккал/кг		
	до обогащения —	„	3000	8239
	после обогащения —	„	3430	3140
	в) отсев сланца класс С—25 мм —	„	3290	3133
	г) товарного сланца (средняя) —	„	3374	3137
2.	Годовая добыча сланца шахтой			
	а) рудовой —	тыс. т.	847	949
	б) товарной —	„	762	875
	в) тепло товарного сланца	тыс. М/ккал	2571	2745
3.	Потери отбитого сланца:			
	к балансовым запасам,	%	6,9	3,4
	к разрабатываемой части запасов	„	9,9	4,9
4.	Численность рабочих по добыче —	чел.	821	781
	в т. ч. на очистных работах —	„	415	374
	в т. ч. навалотбойщики —	„	282	241
5.	Производительность труда			
	рабочего по добыче —			
	а) по рядовому сланцу	т/мес.	85,9	100,1
	б) по товарному сланцу —	„	83,0*	93,5
	в) по теплу в товарном сланце	—Мккал/мес.	261,0	293,3
6.	Расход леса			
	а) на 1000 т рядового сланца —	м <sup>3</sup>	6,5	5,9
	б) на 1000 М/ккал тепла в рядовом сланце	„	2,1	2,0
7.	Производственная себестоимость			
	а) рядового сланца —	руб/т	31,38	27,88

1	2	3	4	5
б) товарного сланца — (средневзвешенная)		руб./т	32,97*)	30,88
в) сланца класса 25—125 мм — при калорийности 3140 ккал/кг —		„	33,88	32,68
г) отсева класса 0-25 мм —		„	31,38	27,88
д) 1 Мккал тепла в товарной продукции —		руб/мккал	10,60**)	9,84

Уменьшение потерь отбитого сланца — один из факторов роста объема добычи сланца и производительности труда рабочих, т. к. часть сланца, терявшегося в бутовых полосах, выдается на поверхность. Основным источником повышения производительности труда навалоотбойщиков при уменьшении породоотборки в забое является высвобождение части времени, затрачиваемого на сортировку горной массы, для производительной операции-навалки сланца на конвейер.

Изменение структуры рабочего времени навалоотбойщиков и производительности их труда в зависимости от условий породоотборки в забое показано на рис. 1.

При условии равной степени использования рабочего дня выработка навалоотбойщика при минимальной породоотборке выше, чем при обычной в среднем на 31 проц. по горной массе и на 23 проц. по чистому сланцу. Интенсивность труда навалоотбойщика при добыче обедненного сланца остается примерно такой же, как и при обычной породоотборке в забое.

Производительность труда рабочего по добыче увеличивается по расчету на 11,5 проц. за счет роста выработки навалоотбойщиков и увеличения мощности шахты. Производственная себестоимость тонны рядового сланца при уменьшении обогащения в забое снижается на 11 проц. (см. таблицу).

Основными факторами снижения себестоимости добычи сланца при отказе от сортировки мелкого сланца в забое явились:

1. снижение на тонну добычи затрат заработной платы рабочих очистного забоя за счет роста производительности их труда;

2. сокращение объема подготовительных работ относительно очистной добычи за счет снижения потерь отбитого сланца;

3. экономия накладных расходов на тонну сланца вследствие роста ее добычи.

Во время опытных работ исследовались издержки обогащения сланца на поверхности.

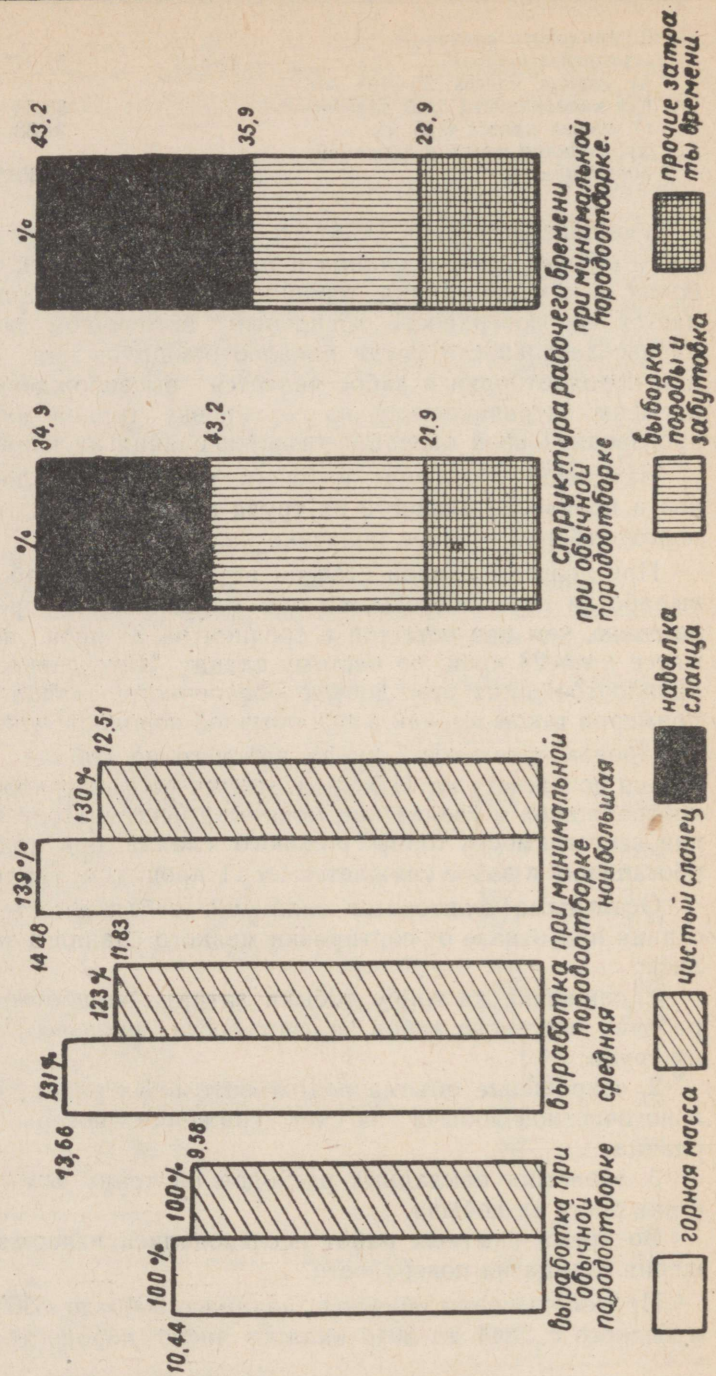
При обогащении обычного сланца с 3000 до 3200 ккал/кг и бедного с 2844 до 3040 ккал/кг число породоотборщиц в

\*) при обогащении сланца II сорта до 3140 ккал/кг

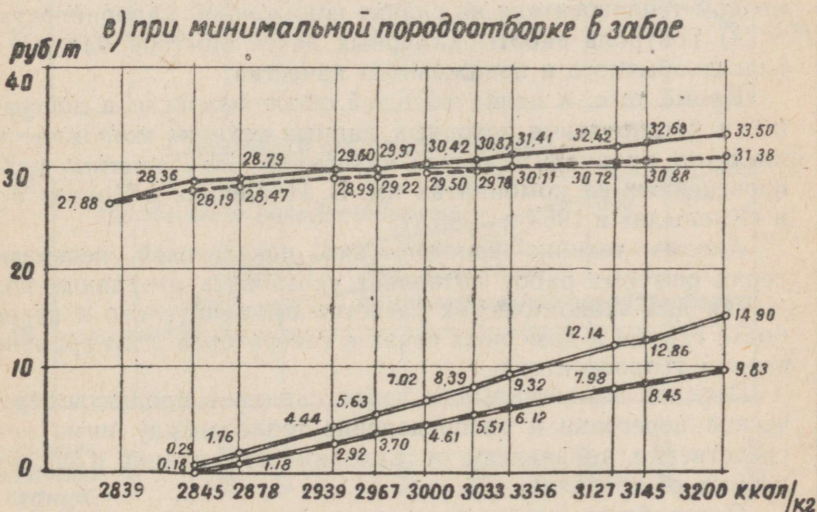
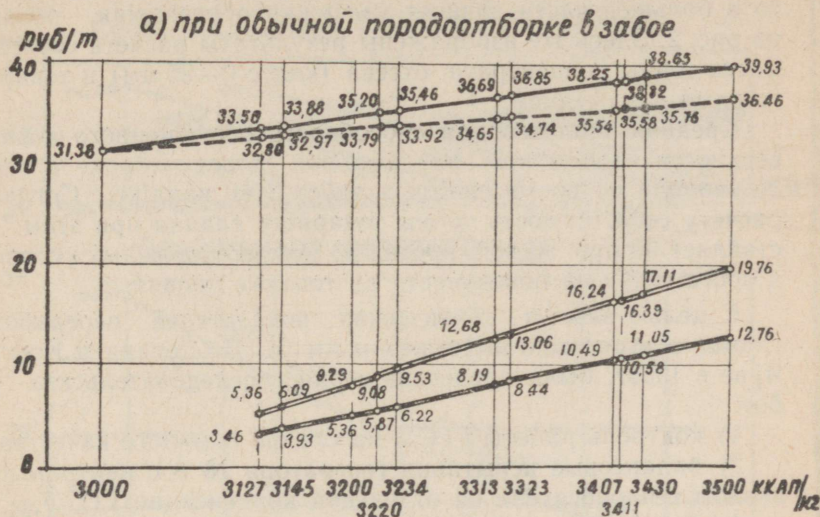
\*\*\*) при обогащении сланца II сорта до 3430 ккал/кг

Рис 1

# Сменная выработка и структура рабочего времени навалотбойщика в зависимости от условий породотборки в забое



# Себестоимость тонны сланца и выход товарного сланца в зависимости от глубины обогащения.



- себестоимость 1 т сланца II сорта руб/т
- - - средняя себестоимость 1 т товарного сланца руб/т.
- ==== выход „хвостов“ в % к исходному сланцу класса 25-125 мм.
- ==== выход „хвостов“ в % к общей добыче.

смену составляет 10 человек; при обогащении с 3000 до 3500 и с 2840 до 3200 ккал/кг — 15 человек. Соответственно затраты на тонну рядового сланца класса 25—125 мм составляют при диапазоне обогащения до 200 ккал/кг 44 и 40 коп., а при большем диапазоне 66 и 60 коп.

Выход концентрата (II сорт) по отношению к обогащаемой массе и выход товарного сланца к общей добыче, от чего в большей части зависят издержки обогащения, показан на рис. 2. Здесь же изображены результаты расчета себестоимости тонны концентрата, отсева (класс 0—25 мм) и товарного сланца в среднем.

Средняя теплотворная способность обогащенного на поверхности сланца при минимальной пороодоотборке в забое составляла во время опытных работ 3140 ккал/кг. Согласно расчету себестоимость тонны товарного сланца при этом составляет 30 руб. 90 коп. против 33 руб. при обычных условиях и обогащении на поверхности до того же уровня.

С целью замера технических показателей переработки сланца в агрегатах, комбинатом им. В. И. Ленина в Кохтла-Ярве в 1959г. была проведена серия исследовательских работ:

- 1) контроль работы ГГС-5 на сланце обычного качества;
- 2) балансовые испытания генератора № 8 с центральным вводом теплоносителя на отдельной конденсации ГГС-5;
- 3) балансовые испытания генератора № 8 с центральным вводом теплоносителя на сланце пониженной калорийности;
- 4) контроль работы камерных печей опытной батареи на сланце обычного и пониженного качества.

Кроме того, в целях большей обоснованности и достоверности установления исходных данных технико-экономических расчетов, проанализированы материалы ряда опытных работ, проведенных на комбинатах им. В. И. Ленина в Кохтла-Ярве и «Кивийли» в 1953 и 1955 гг.

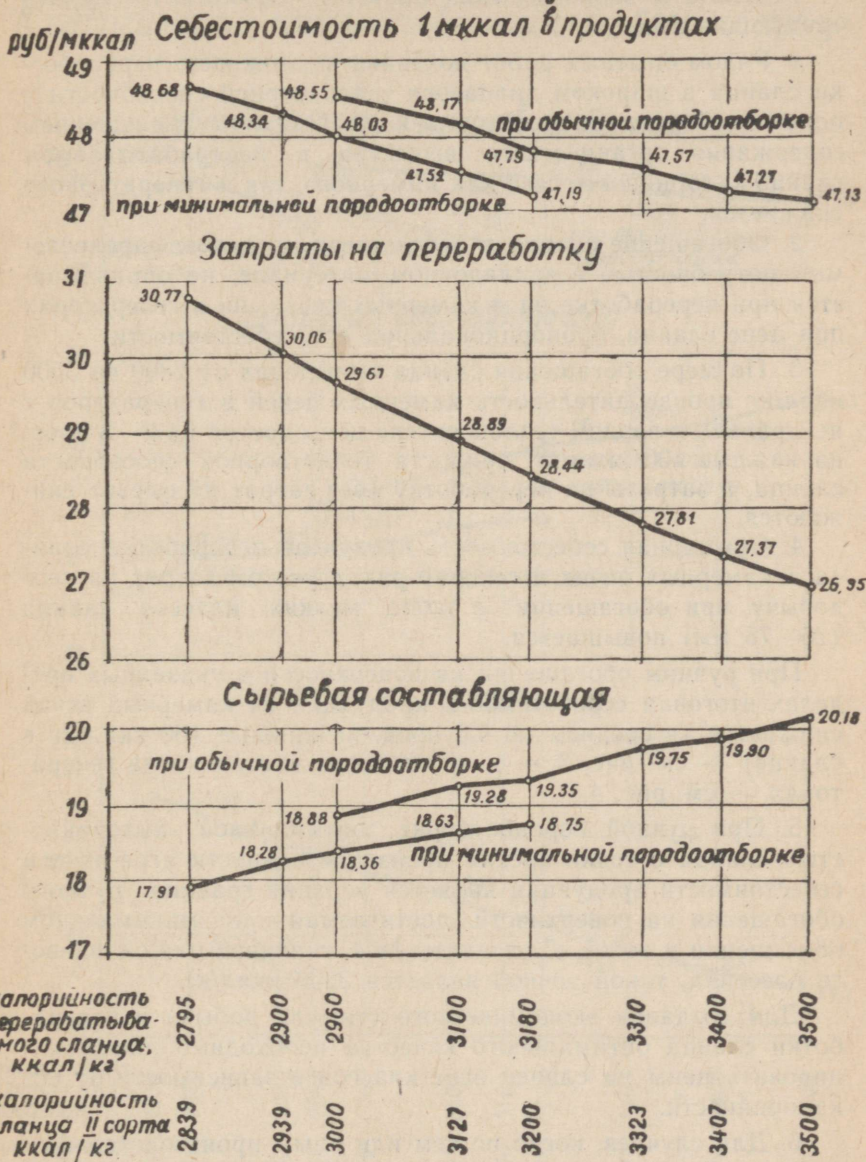
Анализ технико-экономических показателей нескольких серий опытных работ позволяет установить отправные положения для экономических расчетов применительно и переработке сланца в камерных печах и генераторах с центральным вводом теплоносителя.

Переход потенциального тепла сланца в продукты термической перегонки и распределение тепла между ними непосредственно не зависят от калорийности сланца в рассмотренных ее пределах.

Переработка сланца в единицу времени в камерных печах либо одинакова, либо имеет тенденцию к небольшому росту с обеднением сланца органическим веществом. В шахтных генераторах влияние этого фактора на увеличение переработки сланца более ощутимо.

Производительность камерных печей и генераторов по выпуску полезной продукции при обеднении сланца снижается.

# Себестоимость 1 мккл тепла в продуктах переработки сланца в камерных печах в зависимости от теплотворной способности сланца.



Необходимое для экономического расчета количественное выражение зависимости показателя переработки сланца в единицу времени от содержания органического вещества установлено по результатам теплотехнических расчетов, выполненных в Институте химии Академии наук ЭССР (М. Я. Губергрицем и К. А. Куйвом) и хорошо согласуется с экспериментальными данными.

Результаты экономических расчетов позволяют сделать следующие выводы:

1. Рядом опытных работ доказана возможность переработки сланца в широком диапазоне теплотворной способности с получением кондиционной продукции. Однако с уменьшением содержания органического вещества в перерабатываемом сланце калорийность газа как камерного, так и генераторного снижается.

2. Обогащение сланца в забое сверх пределов, определяемых потребностью в закладочном материале, не оправдывается при переработке ни в камерных печах, ни в генераторах при цене сланца, пропорциональной его себестоимости.

3. По мере обогащения сланца в пределах от 2800 до 3500 ккал/кг производительность камерных печей и генераторов с центральным вводом теплоносителя повышается на 2—3 проц. на каждые 100 ккал/кг прироста теплотворной способности сланца, а затраты на переработку (без затрат на сырье) снижаются.

4. Суммарная себестоимость продуктов переработки сланца в камерных печах и генераторах, с учетом затрат на его добычу, при обогащении в забое мелких классов сланца (25—75 мм) повышается.

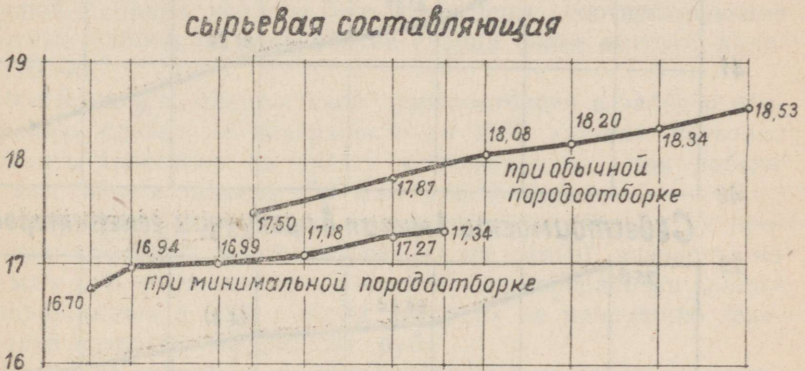
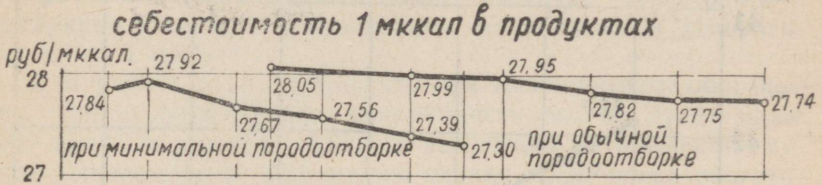
При ручном обогащении на поверхности в указанных пределах итоговая себестоимость продукции на камерных печах снижается (в среднем на 0,6 проц. на каждые 100 ккал/кг в сланце) — см. рис. 3 — и практически постоянна на генераторах — см. рис. 4.

5. При ручной пороодоотборке оптимальной калорийностью сланца с точки зрения производительности агрегатов и себестоимости продукции является верхняя граница ручного обогащения на поверхности, достигаемая при минимальном обогащении в забое. Для шахты № 4, типичной для сланцевого бассейна, такой точкой является 3200 ккал/кг.

Для создания экономического стимула добычи и переработки сланца оптимального качества необходимо дифференцировать цены на сланец всех классов в зависимости от его калорийности.

6. Для случаев, когда по тем или иным производственным условиям переход к минимальной пороодовыборке на отдельных шахтах окажется невозможным, оптимальная калорийность сланца для переработки в камерных печах и генерато-

# Себестоимость 1 мккал тепла в продуктах переработки сланца в генераторах с центральным вводом теплоносителя в зависимости от теплотворной способности сланца



калорийность перерабатываемого сланца

2755 2800 2900 2940 3000 3056 3100 3160 3200 3300 3400 3500

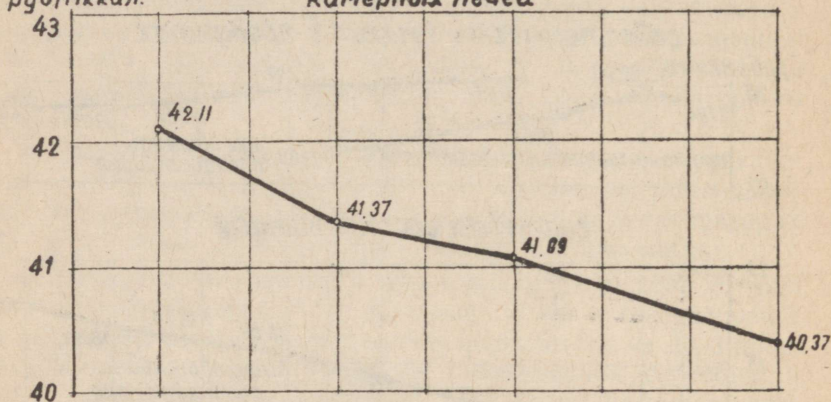
калорийность сланца сорта ккал/кг.

2839 2876 2967 3000 3056 3145 3200 3234 3323 3411 3500

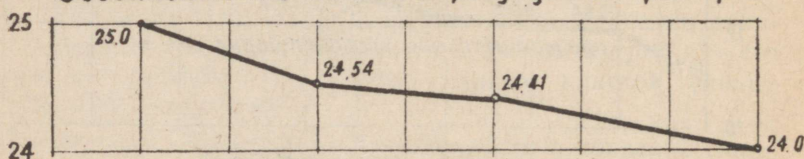
## Себестоимость

1 мккал тепла в продуктах переработки сланца при его механизированной добыче и обогащении в зависимости от теплотворной способности сланца.

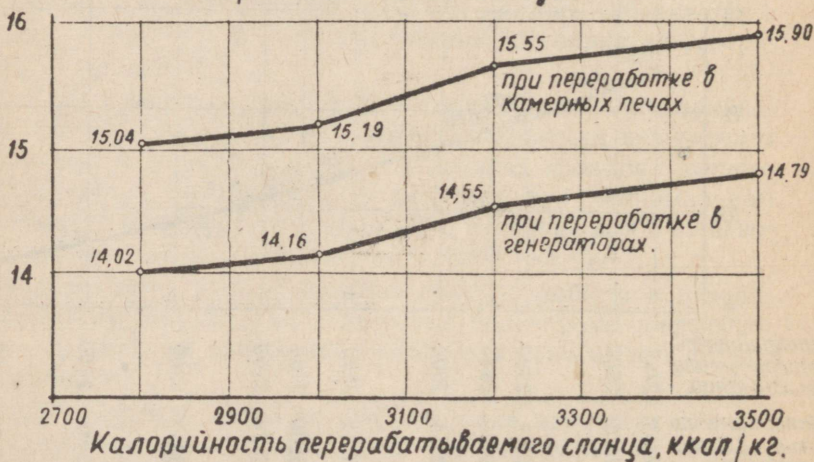
Себестоимость 1 мккал в продукции камерных печей



Себестоимость 1 мккал в продукции генераторов



Сырьевая составляющая



рах с центральным вводом теплоносителя находится на уровне 3500 ккал/кг.

Этот вывод не опровергает результатов определения оптимального содержания органического вещества в сланце для переработки в шахтных генераторах комбината «Кивиыли», полученных Институтом экономики АН ЭССР в 1955 г.

7. При наличии сланца различного качества, более богатый целесообразно перерабатывать в камерных печах, а более бедный — в генераторах, где это сопряжено с меньшим ущербом. При теплотворной способности сланца в 3000 ккал/кг переработка его в камерных печах увеличит себестоимость продукции в среднем с минимумом на 3 проц., в генераторах — на 1 проц.

8. В работе установлено, что при механическом обогащении сланца оптимальная калорийность его не будет ниже 3500 ккал/кг. (см рис. 5). Для выяснения оптимальной глубины механического обогащения сланца после пуска обогатительной фабрики должны быть проведены соответствующие опытные работы по переработке сланца более высокой калорийности.

9. Переход к минимальной пороодоотборке в забое и обогащению сланца на поверхности до 3200 ккал/кг позволит получить экономию по тресту «Эстонсланец», при добыче 7,5 млн. тонн в размере 15,7 млн. руб. в год.

При переработке такого сланца годовые затраты на продукцию камерных печей (без затрат на сырье) возрастут на 3,5 млн. руб. в сравнении с показателями переработки сланца калорийностью в 3500 ккал/кг. Затраты на продукцию генераторов возрастут на 900 тыс. руб.

Итоговая экономия по эксплуатационным затратам комплекса добыча + переработка составит 11,3 млн. руб.

Учитывая, однако, что в настоящее время средняя калорийность перерабатываемого на комбинате сланца составляет не 3500 ккал/кг, а 3250 ккал/кг, комбинат фактически убытков не понесет и сумма экономии от уменьшения пороодоотборки в забое не будет снижена, т. е. составит 15,7 млн. руб. в год.

# СТРУКТУРА ТОПЛИВНОГО БАЛАНСА СЕВЕРО- ЗАПАДНЫХ РАЙОНОВ СССР И ПЕРСПЕКТИВЫ ЕГО РАЗВИТИЯ

Т. М. ЯКОВЛЕВ,  
ИГД АН СССР

Наша страна располагает огромными природными ресурсами всех видов топлива, и развитие добычи любого из них не должно лимитироваться его геологическими запасами. Рационализация структуры развития топливно-энергетического баланса нашей страны в настоящее время должна определяться не геологическими запасами, а сравнительной экономичностью добычи и перевозки различных видов топлива, их перспективной потребностью в народном хозяйстве. Следовательно необходимо тщательно экономически обосновать направление тех огромных капитальных вложений, которые требуются для развития топливно-энергетического хозяйства страны на 1959—1965 и более отдаленные годы.

Однако топливно-энергетическое хозяйство Советского Союза до сих пор развивалось за счет преимущественного роста добычи угля, о чем свидетельствует динамика структуры добычи минерального топлива (в % по условному топливу), приведенная в таблице 1.

Таблица 1

Вид топлива	1913	1932	1937	1940	1950	1955	1958
Уголь	65,3	59,8	67,1	70,1	73,2	70,4	64,2
Нефть	32,8	32,2	25,0	21,7	18,9	22,5	24,9
Газы	—	1,9	1,6	1,9	2,2	2,2	6,1
Торф	1,9	6,7	6,2	5,9	5,1	4,2	4,0
Сланцы	—	—	0,1	0,4	0,6	0,7	0,8
Итого:	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

В еще большей степени преобладает уголь в потреблении топлива, о чем свидетельствует динамика структуры топливно-энергетического баланса (без гидроресурсов) приведенная в таблице 2.

Таблица 2

Вид топлива	1913	1932	1937	1940	1950	1955	1958
Уголь	49,4	59,4	65,6	71,9	75,8	77,8	74,3
Нефть	19,0	17,0	12,9	7,9	7,1	8,4	10,4
Газ	—	—	—	—	2,2	2,3	6,1
Торф	1,4	3,7	5,8	6,2	5,2	4,6	3,9

Вид топлива	1913	1932	1937	1940	1950	1955	1958
Сланцы	—	—	—	0,1	0,5	0,6	0,8
Дрова	30,2	19,9	15,7	13,9	9,2	6,3	4,5
Итого:	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Такая структура топливно-энергетического баланса не способствует необходимому развитию производительных сил, росту производительности общественного труда и максимальному снижению издержек производства. Из таблицы видно, что хотя доля дров снизилась в 1958 до 4,5 проц., абсолютное потребление древесного топлива, как показывают предварительные подсчеты, увеличились в 1958 году против 1913 года на 60 проц. Промышленность районов Северо-Запада и Европейского Севера до сих пор сжигает десятки миллионов кубометров дров. Это обстоятельно требует не только снижения доли дров в топливно-энергетическом балансе, но и резкого сокращения их потребления в абсолютных масштабах.

В добыче угля до сих пор основным способом является подземный, где уровень производительности труда относительно низок, а издержки производства очень высоки. Вот почему уже в годы 4-й и 5-й пятилеток темпы роста нефтяной и газовой промышленности стали несколько опережать темпы роста угольной промышленности. Средне годовой прирост добычи нефти за этот период составил 14,0 проц., а газа — 10,8 проц. при среднегодовом приросте добычи угля в 10 проц. За 1956—58 гг. среднегодовой прирост добычи нефти возрос до 16,4 проц. и природного газа до 48,7 проц., при снижении прироста добычи угля до 7 проц. В результате добыча нефти возросла за 1956—1958 годы на 60 проц., а природного и попутного газа — более, чем в 3 раза, тогда как добыча угля увеличилась за это время всего на 27 проц.

Намечая программу развития топливной промышленности на 1959—1965 годы и на более отдаленные годы, партия и правительство исходили из таких пропорций в развитии ее отраслей, которые наряду с использованием благоприятного расположения топливных ресурсов позволяли бы достигнуть наилучших результатов в развитии производительных сил при наименьших затратах труда и материальных ресурсов. Ибо это обеспечивает выигрыш во времени при мирном экономическом соревновании с капитализмом.

В докладе на XXI съезде КПСС Н. С. Хрущев отметил, что «Если бы мы и в дальнейшем нужды энергетики, промышленности и транспорта в топливе удовлетворяли за счет дорогостоящего угля, а передовые капиталистические государства развили бы свою энергетику и промышленность на газе и нефти, то нам трудно было бы их догнать». Поэтому в предстоящем семилетии намечается решительный сдвиг в сторону

опережающего развития нефтяной и газовой промышленности и расширения сферы применения в народном хозяйстве нефти и газа.

С выполнением семилетнего плана и предварительных наметок Госплана на последующее десятилетие, изменение структуры добычи минерального топлива будет характеризоваться данными, приведенными в таблице № 3.

Таблица № 3.

Годы	Всего	Добыча минерального топлива в условных ед. в том числе по виду топлива											
		уголь		нефть		газ		торф		Горючие сланцы			
		млн. тн.	%	млн. тн.	%	млн. тн.	%	млн. тн.	%	млн. тн.	%		
1958	590,0*)	100,0		378,8	64,2	146,9	24,9	36,0	6,1	23,6	4,0	4,7	0,8
1965	1020,0*)	100,0		44,2	350,0	43,3	180,0	17,6	30,0	3,0	9,0	9,0	0,8
1975	1660 *)	100,0		600,0	36,2	650,0	39,2	350,0	21,1	40,0	2,4	18,0	1,1

Благодаря такому изменению структуры добычи минерального топлива и ориентации в его потреблении по районам изменение структуры топливно-энергетического баланса за 1959—1965 и 1966—1975 годы будет характеризоваться данными, приведенными в таблице № 4.

Таблица № 4.

Вид топлива	Всего по Советскому Союзу		
	1958 г.	1965 г.	1975 г.
Уголь	74,3	55,2	43,4
Нефть	10,4	16,0	24,8
Газ	6,1	22,0	27,5
Торф	3,9	3,0	2,4
Сланцы	0,8	1,0	1,2
Дрова	4,5	2,8	0,7
Итого:	100,0	100,0	100,0

Несмотря на резкое снижение удельного веса твердого топлива, в топливно-энергетическом балансе СССР его абсолютный прирост к 1965 году составит около 100 млн., а к 1975 году — более 300 млн. тн. Поэтому вопросы рационального использования твердого топлива не менее важны, чем развитие добычи газа и нефти.

\*) С учетом всех энергетических ресурсов, производство топлива и энергии соответственно составит: 1958 год — 600 млн. т.; 1965 год — 1200,0 млн. т. и 1957 год — около 2000,0 млн. т.

Особо важное значение приобретает рациональное использование имеющихся больших запасов твердого топлива пригодного к открытой добыче. Этот способ по сравнению с подземным позволяет повысить производительность труда в 3—4 раза и снизить себестоимость добычи почти в 2,5 раза.

Очень перспективным является разработка открытым способом горючих сланцев в Прибалтийском бассейне.

Сланцевое топливо открытой добычи в районах Северо-Запада при использовании его на энергетические цели может быть экономически эффективней не только дальнепривозного каменного угля, но и нефтяного топлива. Высокотемпературная переработка горючих сланцев позволяет получить из них очень ценные газы, смолу и химические продукты, а минеральные остатки использовать в производстве строительных материалов.

По своему территориальному расположению и общности развития экономики, основными районами, тяготеющими к Прибалтийскому бассейну горючих сланцев, как к топливно-энергетической базе, являются: Ленинградская, Новгородская, Псковская области и Карельская АССР Российской Федерации, Эстонская и Латвийская союзные республики.

Эта территория и названа нами районами Северо-Запада СССР.

Промышленность районов Северо-Запада ежегодно потребляет десятки миллионов тонн топлива, структура которого за 1956 и 1958 годы характеризуется данными, приведенными в таблице № 5.

Таблица № 5

Вид топлива	Структура баланса в условных тоннах			
	1956 г.		1958 г.	
	тыс. тн.	%	тыс. тн.	%
Всего	21109,8	100,0	23996,8	100,0
<b>в том числе:</b>				
1. Угольное топливо	11630,4	55,1	12927,2	53,8
2. Горючие сланцы	1700,9	8,1	2273,6	9,5
3. Торф	2406,0	11,4	2672,1	11,1
4. Дрова	1700,2	8,1	1700,1	7,1
5. Жидкое топливо	3064,4	14,5	3791,7	15,8
6. Газообразное топливо	600,0	2,8	632,1	2,7

Следовательно удельное потребление дальнепривозного топлива в районах Северо-Запада в 1958 году составило около 70 проц., из них угольное топливо 53,8 проц. Замена угольного топлива в районах Северо-Запада местным топливом является важнейшей народно-хозяйственной задачей. Экономическая целесообразность такой замены диктуется не только разгрузкой железнодорожного транспорта, высвобождением по-

движного состава и сокращением топлива, сжигаемого на эти перевозки, но и денежными затратами, связанными с этими перевозками. Главным и решающим фактором, определяющим направление топливоснабжения района, является сопоставление всего комплекса технико-экономических показателей различных видов топлива, потребляемого в этом районе.

На экономическую эффективность потребления топлива в нашей стране, как и в любом ее районе, оказывают влияние следующие основные факторы:

1. Удельные капитальные вложения на единицу прироста производственной годовой мощности добычи топлива.
2. Эксплуатационные затраты на добычу единицы топлива.
3. Трудовые затраты при добыче топлива.
4. Транспортные расходы на доставку единицы топлива от места его добычи к месту потребления.
5. Затраты на геолого-разведочные работы.

В крупных промышленных центрах существенное влияние оказывают транспортные расходы по доставке топлива потребителю в черте этих центров (городов), а также эксплуатационные расходы, связанные с непосредственным использованием топлива потребителями. Рассмотрим влияние этих факторов.

### 1. Капитальные затраты

Район поставки	Вид топлива	Удельные капиталовложения на 1 т проектной мощности		
		натурального	условного	в % к факт.
1. Донецкий бассейн	каменный уголь	225,0	280,0	100,0
2. Печорский бассейн	каменный уголь	268,4	298,0	106,4
3. Подмосковский бассейн	бурый уголь	232,0	560,0	200,0
4. Прибалтийский	„ горючие сланцы			
а) подземн. добычи		132,0	319,0	113,9
б) открытой добычи		78,0	195,0	69,2
5. Ленинградская обл.	торф			
а) гидродобыча		200,0	483,0	172,4
б) фрезерная добыча		152,0	367,0	131,1
6. Куйбышевская область	нефть	485,0	348,0	142,3
7. Башкирская АССР	нефть	470,0	336,0	120,0

**ПРИМЕЧАНИЕ:** Капитальные затраты приведены без геолого-разведочных работ. Капитальные затраты на все виды геолого-разведочных работ по этим бассейнам составляют:

- а) каменный уголь от 5 до 10 руб. на т/мошн.
- б) бурый подмосковский 13,5 руб. на т/мошн.
- в) нефть 200 руб. на т/мошн.

в т. ч. Куйбышевская обл. 110 руб. на т/мощн.

Башкирская АССР 105 руб. на т/мощн.

г) Газ ставропольский 100 руб./1000 м<sup>3</sup>

е) Газ краснодарский 94 руб./1000 м<sup>3</sup>

## 2. СЕБЕСТОИМОСТЬ И ТРАНСПОРТНЫЕ РАСХОДЫ

Район поставки	Вид топлива	Производст. себест. добычи 1 т. условного топл. (руб.)	Стоим. достав-ки до г. Ленин-града 1 т. ус-ловн. топл. (руб.)	Стоимость 1 т. условного топлива Франко-Ленинград	
				Руб.	В % к уг-лю Дон-басса
1. Донецкий бассейн	камен. уголь	120,0	57,4	177,4	100,0
2. Печорский бассейн	камен. уголь	114,1	92,6	206,7	116,5
3. Подмосковный бассейн	бурый уголь	142,4	59,5	201,9	113,8
4. Прибалтийский бассейн	горюч. сланец				
а) подземная добыча	—	92,1	16,5	108,5	61,2
б) открытая добыча	—	38,2	16,5	54,7	30,9
5. Ленинградская обл.	торф				
а) гидродобыча	—	108,4	20,5	128,9	72,7
б) фрезерная добыча	—	56,8	20,5	77,3	43,6
6. Заволжье	нефть				
а) Куйбышевская обл.	—	26,3	51,4	77,7	43,7
б) Башкирская АССР	—	23,2	59,3	82,5	46,5
7. Ставропольский край	природный газ	10,3	50,0	60,3	34,0

Как видно из приведенных данных, топливоснабжение рай-онов Северо-Запада за счет дальнепривозного твердого то-плива неэкономично.

Наиболее экономичными видами топлива являются горю-чие сланцы, природный газ, нефть, торф и дрова. Но дрова не могут быть базой топливоснабжения промышленности. Они характеризуют низкий технический уровень производства. Кроме того, лесные ресурсы Северо-Запада на 40 проц. не по-крывают потребности в лесных материалах, и этот разрыв по-крывается за счет лесных ресурсов соседних областей. Следо-вательно, местными базами топливоснабжения районов Севе-ро-Запада могут быть только внутри районные месторождения торфа и Прибалтийский бассейн горючих сланцев.

Запасы торфяных болот позволяют развить добычу торфа в районах Северо-Запада до 12,0 млн. т в год, против 5,8 млн. т в 1956 году. Запасы же горючих сланцев практически неог-раниченны и дают возможность развить их добычу открытым способом до 50—60 млн. т в год. Сланцевая топливная база является экономически более эффективной и легче по освое-нию, чем торфяная.

Запасы горючих сланцев более сконцентрированы и бас-сейн их мощнее всех месторождений торфа Северо-Запада вместе взятых в 5—6 раз. Кроме того, Прибалтийский бассейн

горючих сланцев является не только топливно-энергетической базой районов Северо-Запада, но и базой мощного развития в этих районах химической промышленности, базой производства строительных материалов. Это обстоятельство приобретает исключительно важное значение в народном хозяйстве в свете постановления майского Пленума ЦК КПСС 1958 года о развитии химической промышленности в Советском Союзе. Следовательно, Прибалтийский бассейн горючих сланцев должен явиться основой топливоснабжения районов Северо-Запада, а его развитие должно идти быстрыми темпами.

Среднегодовой прирост потребления топлива в районах Северо-Запада за 1951—1955 годы составил 6,8 проц., из них среднегодовой прирост дальнепривозного топлива 5,3 проц. и местного (горючие сланцы и торф) около 10 проц.

За 1956—58 г. г. среднегодовой прирост потребления топлива составил 6,2 проц., из них дальнепривозного топлива 5,0 проц. и местного — 8,7 проц. С учетом сокращения удельных затрат топлива на 18 проц., среднегодовой прирост потребления топлива на 1959—65 и последующие годы составит около 5 проц., из них 4,1 дальнепривозного топлива и 7,1 проц. местного топлива.

Тогда потребление топлива в районах Северо-Запада к 1975 году ориентировочно можно определить по формуле расчета сложных процентов при непрерывном их возрастании, а именно:

$$T_n = 0,82 T \cdot e^{kn/100} = 48,9 \text{ млн. т}$$

из них: а) местное топливо  $T' = 20,0$  млн. т

б) дальнепривозное топливо  $T'' = 28,9$  млн. т.

К 1975 году в районах Северо-Запада, как и во всей стране, древесное топливо должно быть полностью изъято из топливно-энергетического баланса.

Топливоснабжение районов Северо-Запада за счет дальнепривозного топлива, так же как и весь топливно-энергетический баланс Советского Союза, к 1975 году резко изменится в сторону увеличения удельного веса в нем более экономически эффективных видов топлива — природного газа и нефти.

Решением ЦК КПСС и Совета Министров СССР в августе 1958 года о развитии газовой промышленности предусмотрено строительство трех газопроводов для снабжения газом районов Северо-Запада. К 1975 году по этим газопроводам будет подаваться до 6,0 млрд. м<sup>3</sup> природного газа, что с учетом повышения КПД использования топлива заменить в районах Северо-Запада более 8,0 млн. т условного топлива. Увеличится за это время и удельный вес потребления в районах Северо-Запада нефтяного топлива. Расширится область применения жидкого топлива для технологических целей и для морского флота. Поэтому рост потребления нефтяного

топлива в районах Северо-Запада, будет опережать общий рост потребления топлива в этих районах и к 1975 году поставка его возрастет до 8 млн. т условного топлива или более, чем в 2,5 раза против 1958 года. Следовательно, из 29,0 млн. т. дальнепривозного топлива в условных единицах 16 млн. т составит природный газ и нефтяное топливо. На долю же дальнепривозного твердого топлива будет приходиться только 13,0 млн. т условного топлива.

Замена этого дальнепривозного топлива в районах Северо-Запада возможна только за счет ресурсов горючих сланцев, что потребовало бы дополнительно повысить их добычу на 33,0 млн. т в год в натуральном виде. Тогда общая добыча горючих сланцев к 1975 году составила бы около 60 млн. т, а топливно-энергетический баланс Северо-Запада к 1975 характеризовался бы следующими данными (см. таблицу № 6):

Таблица № 6

Вид топлива	Ед. изм.	К-во топлива, тыс. тонн		
		натураль- ного	условного в тыс. тн.	% к общему
Всего	тыс. тн.	—	48900,0	100,0
в том числе:				
1. Горючие сланцы	тыс. тн.	26000,0	10700,0	21,9
2. Торф	тыс. тн.	12000,0	5000,0	10,2
3. Жидкое топливо	тыс. тн.	5500,0	8000,0	16,4
4. Газообразное топливо	млн. м <sup>3</sup>	5000,0	8000,4	16,4
5. Уголь или горючие сланцы открытой добычи	тыс. тн.	16000,0	13200,0	27,0
6. Прочие источники	тыс. квт.	1000,0	4000,0	8,1

После замены дальнепривозных каменных углей в районах Северо-Запада, как экономически менее эффективного топлива, местными горючими сланцами доленое участие горючих сланцев в топливно-энергетическом балансе этих районов возрастет почти до 50 проц. Такая замена позволит ежегодно экономить в народном хозяйстве страны около 1,2 млрд. рублей только за счет сокращения перевозок каменных углей и высвободит около 1,6 млн. т условного топлива, сжигаемого при этих перевозках. При этом загрузка железнодорожного транспорта сократится более чем на 35,0 млрд. тонн-километров.

Однако, сжигание горючих сланцев в твердом виде представляет собой сложную техническую задачу, требующую относительно больших капитальных и эксплуатационных затрат, увеличения стоимости полезной единицы тепла и энергии, что почти сводит на нет экономическое преимущество горючих сланцев, как энергетического топлива. Экономическая целесообразность этих затрат проявляется только при строительстве крупных тепловых эл. станций мощностью свыше 300 тыс. квт.

Расчетная себестоимость эл. энергии тепловой эл. станции

мощностью 600,0 тыс. квт., работающей на разных видах топлива Франко-Ленинград, по методике укрупненных показателей организаций Министерства Электростанций, характеризуется данными, приведенными в таблице № 7.

Таблица № 7

Вид топлива	Себестоимость 1 квтт-часа отпущенного с шин ТЭЦ в т. ч. по топливу			
	в % к углю Донбасса		в % к углю Донбасса	
	в коп.	в коп.	в коп.	в коп.
1. Донецкий уголь	9,1	100,0	7,20	100,0
2. Печорский уголь	10,51	112,9	8,40	116,6
3. Торф Ленинградской обл.				
а) гидродобычи	7,43	79,8	5,28	73,3
б) фрезерной добычи	5,28	56,7	3,12	43,3
4. Прибалтийские горючие сланцы				
а) подземной добычи	6,62	71,1	4,35	60,3
б) открытой добычи	4,38	47,0	2,10	29,2
5. Нефть Куйбышевской обл.	5,32	58,5	3,12	42,7
6. Нефть Башкирской АССР	5,16	56,7	3,01	40,6
7. Газ ставропольский	4,25	46,9	2,31	32,0

С учетом реализации сланцевой золы, себестоимость 1 киловатт-часа, отпущенного с ТЭЦ, работающей на горючих сланцах открытой добычи, снизится до 3,74 копейки и составит на 12 проц. ниже себестоимости 1 киловатт-часа электроэнергии ТЭЦ, работающей на ставропольском газе, и на 26 проц. ниже себестоимости электроэнергии ТЭЦ, работающей на нефтяном топливе Среднего Заволжья.

С объединением производства электроэнергии и пара с производством строительных материалов, создается новое комбинирование производство на базе комплексного энергетического использования горючих сланцев в направлении электрификации, теплофикации, строительной индустрии и агротехники. Это даст большой экономический эффект в народном хозяйстве не только Северо-Запада, но и всей страны.

Явное экономическое преимущество использования горючих сланцев открытой добычи для целей энергетики в сравнении с другими видами топлива в районах Северо-Запада явилось причиной того, что темпы использования горючих сланцев в направлении термической переработки оказались в текущем семилетии более медленными, чем в энергетике. Это нашло свое отражение в семилетнем плане развития народного хозяйства Эстонской ССР на 1959—65 годы, где предусмотрено увеличение добычи горючих сланцев в 1,8 раза, а сжигание их на электростанциях в 4,5 раза при увеличении термической переработки всего лишь в 1,5 раза.

# СЛАНЦЕДОБЫВАЮЩАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ КИТАЙСКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ

А. СИИМ,  
*Разрез «Вивиконд»*

По данным, опубликованным в 1957 г., разведанные запасы горючих сланцев в КНР исчисляются в 21 млрд. тонн. Геологическая структура сланцевых месторождений в большинстве случаев благоприятствует их разработке — горючие сланцы обычно залегают мощными пластами и близко к поверхности земли.

Важнейшими районами залегания горючих сланцев являются северо-восточные провинции, а также Гуандун и Хэбэй. Общие ресурсы горючих сланцев Северо-Восточного Китая составляют более 7 млрд. тонн. При переработке они могут дать около 400 млн. т. жидкого топлива. Особенно велики залежи в провинции Ляонин (5,6 млрд. т.).

Самое крупное месторождение находится на территории Фушунского угольного бассейна. Пласт горючих сланцев мощностью 135 метров простирается на 19 км в длину, и на 2 км в ширину и перекрывает основной угольный пласт бассейна. Общие запасы горючих сланцев составляют почти 5,5 млрд. тонн причем более четверти запасов может добываться открытым способом.

По своему качеству горючие сланцы этого месторождения являются одними из лучших в стране: средний выход смолы составляет 7 проц.

По запасам и мощности пластов горючие сланцы Гуандуна уступают Фушуньским, но превосходят последние по качеству (средний выход первичной смолы гуандунских сланцев достигает 9 проц), а залегают они в районах Маомин и Дяньбай (общие запасы 2 млрд. т.).

На базе местных сланцев в г. Маомин сооружается крупный сланцеперегонный завод, завершение строительства которого намечено на 1962 год.

Крупные месторождения горючих сланцев в Синьцзян-Уйгурской автономной области (Северо-Западная часть КНР) с общими запасами 4,5 млрд. т. в настоящее время не разрабатываются, так как на территории области имеются богатые ресурсы природной нефти.

Согласно последним данным в КНР известно более 180 месторождений горючих сланцев — важного источника искусственного жидкого топлива.

До 1959 г. горючие сланцы добывались лишь в качестве попутного продукта при открытой разработке Фушунского угольного месторождения (Фушуньский западный разрез). В 1959 г. получены первые тонны сланца из Фушуньского во-

сточного разреза, который строится по проекту Ленинградского института «Гипрошахт». В целях получения сырья для Маоминского сланцеперегонного завода строится крупный сланцевый карьер в Маомине.

В 1958 г. в КНР было добыто 16.000.000 т. горючих сланцев.

В настоящее время добычей горючего сланца занимается Фушуньский трест Шеньянского управления Министерства угольной промышленности КНР.

### Описание месторождения

Фушуньское месторождение каменного угля и горючих сланцев расположено в провинции Ляонин, в 54 км восточнее города Шэньяна (б. г. Мукден). Рельеф местности холмистый. Вдоль месторождения протекает река Хуанхэ. Климат района умеренный. Среднегодовая температура воздуха равна  $+8,3^{\circ}\text{C}$ , минимальная температура (в декабре-феврале месяцах) достигает  $-35^{\circ}\text{C}$ .

Месторождение представлено синклинальной складкой, длина которой по простиранию 18 км, а ширина 3 км. Угол падения пластов изменяется как по простиранию, так и по падению от  $16^{\circ}$  до  $50^{\circ}$ .

Стратиграфическое строение месторождения выглядит примерно следующим образом. Подстилающими породами являются палеозойские гранито-гнейсы, выше которых залегает значительная толща меловых отложений. Над породами мелового периода залегают отложения палеогена. К средней части палеогеновых отложений относится нижняя угленосная свита, содержащая четыре угольных пласта. В верхней части палеогеновых отложений находится мощная толща глинистых сланцев, перемежающихся с туфами и базальтами. В эту часть палеогена входит верхняя угленосная свита, содержащая три малоразведанных угольных пласта группы «А». На 50 м. выше группы «А» находится пласт «Основной», который является главным угольным богатством района.

Над угольными пластами расположена толща горючих сланцев средней мощностью 135 м. Выше пласта горючих сланцев залегает свита зеленых и сланцевых глин и мергелей.

Коренные породы покрыты слоем наносов, средней мощностью 10—13 м.

Особенностью Фушуньского месторождения является то, что непосредственной кровлей пласта «Основного» служит мощная толща нефтеносных сланцев, которые используются в качестве сырья для получения жидкого горючего топлива и масел путем перегонки. Сухой остаток после перегонки представляет собой чистую породу, которая применяется в качестве закладочного

материала в шахтах, ведущих подземную разработку каменного угля с полной гидравлической закладкой выработанного пространства.

Мощность пласта горючих сланцев изменяется, от 70 м до 180 м, в среднем 135 м. Непосредственно в кровле угольного пласта залегают горючие сланцы с выходом смолы ниже 3,5 проц., которые переработке не подлежат, а вывозятся на внешние породные отвалы. Остальная толща мощностью в среднем 84 м. имея выход смолы более 3,5 проц. подлежит переработке.

Крепость горючих сланцев характеризуется коэффициентом — 3 (по шкале проф. М. М. Протождяконова), а зеленых сланцев коэффициентом — 4. Чередующиеся с ними сланцевые глины и мергели имеют меньшую крепость и характеризуются коэффициентом 2,5, 3,0.

### Фушуньский западный карьер.

Фушуньский западный карьер разрабатывает западную часть месторождения, где угольный пласт имеет наибольшую мощность.

Первый карьер на участке Гугенцзы начал строиться в 1914 г., а в 1915 г. выдал первый уголь. К строительству второго карьера приступили в 1917 г., а в 1927 г. был пущен в работу третий карьер на участке Янбайну. В 1938 г. все три карьера были объединены в одно управление под общим названием «Силутянь», что означает «Западный карьер». Под таким названием это предприятие существует и теперь, являясь составной частью треста «Фушуньюголь».

Фушуньский западный карьер по своим горногеологическим условиям и масштабам производства является одним из уникальных горных предприятий мира.

По проекту реконструкции, который начал осуществляться в 1956 г., срок службы карьера определен в 37 лет при среднегодовой производительности 5 млн. т. каменного угля.

**ВСКРЫТИЕ.** В поле западной части карьера угольный пласт залегает под углом 25—30°. Падение пород с юга на север. В этом же направлении перемещается и общий фронт горных работ.

Существующая схема вскрытия относится к числу комбинированных.

В северо-западном секторе проведена внешняя капитальная траншея с поверхности на карьерную станцию уступа № 1. (отметка + 65 м). Далее вскрытие продолжается тупиковыми скользящими съездами. В настоящее время согласно проекту реконструкции проходится восточная въездная траншея. Восточная и западная траншеи будут между собой соединены как по поверхности, так и по карьеру.

Для выдачи угля по лежащему боку пласта пройдена специальная траншея под скиповые подъемники.

**СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ.** Применяется система разработки с перевозкой породы во внешний отвал (индекс Б-5, по классификации проф. Е. Ф. Шешко). В настоящее время на вскрышных работах размеры элементов системы разработки следующие:

Высота уступов — 10 м и 16 м.

Ширина заходок — 8—10 м.

Угол откоса уступов — 70°.

Ширина рабочей площадки — 23—30 м.

(в зависимости от количества путей на уступе)

Ширина развала после взрыва — 13—15 м.

На очистных работах размеры элементов системы разработки следующие:

Высота уступов — 9 м

Ширина заходки — 4 м

Угол откоса уступа — 80°

Ширина развала после взрыва — 5—6 м.

Максим. ширина рабочей площадки — 13 м.

**БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ.** Перед экскаваторной погрузкой производится рыхление пород и угля в уступах, с помощью взрывных работ. Без предварительного рыхления экскаваторная выемка ведется только на первом уступе, в наносах.

Паспорта буро-взрывных работ отсутствуют. Разметку скважин и определение веса заряда в каждой скважине производит опытный рабочий, имеющий многолетний стаж по взрывным работам (бригадир взрывников).

На вскрышном и добычном участках имеется в работе следующее буровое оборудование:

1. Станки вращательного бурения типа «Фушунь» (японская конструкция).

2. Станки ударно-канатного бурения японской и американской конструкции.

3. Станки БУ-2.

4. Ручные электросверла японской конструкции для бурения по углю скважин диаметром до 110 мм и глубиной до 15 м.

На станках вращательного бурения, для создания осевого давления на резец, применяется подъемная лебедка. На барабане подъемной лебедки прикреплены два каната с той целью, что когда подъемный канат сматывается с барабана (опускание бурового инструмента), тогда второй канат наматывается на барабан и через систему блоков тянет буровой инструмент вниз. Таким образом, достигается осевое давление в пределах 0,8—1,0 т. Резец изготовлен из стали в виде «рыбьего хвоста». Станки вращательного бурения применяются для бурения по горючему сланцу. В зеленых сланцах и в базальтах бурение скважин производится станками ударно-канатного бурения.

Определенный интерес представляет бурение по углю вертикальных скважин диаметром 110 мм и глубиной до 15 м, при помощи ручных электросверл. Удаление буровой мелочи здесь производится при помощи сжатого воздуха. Сверло обслуживается тремя бурильщиками. Для бурения глубоких скважин (до 15 м) применяется комплект из штанг разной длины — от одного до пяти метров. Для бурения скважин глубиной до 1 м применяются штанги без шнека для удаления мелочи. Штанги для бурения более глубоких скважин снабжены спиралью для лучшего удаления буровой муки.

Производительность одного сверла достигает 100 п/м в смену.

Для взрывных работ по углю и по породе применяется аммонит № 3, изготавливаемый на Фушуньском заводе взрывчатых материалов. Бризантность аммонита № 3—8,3 мм, скорость детонации — 2300 м/сек. Патроны диаметром 24 мм и длиной 400 мм передают детонацию на расстояние 5 м.

ВВ поступают на разрез в мешках. При расходном складе имеется специальное сооружение для патронирования ВВ. Патроны ВВ изготавливаются влагонепроницаемыми, так как зарядные скважины в некоторых случаях пересекают водоносные горизонты. Диаметр патрона ВВ строго соответствует диаметру скважины. Патроны изготавливаются весом от 1 до 8 кг, диаметром от 40 до 100 мм. Ежедневно патронировается в среднем 17 тонн аммонита. На этой работе занято 160 человек рабочих.

Взрывание зарядов производится электрическим способом.

В целях повышения безопасности применяются электродетонаторы, которые рассчитаны для взрывания напряжением 1200 вольт при силе тока 6 ампер. В каждую скважину ставят по несколько электродетонаторов для предотвращения отказов.

В качестве источника тока при взрывных работах служит контактная сеть электровозной откатки.

Ведутся опытные работы с применением миллисекундного замедления. Главная цель опытов заключается в уменьшении сейсмического эффекта.

**ЭКСКАВАТОРНЫЕ РАБОТЫ.** Механизация производственных процессов, в особенности погрузочных работ на карьере, высокая. Экскаваторный парк состоит из весьма разнообразных машин: американских 3ОВ и 5ОВ (на добычных участках), 12ОВ, 20ОВ японских, 12ОК и 20ОК, изготовленных по американским образцам, и советских экскаваторов СЭ-3, ЭК-4 и Э-1003. Два экскаватора типа Э-1003 изготовлены на Фушуньском машиностроительном заводе.

В результате хорошей организации ремонтного хозяйства и наличия запасных частей простои экскаваторов в плановых ремонтах минимальные.

Установлены следующие сроки ремонтов:

Для экскаваторов СЭ-3 и ЭКГ-4 капитальный ремонт через 4 года —	12 р. дней,
средний ремонт через 2 года —	5 р. дней,
текущий ремонт через 4 месяца —	4 р. дня
месячный ремонт —	1,5 р. дня

Фактически во второй половине 1958 года произведен капитальный ремонт экскаватора СЭ-3 за 3,5 дня.

Для сравнения можно привести время нахождения в ремонте одноковшовых гусеничных экскаваторов, с электроприводом, с ковшом емкостью 3 м<sup>3</sup>, по нормативам утвержденным Госстроем СССР:

1. Капитальный ремонт через 16000 машино-часов работы, продолжительностью 55 рабочих дней.

2. Средний ремонт через 8000 машино-часов работы, продолжительностью 33 рабочих дня.

3. Текущий ремонт (Т<sub>3</sub>) через 4000 машино-часов работы продолжительностью 17 рабочих дней.

4. Текущий ремонт (Т<sub>2</sub>) через 1000 машино-часов работы, продолжительностью 9 рабочих дней.

5. Текущий ремонт (Т<sub>1</sub>) через 200 машино-часов работы, продолжительностью 2 дня.

**ТРАНСПОРТ И ПОДЪЕМ.** Вывозка породы и горючих сланцев осуществляется ж/д транспортом. Железнодорожные пути имеют колею 1435 мм. В качестве локомотивов применяются японские электровозы со сцепным весом 85 т. Электровозный парк состоит из 102 списочных электровозов. Имеется также 24 паровоза для вспомогательных работ. Полезная грузоподъемность одного состава из 10—11 думпкаров 600—660 тонн. Собственный вес одного думпкара (грузоподъемностью 60 тн) 37 тн.

Согласно проекту реконструкции намечается применение чехословацких электровозов со сцепным весом 150 тонн. Это значительно усложняет энергоснабжение, так как одновременно будут работать японские электровозы на напряжении 1200 вольт и чехословацкие — на напряжении 1600 вольт.

Транспортировка угля из карьера осуществляется двумя этапами: рельсовым транспортом до опрокидывателей (на трех горизонтах) и несколькими подъемниками на поверхность.

После погрузки в забоях, составы с углем направляются на эстакады соответствующих горизонтов, где через круговые опрокидыватели разгружаются в загрузочные бункера скипового наклонного подъемника.

В западной части карьера, на южном борту находятся два наклонных скиповых подъемника: западный и восточный. Западный подъемник является главным. Он оборудован двумя двухбарабанными подъемными машинами с электродвигателя-

ми мощностью 1300 лс каждый. Подъемными сосудами служат скипы, имеющие вид открытых сверху металлических ящиков, без передней лобовой стенки. Наклонная траншея западного подъемника пройдена с переменным углом — от 13° до 25°. Большой угол наклона относится к нижней части траншеи. Ширина траншеи около 30 метров.

### Производительность труда и себестоимость

Производительность труда рабочих за 1 полугодие 1959 г. составила 3,16 т. угля на выход. На добыче горючих сланцев производительность труда рабочих составляет примерно 7 тонн сланца на выход.

Структура себестоимости одной тонны угля приведена в таблице № 1.

Таблица № 1

Наименование расходов	Себестоимость юань/тонн	Уд. вес отдельных расходов в %
Материалы	1,24	31,96
в т. ч.		
ВВ	0,35	9,02
смазочные материалы	0,07	1,81
Электроэнергия	0,44	11,34
Заработная плата	1,09	28,09
Начисления на з/плату	0,18	4,64
Амортизация	0,66	17,01
Прочие	0,27	6,96
<b>Всего:</b>	<b>3,88</b>	<b>100</b>

Себестоимость добычи одной тонны богатого горючего сланца составляет примерно 1,56 юаней.

По финансовому плану Фушуньский западный разрез должен в 1959 г. дать 80 млн. юаней прибыли. Фактически за первое полугодие 1959 г. дано 45 млн. юаней прибыли.

## РЕШЕНИЕ

научно-технической конференции по итогам развития сланцедобывающей промышленности ЭССР за 1958—1959 г. г. и перспективам дальнейшего технического прогресса

XXI съезд КПСС с глубоким удовлетворением и революционной гордостью подвел итоги великих побед, завоеванных за истекшие годы советским народом под руководством коммунистической партии, и наметил грандиозную программу дальнейшего строительства коммунистического общества в нашей стране.

В решениях XXI съезда КПСС важное место было уделено техническому прогрессу. Этому же вопросу была посвящена работа июньского Пленума ЦК КПСС. Мощная материально-техническая база социалистического общества, успехи, достигнутые в области науки, техники и производства, возросший технический уровень рабочего класса открывают широкие возможности для ускорения технического прогресса и высокой экономичности промышленного производства.

Сланцевая промышленность СССР, созданная за годы советской власти, характеризуется высокими темпами развития, особенно в послевоенный период.

Добыча сланца по Советскому Союзу в 1945 году составила 1,4 млн. тонн, в 1956 году — 11,6 млн. тонн и в 1959 году — 13,7 млн. тонн, в том числе по Эстонской ССР — 9,1 млн. тонн.

Семилетний план развития народного хозяйства ставит перед эстонскими горняками задачу — довести добычу сланца до 16 млн. тонн в год.

Такое резкое увеличение добычи сланца должно быть в основном достигнуто за счет механизации трудоемких процессов, автоматизации работы механизмов, широкого развития открытой добычи и внедрения в производство новой техники.

Выполняя решения партии и правительства, за последние два года в сланцевой промышленности достигнуты некоторые успехи в области совершенствования механизации и технологии производства. На шахтах нашли широкое применение многомоторные скребковые транспортеры с корабельными цепями, новые конструкции ленточных конвейеров, более мощные врубовые машины и погрузочные машины О-5 и УП-3, созданы и испытаны грохот ГГТ-72С, дробилка ДЗС-900/1200 и ряд других машин.

В настоящее время испытываются специально созданные для сланцевой промышленности машины: барабан избирательного дробления ГДС, изготовленный по проекту «ВНИИ-Углеобогащения» и готовится к испытанию отсадочная машина БОМС-10, грохота ГУКО, ГУКК, ГУКОД, отбойно-по-

грузочная машина, спроектированная институтом «Гипроуглеавтоматизация» и другие.

Проведены испытания и широко внедрены новые виды штангового крепления, начато промышленное внедрение камерной системы разработки. Освоена безразборная передвижка конвейеров, двухсменная работа участков и т. д.

Проведены полупромышленные испытания возможности обогащения сланца в тяжелых средах. Разработаны методы автоматизации работы механизмов террикоников, опрокидывателей и толкателей в руддворах, вентиляторов и насосов.

В сланцевом бассейне создан и укомплектован научно-исследовательский Институт сланцев, в составе которого имеются три горных лаборатории.

Однако, наряду с некоторыми достижениями в области механизации и автоматизации производственных процессов имеется ряд нерешенных вопросов.

1) Недостаточно разработаны наиболее рациональные паспорта буровзрывных работ, особенно в камерах, в панельных штреках, в карьерах; не выбраны наиболее эффективные типы взрывчатых материалов для ведения взрывных работ.

2) Не разработаны методы, обеспечивающие эффективный контроль за установкой штангового крепления, и нет методов расчета штанговой крепи при камерной системе разработки.

3) Затягивается изготовление комплекса механизмов, дающих наибольший экономический эффект и позволяющих получить наивысшую производительность труда при камерной системе разработки сланца.

4) В промышленных условиях затянулось испытание механического обогащения горючих сланцев.

5) Еще не решен вопрос о рациональных способах вскрытия пласта при открытых работах.

6) Не до конца решен вопрос эффективной вентиляции в камерах.

В целях осуществления задач, поставленных перед сланцевой промышленностью XXI съездом КПСС, июньским Пленумом ЦК КПСС и Пленумом ЦК КП Эстонии, научно-техническая конференция **п о с т а н о в л я е т**:

1. Для окончательного выбора наиболее эффективного метода механического обогащения рекомендовать Совнархозу Эстонской ССР провести промышленные испытания метода обогащения сланца в тяжелых средах.

2. Считать необходимым закончить в 1960 году испытание обогащения сланцев методами отсадки и избирательного дробления.

3) Просить Совнархоз ЭССР изготовить комплекс машин, спроектированных для эффективной механизации процессов добычи сланца при камерной системе работ, с целью возможности их испытания в этом году.

4. Просить ГНТК Эстонской ССР оказать помощь в изучении возможности применения изотопов при автоматизации процессов сланцедобычи.

5. Институту ГД АН СССР и Институту сланцев в кратчайшее время разработать методы расчета штанговой крепи и контроля за ее установкой.

6. Рекомендовать продолжать в дальнейшем изыскание новых типов штанговой крепи с целью получения наивысшего эффекта от ее применения.

7. Провести промышленные испытания и доводку отбойно-погрузочной машины ОПМ-1, изготовленной по проекту Института «Гипроуглеавтоматизация».

8. Для изучения вопроса наиболее эффективной механизации работ по вскрыше на разрезах просить Совнархоз Эстонской ССР изготовить в 1960 году на Таллинском машиностроительном заводе отвалообразователь, рассчитанный на возможность транспортировки скального грунта больших габаритов.

9. Конференция отмечает, что качество изготовления погрузочных машин УП-3 очень низкое и просит Совнархоз Эстонской ССР довести об этом до сведения Госплан СССР.

10. Учитывая, что существующие погрузочные машины УП-3 являются слабыми для сланцевых шахт Эстонии, рекомендовать Совнархозу ЭССР принять меры к созданию наиболее мощной погрузочной машины.

11. В связи с тем, что трестом «Эстонсланец» в 1960 году будут получены для испытания импортные самоходные вагонетки и буровые каретки, просить ГНТК Эстонской ССР войти в ходатайство перед ГНТК СССР о передаче тресту «Эстонсланец» погрузочной машины «Джой» типа 18 HR, имеющейся в комбинате «Ростовуголь».

12. Считать целесообразным организовать при Йыхвиском РМЗ участок по изготовлению штанг с поточной линией, для чего просить Совнархоз ЭССР выделить соответствующие средства для приобретения оборудования.

13. Учитывая отставание эстонского сланцевого бассейна в области механизации навалки сланца в очистных и подготовительных выработках, просить Совнархоз ЭССР увеличить ассигнования на приобретение новой техники.

14. Учитывая, что имеется ряд нерешенных вопросов в области буровзрывных работ и вентиляции в камерной системе разработки, просить Институт сланцев и ИГД АН СССР в ближайшее время решить эти вопросы.

15. Рекомендовать Эстонскому Республиканскому НТО Горное и тресту «Эстонсланец» проводить подобные конференции ежегодно.

1. Предисловие	3
2. Петров А. П. Результаты работы по внедрению новой техники за 1958—59 г. г. и ближайшие перспективы механизации подготовительных и очистных работ на шахтах треста «Эстонсланец»	5
3. Талве А. О применении погрузочной машины УП-3 на сланцевых шахтах	22
4. Аллик А. М. Штанговая крепь на эстонских сланцевых шахтах	34
5. Семенов А. П. Исследование проявления горного давления в очистных выработках (камерах), закрепленных штанговой крепью	48
6. Селезнев Н. И. Основные закономерности проявлений горного давления и связанные с ними требования к элементам систем разработки и управления кровлей на шахтах Эстонии	63
7. Михалюк П. П. К методике определения поведения кровли в лавах шахт треста «Эстонсланец»	73
8. Смуь В. С. Применение полупроводников и радиоактивных изотопов в сланцевой и угольной промышленности	85
9. Карелин Н. Т. Механизация очистки кузовов шахтных вагонов	100
10. Тимофеев М. Н. Проходка сборных штреков на шахте № 6	118
11. Вахер Э. Перспективы внедрения короткозамедленного взрывания на сланцевых разрезах	125
12. Серый М. Я. Перспективы разработки западной части Эстонского месторождения горючих сланцев	136
13. Газизов М. С. Эффективная система осушения сланцевых шахт Эстонии	147
14. Бородай Ф. В. Перспективы обогащения эстонских сланцев в тяжелых средах	158
15. Бакинов Г. П. Целесообразность использования отходов обогащения для закладки выработанного пространства в сланцевых шахтах	169
16. Каганович И. З., Кузнецов Д. Т., Мийль Х. Р. Результаты работы по определению оптимальной теплотворной способности технологического сланца с точки зрения его добычи и переработки	177
17. Яковлев Т. М. Структура топливного баланса северо-западных районов СССР и перспективы его развития	188
18. Сиим А. Сланцедобывающая промышленность Китайской Народной Республики	197
19. Решение конференции	204

Редакционная коллегия: А. М. АЛЛИК, В. А. ВИЙЛУП,  
Г. П. ПААЛЬМЕ, А. П. ПЕТРОВ, А. П. РЕШАВСКИЙ,  
Л. Г. ТАЛВЕ, А. М. ТИРО.

Главный редактор: В. А. ВИЙЛУП.

Научно-технический редактор: А. М. АЛЛИК.

Литературный редактор: И. П. ЕРЕМИН.

Подписано в печать 21 марта 1961 г.  
Бумага 92×60<sup>1</sup>/<sub>16</sub>. 13 печ. лист. МВ 01669  
Заказ 0963. Тираж 1000.

Типография «Каэвур».

XI

A-8926