

МАТЕРИАЛЫ
КОНФЕРЕНЦИИ
ПО ИТОГАМ РАЗВИТИЯ
СЛАНЦЕДОБЫВАЮЩЕЙ
ПРОМЫШЛЕННОСТИ
ЭСТОНСКОЙ ССР
ЗА 1960 ГОД
И ПЕРСПЕКТИВАМ
ДАЛЬНЕЙШЕГО
ТЕХНИЧЕСКОГО
ПРОГРЕССА



БЮРО ТЕХНИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ СНХ ЭССР
ТАЛЛИН 1963

XI
-10 450

ЭСТОНСКОЕ РЕСПУБЛИКАНСКОЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ
ГОРНОЕ ОБЩЕСТВО

МАТЕРИАЛЫ
КОНФЕРЕНЦИИ
ПО ИТОГАМ РАЗВИТИЯ
СЛАНЦЕДОБЫВАЮЩЕЙ
ПРОМЫШЛЕННОСТИ
ЭСТОНСКОЙ ССР
ЗА 1960 ГОД
И ПЕРСПЕКТИВАМ
ДАЛЬНЕЙШЕГО
ТЕХНИЧЕСКОГО
ПРОГРЕССА

БЮРО ТЕХНИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ СНХ ЭССР
ТАЛЛИН 1963

Редакционная коллегия: Аллик А. М., Кивит А. А., Лай-
ноя Л. Э., Мерила Х. Я., Паальме Г. П., Петров А. П., Рююзак Э. Ю.,
Серын В. А., Талве Л. Г., Тиро А. М.

Ответственный редактор: Кивит А. А.

Составитель и научно-технический редактор:
Аллик А. М.

Tartu Riikliku Ülikooli
Raamatukogu

170286

ПРЕДИСЛОВИЕ

20—23 июня 1961 г. состоялась очередная конференция Эстонского республиканского научно-технического горного общества по итогам развития сланцедобывающей промышленности за прошедший 1960 год и перспективам ее дальнейшего технического прогресса.

В работе конференции приняли участие представители Совнархоза ЭССР и его Управления сланцевой и химической промышленности, шахт, разреза «Вивиконд» и треста «Эстонсланец», сланцеперерабатывающих комбинатов им. В. И. Ленина и «Кивиыли», комбината «Сланцы» Ленинградской области, Госплана СССР, Государственной горнотехнической инспекции, Центральных электромеханических мастерских треста «Эстонсланец», конотопского завода «Красный металлист», Института сланцев Совнархоза ЭССР, ленинградского Горного института и Института горного дела им. А. А. Скочинского, Подмосковского и Кузнецкого научно-исследовательских угольных институтов, Гипроуглемаша, Гипроуглеавтоматизации, ВНИИ-галургии, ВНИМИ, Таллинского политехнического института, Харьковского политехнического института, Гипроникеля, Эстпромпроекта, Гипромашобогачения, Ленинградского областного правления НТО Горное, Кохтла-Ярвесского горкома КП Эстонии — всего 194 человека.

На конференции было заслушано 17 докладов.

Публикуемые материалы освещают состояние сланцедобывающей промышленности Эстонской ССР на время созыва конференции и проблемы, которые требуют разрешения в ближайшем будущем.

Сборник может быть полезен для работников сланцевых шахт и разрезов, для работников научно-исследовательских, конструкторских и проектных институтов, а также для всех лиц, имеющих по роду своей деятельности непосредственное отношение к сланцевой промышленности.

I.

МЕТОДЫ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ УЗКИМИ ЗАБОЯМИ

ПЕТРОВ А. П.,

главный инженер треста «Эстонсланец»

Контрольными цифрами развития народного хозяйства СССР на 1959—1965 гг., утвержденными XXI съездом КПСС, наряду со значительным улучшением топливного баланса страны за счет опережающего развития нефтяной и газовой промышленности предусмотрено дальнейшее развитие угольной промышленности.

Добыча угля в СССР за 7 лет должна возрасти на 21—23% в основном за счет углей для коксования, по которым увеличение добычи будет составлять 59—65%.

По Эстонской ССР добыча сланца за 1959—1965 гг. должна увеличиться в два раза.

Важнейшей задачей угольной промышленности, указывается в постановлении XXI съезда КПСС, является улучшение труда шахтеров, значительное повышение технико-экономических показателей работы и, в первую очередь, рост производительности труда и снижение себестоимости угля.

В дни, когда весь советский народ достойно встречал предстоящий XXII съезд КПСС, на шахтах нашего сланцевого бассейна происходило изменение технологии добычи сланца с целью наибольшей ее механизации. По сути дела, мы являлись участниками и свидетелями технической революции в сланцевой промышленности республики.

Работа, проведенная трестом «Эстонсланец» за последние годы, позволила значительно улучшить технико-экономические показатели шахт (см. табл. 1).

Так, например, среднемесячная производительность рабочего с 67 т в 1955 г. возросла до 86,1 т в 1960 г. и до 98,5 т за 1961 г. Себестоимость 1 т сланца с 36 руб. 32 коп. в 1955 г. снизилась до 33 руб. 53 коп. в 1960 г. и до 3 руб. 11 коп. (в существующих ценах) за 1961 год.

Однако дальнейшее улучшение технико-экономических показателей работы сланцевых шахт при сохранении действующ-

щей системы разработки способа выемки представляет известные трудности.

В связи с этим трестом «Эстонсланец» совместно с рядом институтов проводятся мероприятия по более широкому внедрению камерной системы разработки с применением штанговой крепи и совершенствованию средств механизации и обогащения сланца.

Таблица 1

Показатели	1950	1955	1960	1961
Добыча сланца, тыс. т:				
годовая	2665,8	5708,9	8000	8995,0
среднесуточная	8429,0	17048	25890	29300
Среднемесячное подвигание действующей очистной линии забоев, м	28,7	47,4	48,2	44,5
Среднемесячные темпы проведения подготовительных выработок, м	33,1	46,2	84,3	134,5
Объем механизации проходки подготовительных выработок, %	—	2,1	31,9	80,5
Объем механизации навалки сланца в очистных забоях, %	—	—	8,1	11,8
Себестоимость 1 т сланца, руб.	50,80	36,32	33,53	3,11

Камерная система разработки по сравнению с системой длинных столбов позволяет значительно снизить трудоемкость работ по креплению и управлению кровлей и осуществлять выемку пласта на всю мощность — 3,25 м (при столбовой системе пласт разрабатывается на мощность 2,34 м, включая прослойки; верхняя пачка мощностью 0,91 м не вынимается).

Были опробованы два варианта камерной системы разработки.

При первом варианте обработка камеры производится прямым ходом сразу на всю ее ширину; при втором камера отрабатывается прямым ходом лишь на половину ширины; оставшаяся часть камеры отрабатывается обратным ходом (продольными или поперечными заходками).

Ширина камер для первого варианта была принята равной 8 м, для второго — 10 м; ширина междуканальных целиков в обоих случаях составляет 3 м.

Камерная система разработки с применением штанговой крепи в настоящее время внедряется на четырех шахтах треста «Эстонсланец». Отбойка сланца в камерах производится при помощи буровзрывных работ, шпуров бурятся электросверлами типа ЭБР-19. Погрузка горной массы осуществляется

погрузочными машинами типа УП-3, доставка в камерах — скребковыми конвейерами КСК-30 и КСП-1М. Для транспортировки горной массы по сборным штрекам до погрузочного пункта используются ленточные конвейеры типов РТУ-30 и КРШ-220.

Крепление кровли камер ведется металлическими штангами длиной 1,2 м. Плотность установки крепи — 1 штанга на 2,25 м².

Бурение шпуров под штанговую крепь и их установка выполняются вручную.

Внедрение камерной системы разработки позволило значительно улучшить технико-экономические показатели работы шахт.

Так, если при разработке длинными столбами трудоемкость работ составляла 228,9 чел./смены на 1000 т сланца при механизации процесса на 18%, то при камерной системе разработки уровень механизации процессов возрос до 79,4% при одновременном снижении трудоемкости до 31 чел./смены на 1000 т сланца.

Производительность труда рабочего по участку на выход при камерной системе разработки составляет 13,2 т, а максимальная — 21 т, в то время как на передовых участках при существующей системе разработки производительность труда не превышает, как правило, 7—8 т.

Себестоимость 1 т сланца при камерной системе разработки на 3—7 руб. ниже, чем на лучших участках при системе разработки длинными столбами.

Промышленные испытания, начатые в мае 1957 г. и продолжающиеся по настоящее время, показали высокую эффективность камерной системы разработки со штанговой крепью и полной механизацией всех производственных процессов.

На основании промышленных испытаний был выбран наиболее рациональный вариант камерной системы разработки и определены ее оптимальные параметры, выявлены наиболее эффективные паспорта буровзрывных работ и крепления камер; на опытной фабрике решен вопрос обогащения сланца.

По результатам испытаний горношахтного оборудования разработаны технические условия для проектирования машин применительно к условиям новой системы разработки.

Трестом «Эстонсланец» намечается более широкое внедрение камерной системы разработки. Добыча сланца по этой системе с 420 тыс. т в 1960 г. возрастет до 3,5 млн. т. в 1965 г.

Для успешного внедрения камерной системы разработки в намеченных объемах необходимо создать новые, совершенные машины, механизующие основные процессы выемки, крепления и транспортировки сланца.

К настоящему времени Гипроуглемашем для условий Эстонского месторождения горючих сланцев сконструированы погрузочная машина ПНБ-3 на гусеничном ходу и самоходная вагонетка СКВ-10 с емкостью кузова 7,5 м³.

Институтом ЦНИИ Подземшахтстрой разработан рабочий проект самоходной бурильной установки для бурения шпуров и установки штанговой крепи, с помощью которой в выработке высотой 3,1—4,5 м с одного положения можно будет производить обуривание забоя на 6 м по ширине. Машину изготовляет Таллинский машиностроительный завод.

Опытный образец погрузочной машины ПНБ-3, выполненной Копейским машиностроительным заводом им. Кирова, прибыл на шахту № 10 для промышленных испытаний.

Опытные образцы самоходной вагонетки СКВ-10 и бурильная установка находятся в производстве на Таллинском машиностроительном заводе.

Следует отметить, что улучшение показателей работы шахт предусмотрено как за счет внедрения камерной системы разработки и механического обогащения сланца, так и за счет полной механизации проведения подготовительных выработок, перевода имеющихся лав на крепление металлом, дальнейшей механизации и автоматизации производственных процессов на всех участках работы.

Проведение намеченных мероприятий даст возможность не только выполнить, но и перевыполнить по всем показателям установленные задания семилетнего плана.

II.

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ КОРОТКИХ ЗАБОЕВ НА БАЗЕ ОТЕЧЕСТВЕННОЙ И ИМПОРТНОЙ ТЕХНИКИ

Канд. техн. наук СЕМЕНОВ А. П.,
инженер ЧЕШКО Ю. Е.,

Институт горного дела им. А. А. Скочинского

По своим горно-геологическим условиям (горизонтальное залегание, устойчивые боковые породы, небольшая глубина разработки) Эстонское месторождение горючих сланцев является наиболее подходящим для применения коротких забоев и, в частности, камерной системы разработки. Уже сейчас совершенно ясно, что при подземной разработке сланца будущее принадлежит камерной системе с полной механизацией производственных процессов в очистном забое, валовой выдачей горной массы и последующим механическим обогащением ее на поверхности.

С 1959 г. на шахтах Эстонии началось широкое промышленное внедрение камерной системы разработки. В настоящее время она применяется на четырех шахтах треста «Эстонсланец».

Месячная добыча сланца из камер составляет сейчас около 66 тыс. т, в том числе по шахтам (в т):

«Кява-2»	13 100
№ 2	17 500
№ 4	10 700
№ 10	24 500

Развитие добычи из механизированных камер по годам представлено в табл. I.

Добыча сланца по камерным участкам (по годам)

Шахта	Един. изм.	1957	1958	1959	1960	План 1961 г.
№ 2	тыс. т	29,3	26,9	59,0	156,8	
№ 10	„	—	—	44,1	167,8	
«Кява-2»	„	—	—	—	82,0	
№ 4	„	—	—	—	51,6	
Итого по тресту:	тыс. т	29,3	26,9	103,1	458,2	800,0

За 5 месяцев 1961 г. добыча из камер по шахтам составила:

Шахта	тыс. т	% от общей добычи
Шахта № 2	86	22,0
Шахта № 10	118,4	31,9
Шахта «Кява-2»	57,0	9,9
Шахта № 4	42,4	10,2
Итого по тресту:	303,8	8,5

Одновременно с увеличением объема добычи по камерным участкам улучшаются и другие основные технико-экономические показатели: повышается производительность труда, снижается себестоимость.

Таблица 2

Производительность труда рабочего по участку (на выход в т)

Шахта	1957	1958	1959	1960
№ 2	7,2	9,5	10,4	13,2
№ 10	—	—	10,3	13,9
«Кява-2»	—	—	—	12,5
№ 4	—	—	—	14,0
Лучшие	7,2	9,5	10,4	14,0

Себестоимость 1 т сланца по камерному участку (в руб.)

Шахта	1957	1958	1959	1960
№ 2	10,20	9,20	9,71	9,94
№ 10	—	—	14,61	11,53
«Кява-2»	—	—	—	—
№ 4	—	—	—	10,75
Лучшие	10,20	9,20	9,71	9,94

Ниже приводится табл. 4, из которой очевидно, что показатели по производительности труда и себестоимости на 1 т сланца (даны за 5 месяцев) лучше на шахте, где введена камерная система разработки.

Таблица 4

Показатели по шахтам, применяющим камерную систему разработки

Шахта	Производит. труда, т/месяц	Средн. произв. труда, т/месяц	Себестои- мость 1 т сланца, руб.	Средн. себестоим. 1 т сланца, руб.
«Кява-2»	97,0		2,89	
№ 2	95,5	96,5	3,24	3,07
№ 4	98,4		3,11	
№ 10	95,3		3,03	

Показатели по шахтам, не применяющим камерную систему разработки

«Кукрузе»	88,5		3,16	
№ 6	89,5		3,20	
№ 8	90,8	88,8	3,21	3,20
«Кохтла»	86,9		3,22	
Трест с разрезом «Вивиконд»	94,9		3,22	

Анализ технико-экономических показателей свидетельствует о том, что, несмотря на единую технологию добычи сланца и одинаковые горно-геологические условия, производительность труда и особенно себестоимость 1 т сланца на камерных участках отдельных шахт различны.

Такое положение объясняется рядом местных организационных условий. Так, на шахтах № 2 и 4 норма выработки и оплата труда устанавливались из расчета тонны добычи, а на шахте «Кява-2» — количества кубометров вынутой горной массы. На шахтах № 10 и «Кява-2» в себестоимость 1 т сланца включались амортизационные расходы основного оборудования, на шахте № 2 такие расходы в себестоимость не включались.

При монтаже новых камерных участков нередко все расходы относились на уже работающий участок.

На шахтах № 2 и 10, где на участке, кроме камер, имелись и лавы, оплата труда взрывников и электрослесарей исчислялась непропорционально фактически выполненному объему работ.

Все это весьма усложняет анализ работы камерных участков.

Значительно искажает технико-экономические показатели по шахтам № 2 и 10 также различная производительность 1 м² пласта.

Производительность 1 м² пласта зависит от его геологического строения, и технология ведения очистных работ в пределах одного камерного блока должна оставаться постоянной. Если учесть, что строение промпласта на шахтах Эстонского месторождения довольно выдержанно и технология ведения очистных работ одинакова, то производительность 1 м² пласта по разным шахтам не должна резко отличаться друг от друга.

Однако данные говорят о другом.

В ноябре 1960 г. производительность 1 м² пласта определялась по шахтам (в т):

№ 2	4,53
№ 10	4,3
«Кява-2»	4,01
№ 4	3,64

По шахте № 2 за последний квартал 1960 г. (в т):

Октябрь	4,56
Ноябрь	4,53
Декабрь	4,77

По шахте № 10 за 5 месяцев 1961 г. (в т):

Январь	4,2
Февраль	4,2
Март	4,0
Апрель	3,95
Май	3,83

ШАХТА №2

(КАМЕРЫ №№ 18, 19, 20, 21, 22, 23, 24, 26, 28, 30, 32, 34, 36)

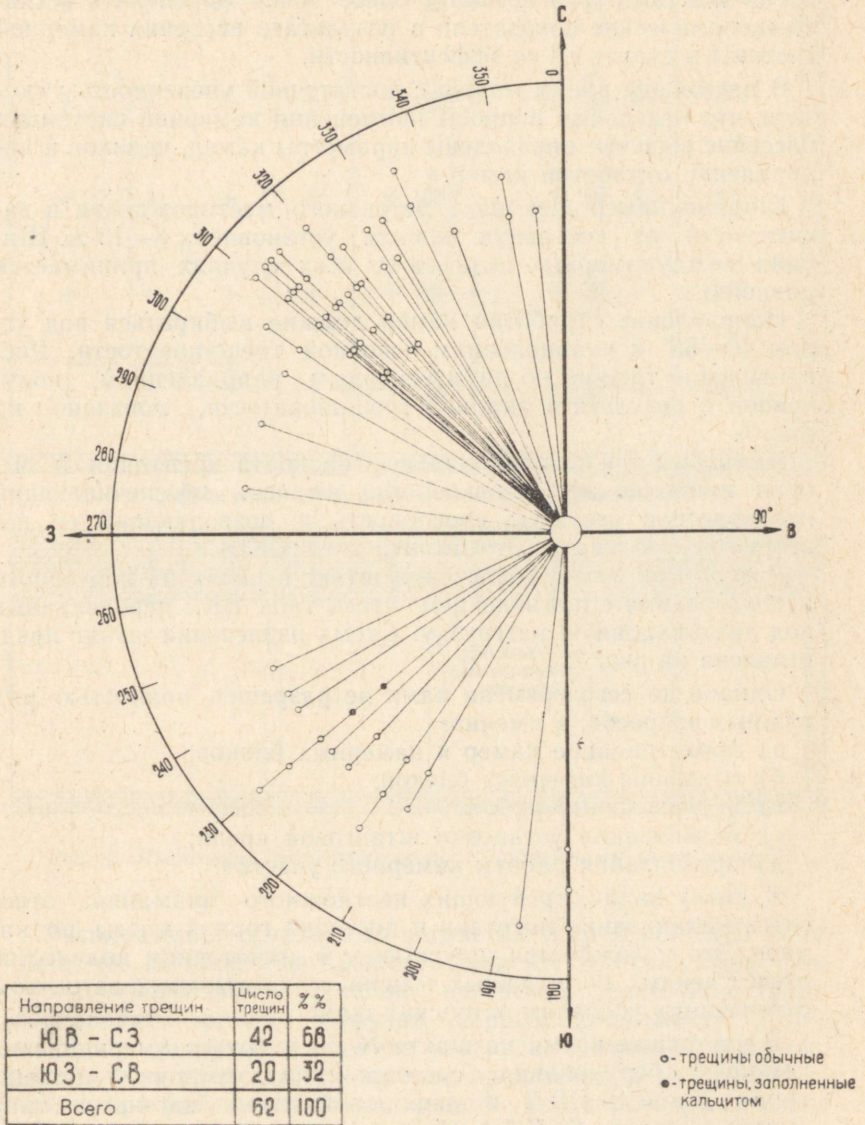


Рис. 1. Распределение вертикальных трещин в камерах на шахте № 2

Ясно, что такое положение ненормально. Для устранения его необходимо разработать единую методику определения производительности 1 м^2 пласта, которая должна применяться всеми шахтами. Это позволит более точно определять технико-экономические показатели в результате введения камерной системы и судить об ее эффективности.

В настоящее время можно с достаточной уверенностью сказать, что отдельные вопросы применения камерной системы в бассейне решены: определены параметры камер, целиков и направление отработки камер.

Ширина камер для шахт Эстонского месторождения в зависимости от состояния кровли установлена 8—10 м. Ширина междукамерных целиков во всех случаях принимается равной 3 м.

Направление отработки камер должно выбираться под углом 40—60° к направлениям основной трещиноватости. Распределение трещин по двум основным направлениям, полученное в результате анализа трещиноватости, показано на рис. 1.

Выявлены также рациональные паспорта крепления и выбран наиболее эффективный тип штанги, обеспечивающий необходимую несущую способность и позволяющий ее повторно использовать. Это штанга типа СКШ.

Разработан метод извлечения штанг в целях их повторного использования с применением стоек типа ВК, переделанных под дистанционную разгрузку. Схема извлечения штанг представлена на рис. 2.

Однако до сего времени нами не разрешен полностью ряд важных вопросов, а именно:

- а) проветривание камер и камерных блоков;
- б) осушение камерных блоков;
- в) буровзрывные работы;
- г) механизация установки штанговой крепи;
- д) организация работы камерного участка.

К числу задач, требующих неотложного внимания, относится механизация погрузки и доставки горной массы по камере. Это усложняется отсутствием в достаточном количестве отечественных погрузочных машин и самоходных вагонеток, отвечающих условиям эстонских шахт.

В настоящее время на шахте № 10 работает американский комплекс оборудования, состоящий из погрузочной машины типа Джой 18 HR-2 и двух самоходных вагонеток типа Джой — модель 60-Е-5-1. Получены также отечественная погрузочная машина ПНБ-3 и самоходная вагонетка СКВ-10, которые в ближайшем будущем должны быть испытаны.

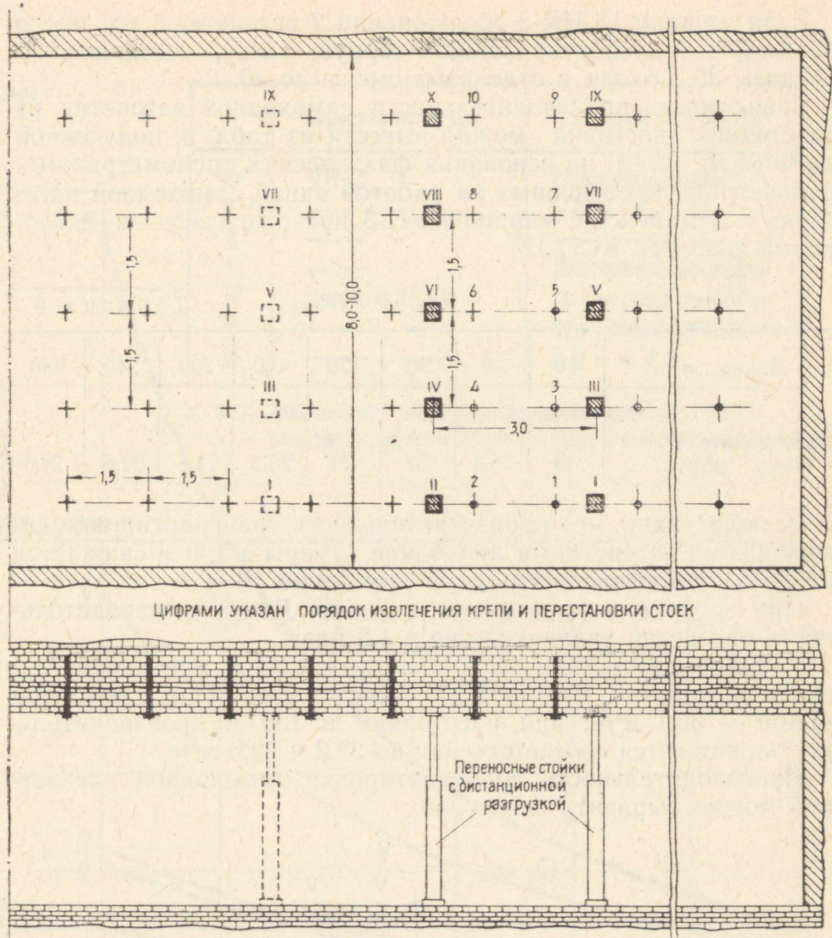


Рис. 2. Извлечение штанговой крепи с применением стоек типа ВК

Эксплуатация самоходных вагонеток типа Джой 60-Е показала, что их производительность зависит от нескольких факторов: количества работающих вагонеток, расстояния транспортировки, времени загрузки (производительности загружающего средства) и времени разгрузки вагонетки (производительности средства, на которое производится разгрузка).

Так, при работе одной самоходной вагонетки с машиной УП-3 за смену обычно транспортировалось в среднем 15 вагонеток горной массы, а с машиной 18 НР-2 на таком же расстоянии 25—27 вагонеток.

Если машину 18 НР-2 обслуживали 2 вагонетки, то число вагонеток, транспортировавших горную массу, составляло в среднем 35, доходя в отдельные смены до 40.

Зависимость производительности самоходной вагонетки от расстояния доставки можно вывести из табл. 5, полученной расчетным путем. на основании фактических хронометражных наблюдений, проведенных за работой одной самоходной вагонетки в комплексе с машиной УП-3 при разгрузке на скребковый конвейер КСП-1М.

Таблица 5

Длина, м	10	40	80	120	160	200	240	280
Производительность, м ³ /ч	40	36,3	32	29	26,5	24,5	22,6	21,0

Отсюда видно, что производительность транспортировки самоходными вагонетками при длине камеры в 100 м снижается на 25% от производительности при длине 10 м.

При погрузке горной массы машиной Джой производительность вагонетки увеличивается в 1,5 раза.

Так, при расстоянии доставки, равном 30 м, производительность вагонетки с машиной УП-3 составляет 37,5 и с машиной Джой — 56,1 м³/ч; при расстоянии в 150 м производительность снижается соответственно до 27,2 и 39,6 м³/ч.

Производительность транспортировки самоходной вагонеткой можно выразить формулой:

$$Q_v = \frac{V}{\frac{2s}{v} + \frac{V}{Q_m} + \frac{V}{Q_k}},$$

где: Q_v — производительность транспортировки самоходной вагонеткой, м³/ч;

V — объем вагонетки, м³;

s — расстояние транспортировки, м;

v — средняя скорость движения вагонетки, м/ч;

Q_m — производительность погрузочной машины, м³/ч;

Q_k — производительность принимающего конвейера при разгрузке (или производительность конвейера вагонетки в случае разгрузки в бункер), м³/ч.

Если рассмотреть, как изменяется производительность транспортировки самоходными вагонетками в зависимости от длины камеры и различного оборудования, работающего с

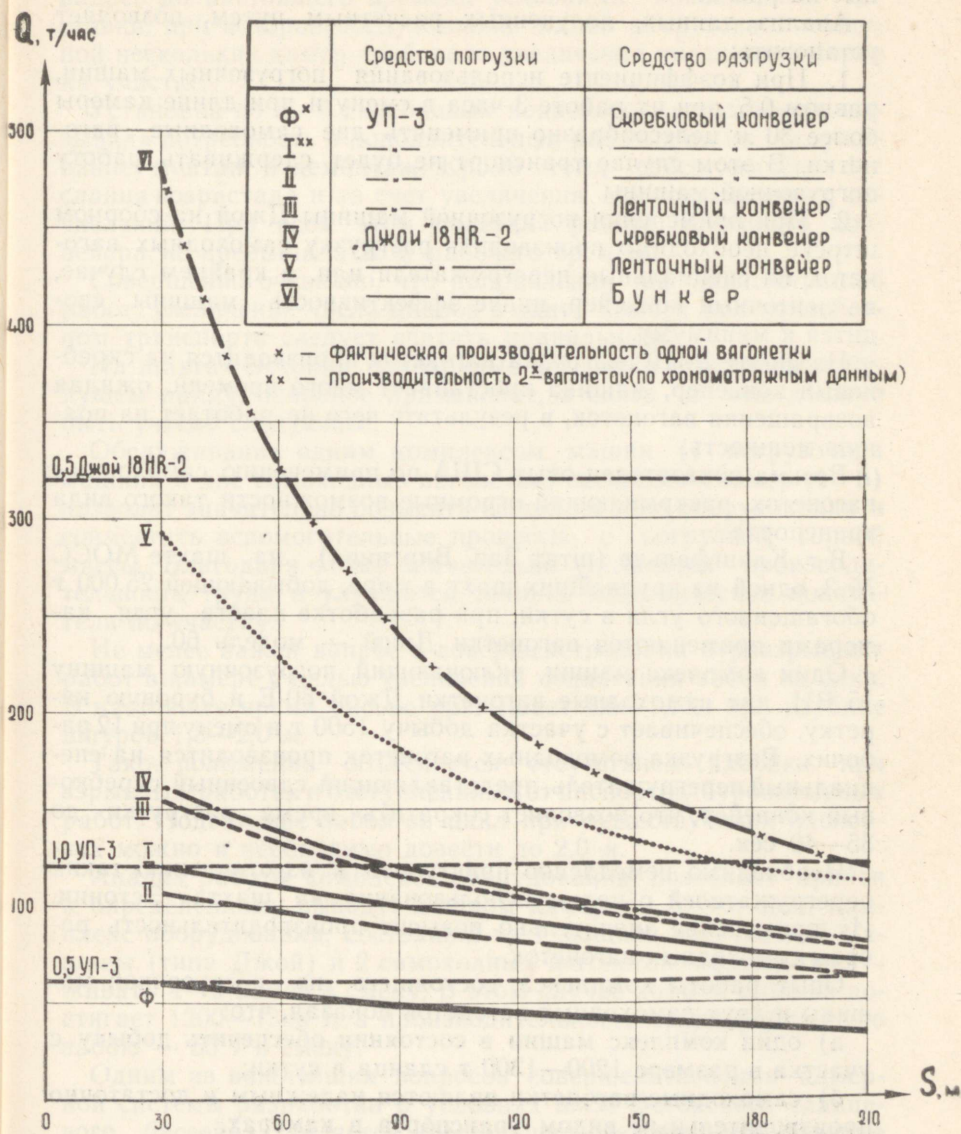


Рис. 3. Производительность транспортировки сланца самоходными вагонетками в зависимости от длины камеры и ее оборудования

самоходными вагонетками, то получим кривые, представленные на рис. 3.

Анализ данных, полученных расчетным путем, позволяет установить:

1. При коэффициенте использования погрузочных машин, равном 0,5, при их работе 3 часа в смену и при длине камеры более 30 м целесообразно применять две самоходные вагонетки. В этом случае транспорт не будет сдерживать работу погрузочной машины.

2. При применении погрузочной машины Джой на сборном штреке необходимо производить разгрузку самоходных вагонеток на специальные перегружатели или, в крайнем случае, на ленточный конвейер, иначе эффективность машины сводится к минимуму.

На шахте № 10 разгрузка вагонеток производится на скребковый конвейер, машина простаивает много времени, ожидая возвращения вагонеток, в результате чего не работает на полную мощность.

Весьма показателен опыт США по применению самоходных вагонеток, раскрывающий огромные возможности такого вида транспорта.

В г. Клингфельде (штат Зап. Виргиния), на шахте МОСС № 3, одной из крупнейших шахт в мире, добывающей 25.000 т обогащенного угля в сутки, при разработке пласта угля камерами применяются вагонетки Джой — модель 60.

Один комплекс машин, включающий погрузочную машину 15 ВИ, две самоходные вагонетки Джой 60-Е и буровую каретку, обеспечивает с участка добычу 1500 т в смену при 12 рабочих. Разгрузка самоходных вагонеток производится на специальный перегружатель, представляющий сдвоенный скребковый конвейер, что позволяет сократить время разгрузки до 35—40 сек.

Необходимо немедленно приступить к изготовлению таких перегружателей с целью использования на шахтах Эстонии. Их применение значительно повысит производительность работы самоходных вагонеток.

Опыт работы комплекса, состоящего из погрузочной машины и двух самоходных вагонеток показал, что:

а) один комплекс машин в состоянии обеспечить добычу с участка в размере 1200—1300 т сланца в сутки;

б) самоходные вагонетки являются надежным и достаточно производительным видом транспорта в камерах.

В связи с применением самоходных вагонеток, весьма маневренного вида транспорта, следует сделать некоторые замечания по организации работы на камерном участке. В первую очередь это касается концентрации работ в одной камере.

Необходимость концентрации работ в одной камере диктовалась до настоящего времени условиями конвейерной доставки, при которой обслуживание одной погрузочной машины нескольких камер требовало увеличения числа конвейеров на участке.

Установка до 4—6 скребковых конвейеров, естественно, вызвала потребность в дополнительных рабочих на их обслуживание, монтаж и демонтаж. Кроме того, себестоимость 1 т сланца возрастала и за счет увеличения амортизационных отчислений. При всем этом полезная работа камерного конвейера не превышала 25% рабочего времени.

Совершенно очевидно, что направление на концентрацию работ, увеличение числа циклов в одной камере при конвейерном транспорте следует считать правильным.

На шахтах Эстонии самоходные вагонетки в недалеком будущем найдут широкое применение, в связи с чем должно быть учтено следующее.

Обслуживание одним комплексом машин (1 погрузочная машина и две самоходные вагонетки) нескольких камер (4—5) позволит значительно повысить использование оборудования и совместить вспомогательные процессы с погрузкой горной массы. Благодаря этому значительно увеличится производительность труда и улучшатся технико-экономические показатели по участку.

Не менее важен вопрос о совершенствовании буровзрывных работ в камере с целью увеличения подвигания забоя за цикл. В настоящее время оно не превышает 1,6—1,7 м при глубине шпуров 1,8—2,0 м.

Такое положение объясняется отсутствием забойки при взрывных работах и отступлениями от паспортов буровзрывных работ. Подвигание забоя за цикл при существующих паспортах можно и необходимо довести до 2,0 м.

Анализ работы комплекса оборудования позволяет прийти к определенному выводу: в одном камерном блоке один комплекс оборудования, состоящий из 1 мощной погрузочной машины (типа Джой) и 2 самоходных вагонеток, должен обслуживать 4—5 камер в смену. В этом случае добыча с блока достигает 1200—1300 т, а производительность труда рабочего по забою — 55 т в смену.

Одним из важнейших вопросов совершенствования камерной системы разработки в условиях шахт Эстонского сланцевого бассейна является быстрейшая механизация бурения шпуров в забоях и крепления. Для механизации крепления штанга СКШ, применяемая в настоящее время, непригодна.

Институтом горного дела АН СССР успешно завершена разработка способа извлечения штанг с применением стоек

типа ВК с дистанционной разгрузкой. Ныне ИГД ведет работы в направлении изыскания наиболее эффективного типа штанг. Одним из типов штанг, прошедших лабораторные испытания и показавших отличные результаты, явился так называемый анкер-винт, предложенный и разработанный конструктором ИГД Гениным М. С.

Однако применение подобных штанг требует абсолютной прямолинейности скважины и точности ее диаметра, что может быть обеспечено совершенно новым методом образования скважин — методом прострела, который нашел большое распространение в строительной практике. Однако над ним предстоит еще много поработать.

Первоочередной задачей сегодняшнего дня является перевод шахты № 10 целиком на камерную выемку. Такой перевод позволит наиболее точно выявить эффективность камерной системы в разрезе отдельного предприятия. Шахта № 10 выбрана потому, что на ней работает обогатительная фабрика, обогащающая горную массу до требуемых ГОСТом кондиций.

Произведенный расчет перевода шахты № 10 на камерную выемку показывает, что при сохранении существующей технологии на всех вспомогательных участках шахты только в результате изменения технологии очистных работ можно получить технико-экономические показатели, представленные в табл. 6.

Таблица 6

Наименование показателей	При лавной выемке	При камерной выемке
Добыча по шахте в сутки, т	4100	4750
Число рабочих дней в месяц	26	26
Добыча с очистного участка, т	700	1440
Кол-во очистных участков	5	3
Численность рабочих по шахте, чел.	1268	585
в том числе:		
на очистных работах	694	141
на обогащении	190	62
Производительность труда рабочего по эксплуатации на выход, т	3,25	9,1*
Себестоимость 1 т сланца, руб.	3,39	1,88
Потери сланца, %	38	30

* Производительность на шахте указана без учета рабочей силы на обогатительной фабрике.

Проведение очистных работ в камерах предполагается с использованием нового мощного самоходного оборудования: машин ПНБ-3, вагонеток СКВ-10 и буровых кареток БУА-2.

При этих условиях производительность труда рабочего по забою возрастет до 65 т, а по участку — до 35 т на выход.

Таким образом, уже в ближайшем будущем имеется реальная возможность догнать США по производительности труда при подземной разработке сланца.

Перспективным планом развития Эстонского сланцевого месторождения в 1965 г. предусмотрена добыча камерной системой разработки в размере 3,5 млн. т, а в 1975 этой системой будет произведена вся подземная добыча сланца в размере 11 млн. т.

Наличие благоприятных горно-геологических условий, большой опыт, накопленный коллективами шахт треста «Эстон-сланец» при внедрении камерной системы разработки, освоение новых современных типов машин и механизмов обеспечат условия, при которых возможно повышение производительности труда рабочих по шахте в бассейне до 8—10 т сланца на выход при одновременном значительном снижении его себестоимости.

III.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ШТАНГОВОЙ КРЕПИ В ДОБЫЧНЫХ КАМЕРАХ С ЦЕЛЬЮ ЕЕ ПОВТОРНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ

ТАЛВЕ Л. Г.,
Институт сланцев СХХ ЭССР

1. Применение штанговой крепи

Штанговая крепь является единственным перспективным видом горной крепи на сланцевых шахтах Эстонского месторождения.

Количество устанавливаемых штанг на подготовительных и очистных работах ежегодно возрастает. В связи с расширением применения камерной разработки увеличивается требуемое количество штанг и, соответственно, расход металла для их изготовления.

В 1961 г. на шахтах ЭССР предусматривается крепить штангами 18 000 *пог. м*, или 25,4% от общей протяженности проходимых подготовительных выработок. При помощи камерной выемки в текущем году должно быть добыто 800 000 *т* сланца. Таким образом, 8,9% от подземной добычи будет выдано с применением штанговой крепи.

В 1961 г. потребное количество штанг для сланцевых шахт Эстонии примерно составляет на подготовительных работах 40 000 шт. (26,6%) и на очистных работах 110 000 шт. (73,4%), всего 150 000 шт. (100%).

Следовательно, в 1961 г. для изготовления нужного количества штанг при средней длине каждой 1000—1200 *мм* потребуются (ориентировочно) 600 *т* металла.

В ближайшие годы расход металла на изготовление штанг резко увеличится, особенно за счет очистных работ, так как к 1965 г. предусмотрена добыча 3,0—3,5 *млн. т* сланца способом камерной выемки.

Время эксплуатации добычной камеры (примерно один месяц) значительно меньше срока службы штанг, вследствие чего возникает возможность повторного использования штанговой крепи в очистных камерах.

Исходя из этих соображений, Институтом сланцев в результате длительной работы была создана более совершенная штанга с разрезной распорной муфтой типа СКШ взамен ранее применявшихся неизвлекаемых клинощелевых штанг. Одним из основных условий, предъявленных к новой штанге, была возможность повторного применения.

В 1960 г. штанги типа СКШ были внедрены на всех сланцевых шахтах ЭССР.

Благодаря уменьшению металлоемкости новых штанг по сравнению с клинощелевыми удалось сократить расход металла на изготовление штанг на 1000 т сланца порядка 200—250 кг (от 600—650 кг до 400 кг).

С учетом потребного количества штанг на подготовительных и очистных работах по бассейну в 1961 г. уменьшение металлоемкости штанг обеспечивает экономию металла примерно 200 т.

Большое значение имеет и другой важный показатель — несущая способность штанг тоже увеличилась от 1—3 т (у клинощелевых) до 8 т (рис. 1).

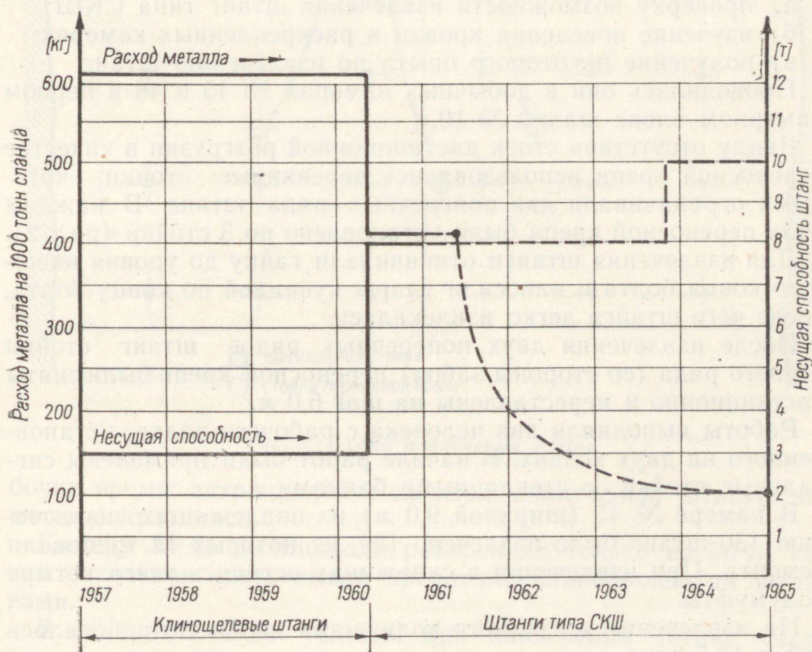


Рис. 1. Эффективность применения штанговой крепи типа СКШ

Очередным этапом на пути уменьшения расхода металла была возможность повторного использования штанг. Использование повторно 50% от необходимого количества штанг при разработке камерами дало бы уже в 1961 г. дополнительно около 200 т сэкономленного металла.

Таким образом, решение ряда вопросов, связанных с извлечением штанг и их повторным использованием, являлось основным мероприятием, обеспечивающим резкое снижение потребного количества металла при способе камерной выемки.

2. Экспериментальное извлечение штанг

После решения основных вопросов по созданию конструкции штанг, предназначенных для повторного использования, Институтом сланцев в 1960 г. были проведены первые экспериментальные работы по извлечению штанг в Эстонском сланцевом бассейне.

Проведение опытных работ было затруднено отсутствием необходимого оборудования.

Экспериментальные работы, выполненные в 1960 г., ставили целью:

- а) проверку возможности извлечения штанг типа СКШ;
- б) изучение поведения кровли в раскрепленных камерах;
- в) получение некоторого опыта по извлечению штанг.

Проводились они в добычных камерах № 45 и 48 в первом камерном блоке шахты № 10.

Ввиду отсутствия стоек дистанционной разгрузки в качестве переносной крепи использовались деревянные стойки, которыми ограничивали два поперечных ряда штанг. В каждом ряду переносной крепи было установлено по 3 стойки (рис. 2).

Для извлечения штанги отвинчивали гайку до уровня внешнего конца болта и наносили удары кувалдой по концу болта, после чего штанга легко извлекалась.

После извлечения двух поперечных рядов штанг стойки первого ряда (со стороны забоя) переносной крепи были сняты дистанционно и переставлены на шаг 6,0 м.

Работы выполняли два человека с рабочего полка, установленного на двух козлах. В начале работ были применены сигнальные стойки со стеклянными банками.

В камере № 45 (шириной 9,0 м) из подлежащих извлечению 130 штанг было извлечено 120, из которых 12 требовали ремонта. При извлечении в скважинах остались всего четыре полумуфты.

На извлечение указанного количества штанг потребовалось около 13,5 часа.

Необходимо отметить, что по мере накопления опыта у ра-

Извлечению подвергались штанги по всей камере. Не извлеченными остались штанги у устья камеры, а также в первых рядах, где состояние кровли не позволяло осуществить работу полностью. Всего было извлечено 257 штанг, из них 37 требовали ремонта. Оказалось невозможным извлечь 76 штанг, выступающие концы которых в основном были деформированы взрывными работами.

Институт сланцев заказал в Гипроуглемаше специальные стойки дистанционной разгрузки, необходимые для усовершенствования работ по извлечению штанг. Однако позже от выполнения заказа Гипроуглемаш отказался.

Для продолжения работ по извлечению штанг было принято временное решение о применении металлических стоек с дистанционной разгрузкой типа М53-Д весом 59 кг, имеющих максимальную длину 2,6 м. Стойки были наращены на 0,7 м, в результате чего их вес увеличился до 70 кг.

При испытании после наращивания стойки подвергались действию нагрузки, равной 25—27 т. После разгрузки стойки практически не имели никакой остаточной деформации.

Стойки испытывались при длине 3,0 м, поэтому их несущая способность при рабочей длине 3,3 м была принята порядка 20 т.

В 1961 г. мы продолжили опытные работы по извлечению штанг уже во втором камерном блоке шахты № 10.

Учитывая значительную несущую способность применяемых стоек и монолитность кровли, в каждом ряду использовалось лишь по две стойки переносной крепи.

В камере № 32 шириной 10 м был извлечен 51 поперечный ряд, по 6 штанг в каждом, общим количеством 300 шт. (некоторые штанги оказались извлеченными ранее).

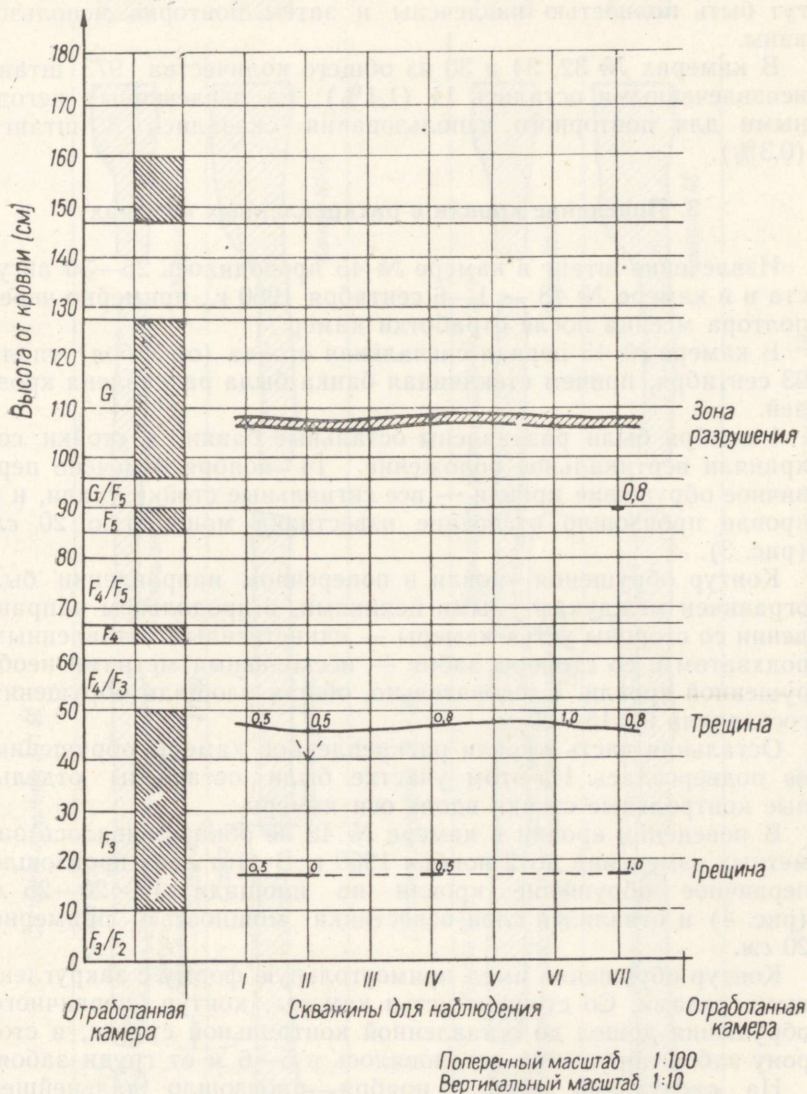
Со стороны устья камеры было оставлено 10 поперечных рядов штанг. Штанги извлекались полностью, причем не терялось ни одной детали. Из-за трещины одну штангу решили не извлекать.

Штанги имели сравнительно короткие выступающие концы (в пределах 5—10 см), и деформация в результате взрывных работ фактически отсутствовала.

Осмотр штанг установил их пригодность к повторному применению. В период опытных работ затрата времени на перестановку переносной крепи практически равнялась времени, затраченному на извлечение штанг и перенесение рабочего полка.

В камере № 34 было дополнительно извлечено 335 штанг и в камере № 36 еще 328 штанг.

Таким образом, в ходе опытных работ за 1960—1961 гг. путем раскрепления пяти очистных камер с извлечением 1339



Примечание: Цифрами обозначена ширина трещин [в мм]

Рис. 3. Характер расслоения кровли в камере № 53 (после обхода соседнего забоя)

штанг мы наглядно убедились, что штанги типа СКШ могут быть полностью извлечены и затем повторно использованы.

В камерах № 32, 34 и 36 из общего количества 973 штанг неизвлеченными остались 11 (1,1%); из извлеченных негодными для повторного использования оказались 3 штанги (0,3%).

3. Поведение кровли в раскрепленных камерах

Извлечение штанг в камере № 45 проводилось 25—30 августа и в камере № 48 — 1—6 сентября 1960 г., примерно через полтора месяца после отработки камер.

В камере № 45 первая сигнальная стойка (от забоя) упала 23 сентября, причем стеклянная банка была раздавлена кровлей.

1 ноября были раздавлены остальные банки, а стойки сохраняли вертикальное положение. 14 ноября отмечено первичное обрушение кровли — все сигнальные стойки упали, и в кровле произошло отслоение известняка мощностью 20 см (рис. 3).

Контур обрушения кровли в поперечном направлении был ограничен междуканерными целиками, в продольном направлении со стороны устья камеры — единственным оставленным подхватом и со стороны забоя — несколькими метрами необрушенной кровли. Следовательно, общая площадь обрушения составляла $9 \times 15 = 20$ м.

Остальная часть кровли раскрепленной камеры обрушению не подвергалась. На этом участке были оставлены отдельные контрольные стойки вдоль оси камеры.

В поведении кровли в камере № 48 не обнаруживалось заметных изменений до 2 ноября 1960 г. В этот день произошло первичное обрушение кровли на площади $10 \times 20 = 25$ м (рис. 4) и отвалился слой известняка мощностью примерно 20 см.

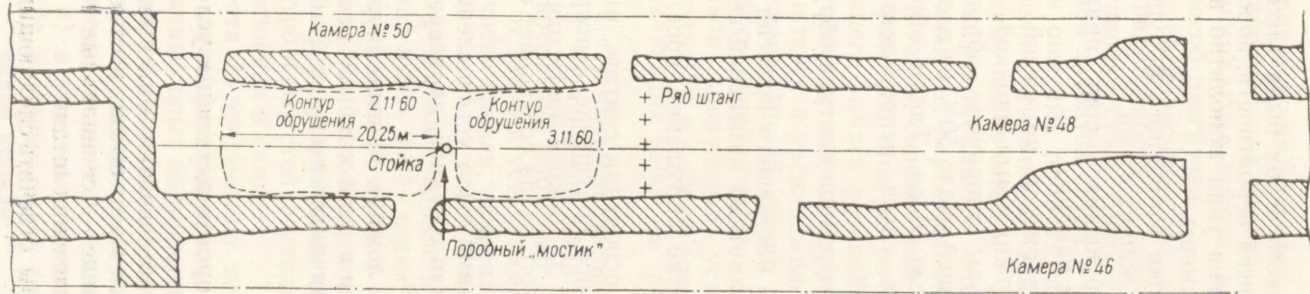
Контур обрушения имел прямоугольную форму с закругленными углами. Со стороны устья камеры контур первичного обрушения дошел до оставленной контрольной стойки, в сторону забоя обрушение остановилось в 5—6 м от груди забоя.

На следующий день, 3 ноября, произошло дальнейшее первичное обрушение, которое являлось продолжением начавшегося обрушения в сторону устья камеры.

Между контурами обоих обрушений остался породный мостик по всей ширине камеры, поддерживаемый одной стойкой.

Площадь нового обрушения, несколько меньше первой, ограничивалась со стороны устья камеры одним рядом неизвле-

Состояние обрушения 3.11.60.



Состояние обрушения 28.11.60.

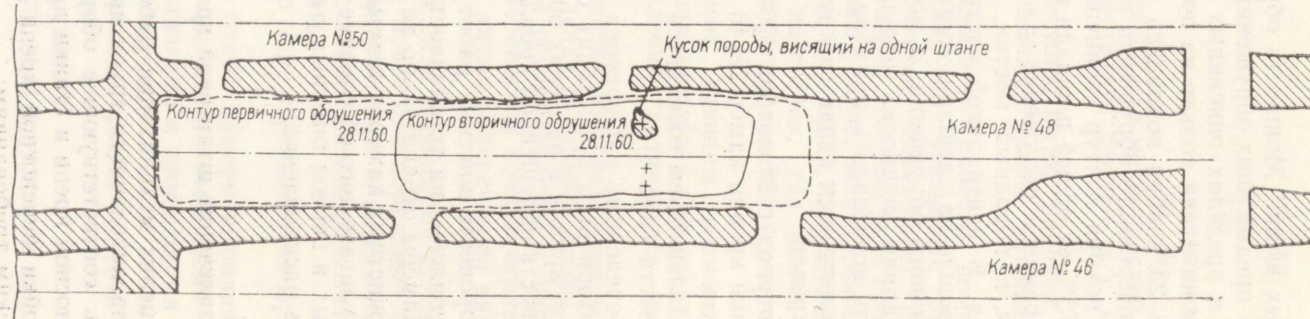


Рис. 4. Схема обрушения кровли в камере № 48

ченных штанг. Мощность обрушенного слоя была такой же, как у предыдущих обрушений. По всей вероятности, породный слой в пределах описанных контуров упал монолитно и разбился на куски только на почве камеры.

20—23 ноября появились признаки вторичного обрушения, т. е. очередного обрушения вышележащих слоев.

28 ноября контур первичного обрушения занял примерно 70—75% от общей площади кровли камеры.

Первичное обрушение распространилось до самой груди забоя, и породный мостик, поддерживаемый стойкой, обрушился. В центральной части камеры вторичное обрушение произошло на площади, составляющей около 50% от площади первичного обрушения, с мощностью 30 см. Таким образом, суммарная мощность обрушенных слоев непосредственной кровли исчислялась примерно 50 см.

Характерным является круглое очертание контура обрушенной кровли.

В период с 28 ноября 1960 г. до настоящего времени в состоянии кровли камер № 45 и 48 заметных изменений не произошло.

В дальнейшем ожидается развитие обрушения кровли по мощности (рис. 3).

Проведенные наблюдения дают основания считать, что после вторичного происходит очередное обрушение непосредственной кровли в пределах 50 см — до нижней части пачки G. Мощность обрушенной кровли первого этапа составляет около 1 м.

В процессе опытных работ замерами было установлено, что раскрепление на устойчивость кровли соседней, нераскрепленной камеры отрицательно не влияет.

В очистных камерах шахты № 10 ложную кровлю опускают, в результате чего обрушение кровли в пяти камерах, раскрепленных в период опытных работ, начинается спустя 2 месяца после раскрепления.

4. Извлечение штанговой крепи в производственных условиях

В целях механизации работ и обеспечения максимальной производительности труда при извлечении штанг необходимо иметь соответствующее оборудование — специальные стойки переносной крепи и станки для извлечения штанг.

Стойки переносной крепи должны отвечать следующим техническим требованиям:

- принимаемая нагрузка, т 10—12;
- максимальная высота, м 3,4;
- минимальная высота, м 3,0;
- способ разгрузки дистанционный;
- ориентировочный вес, кг 30—40;
- принцип работы — гидравлический или механический.

Установку стоек следует осуществлять быстро и с минимальной затратой труда.

При опытных работах по извлечению штанг рабочий, стоя на полке, отвинчивал гайку и наносил удары кувалдой по внешнему концу штанги.

Нами рекомендуется механизация этих работ с помощью специального передвижного станка (на резиновых баллонах). Станок, снабженный гайковертом, отвинчивает гайку. Один рабочий, стоя на почве камеры, посредством соответствующего рычага развивает осевое усилие, необходимое для раскрепления замка. Второй, стоя на станке, принимает детали штанги и раскладывает их на станок, где могут быть размещены 10—15 штанг. Станок разгружается у очередной сбойки соседней камеры.

Станок оборудован устройством, дающим возможность намотать 150 м кабеля для питания двигателя гайковерта.

Организация работ по раскреплению разделяется на два этапа:

1. Извлечение штанг в пределах добычной камеры.
2. Извлечение штанг в пределах камерного блока.

Раскрепление добычной камеры осуществляется в направлении от забоя к устью камеры. Переносной крепью ограничивают часть кровли, закрепленной двумя поперечными рядами штанг.

При устойчивой кровле в одном ряду переносной крепи достаточно иметь 2—3 стойки, а при менее благоприятных условиях нужное число стоек в ряду определяется опытным путем.

При крайней необходимости расстояние между рядами переносной крепи можно даже сократить.

Контрольные стойки удаляют по мере передвижения фронта раскрепления в камере.

Работа по извлечению штанг в одной камере выполняется двумя квалифицированными горнорабочими, имеющими шестимесячный опыт по креплению штангами и прошедшими инструктаж по извлечению штанговой крепи.

Раскреплению подлежит вся площадь кровли камеры. Как исключение, штанги не извлекаются:

- а) в зоне геологических нарушений;
- б) в осевых рядах (один или два) в условиях неустойчивой кровли;

в) в пределах защитной полосы сборного штрека параллельно его контурной линии;

г) деформированные взрывными работами.

В настоящее время мы обладаем известным опытом только по раскреплению отдельных камер, раскрепление всего камерного блока практически еще не осуществлялось.

Раскрепление камерного блока может быть произведено по двум схемам:

а) с поддержанием сборного штрека;

б) с погашением сборного штрека.

Отработку камерного блока, как правило, следует проводить в направлении к погрузочному пункту (по направлению доставки на сборном штреке).

Раскрепление камер необходимо осуществлять вслед за отработкой камер с минимальным отставанием. Это имеет свои положительные качества:

а) минимальную деформацию пород кровли;

б) минимальную коррозию штанг;

в) наименьшее расстояние транспортировки извлеченных штанг и контрольных стоек в рабочую камеру;

г) простоту обеспечения питания станка для извлечения штанг с помощью электроэнергии.

Между раскрепленной и рабочей камерами должна находиться по меньшей мере одна камера, являющаяся запасным выходом.

Контрольные стойки удаляются только по мере раскрепления камер.

Ширина защитных полос сборного штрека принимается не менее 3 м, т. е. равной ширине защитных целиков этого штрека.

Результаты проведенных работ выявили следующие причины частичной или полной неизвлекаемости штанг типа СКШ:

1. Невозможность раскручивания гайки с заржавленной резьбой.

2. Деформация взрывными работами конца штанги, выступающего в выработку.

3. Скважина под штангу пробурена диаметром меньшим, чем предусмотрено техническими условиями.

4. Диаметр замка штанг больше допустимого.

5. Недостаточная глубина скважины.

6. Чрезмерный наклон скважин относительно вертикали.

7. Замок закреплен в мягкой прослойке или в горючем сланце.

8. Наличие трещин в непосредственной близости от штанги.

Для достижения большей эффективности в работе по извлечению штанг должны выполняться указанные ниже требования:

1. При изготовлении штанг следует строго соблюдать технические условия.
2. При установке штанг строго соблюдать технические условия (диаметр и глубина скважины, место закрепления замка и др.).
3. При установке штанг смазывать антикоррозийной смазкой (или солидолом) резьбу на внешнем конце штанги.
4. Устанавливать штанги с учетом, чтобы выступающий в выработку (внешний) конец штанги имел минимальную длину.
5. Скважины под штанги бурить с отклонением от вертикали не более 10° .

Все детали извлеченных штанг необходимо тщательно проверить, после чего рассортировать на две группы: детали, годные для повторного крепления, и детали, требующие ремонта.

На участке следует вести учет по извлечению и повторному применению штанг.

По результатам опытных работ составлена «Временная инструкция по изготовлению, установке и извлечению штанговой крепи типа СКШ».

5. Экономическая эффективность повторного использования штанговой крепи

Повторное использование штанговой крепи дает возможность значительной экономии металла и рабочей силы при изготовлении штанг. В то же время требуются некоторые дополнительные затраты рабочей силы, связанные с извлечением установленных штанг.

Экономическим сектором Института сланцев составлен расчет экономической эффективности повторного использования штанговой крепи в очистных камерах на 1000 т добычи (табл. 1).

При расчете принята длина штанги 1,0 м и плотность крепи $1,5 \times 1,5$ м.

В таблице указан расход штанг и заработная плата на извлечение при плановом проценте расхода штанг от 100 до 10%. По предварительным данным, уже в ближайшее время можно планировать расход штанг ниже 50% от потребного, т. е. предполагается в среднем более чем двукратное использование штанговой крепи. При этом расход металла на

Таблица 1

Расчет экономической эффективности повторного использования штанговой крепи
в очистных камерах на 1000 т добычи
(длина штанг 1,0 м)

Наименование показателя	Един. изм.	Плановый расход штанг, %									
		100	90	80	70	60	50	40	30	20	10
Расход штанг	шт.	121,2	109,1	97,0	84,8	72,7	60,6	48,5	36,3	24,2	12,1
Расход металла	кг	448,4	403,6	358,6	313,9	269,0	224,2	179,4	134,5	89,7	44,8
Стоимость штанг	руб.	78,78	70,92	63,05	55,12	47,26	39,39	31,52	23,60	15,73	7,86
Трудовые затраты на извлечение штанг	чел./смен	—	0,20	0,40	0,60	0,81	1,01	1,21	1,41	1,62	1,82
Расход заработной платы на извлечение штанг: а) прямая	руб.	—	1,35	2,70	4,05	5,47	6,82	8,17	9,52	10,94	12,28
б) всего	руб.	—	1,89	3,78	5,67	7,66	9,55	11,44	13,33	15,32	17,19
Экономия металла	кг	—	44,8	89,71	134,5	179,4	224,2	269,0	313,9	358,7	403,6
Экономическая эффективность повторного использования штанговой крепи	руб.	—	5,97	11,95	11,79	23,86	29,84	35,82	41,85	47,73	53,73

1000 т добычи при камерной выемке уменьшается до 100—50 кг.

Условная годовая экономия от повторного использования штанговой крепи способом камерной выемки по отдельным шахтам в 1961 г. представлена табл. 2.

Расчет показывает, что уже в 1961 г. при плановом расходе 50% штанг от потребного на пяти шахтах треста «Эстон-сланец» при камерной выемке можно достичь экономии 23,9 тыс. руб., сократив при этом на изготовление штанг расход 179,4 т металла.

В будущем экономия будет возрастать по мере увеличения объема камерной выемки и кратности применения каждой штанги.

Таким образом, повторное использование штанговой крепи является большим резервом при дальнейшем уменьшении себестоимости 1 т горючего сланца, добытой в очистных камерах.

Выводы

1. Извлечение и повторное применение штанг типа СКШ в добычных камерах сланцевых шахт осуществимо. При соблюдении технических условий обеспечивается полная безопасность рабочих, занимающихся извлечением или другими работами на камерном блоке.

2. Повторное применение штанг в добычных камерах дает значительный экономический эффект.

Учитывая план камерной выемки на 1961 год, повторное применение штанг в размере 50% от потребного количества позволяет сэкономить на сланцевых шахтах ЭССР примерно 200 т стали.

3. В целях обеспечения максимальной производительности труда и безопасности работ при извлечении штанг необходимо создание специальных металлических стоек с дистанционной разгрузкой и станка для извлечения штанг.

Таблица 2

Условная годовая экономия от повторного использования штанговой крепи в очистных камерах в 1961 г.

Предприятия	Плановая добыча из камер в 1961 г., тыс. т	Плановый расход штанг, %								
		90	80	70	60	50	40	30	20	10
Шахта № 2	211,0	1,2	2,5	3,8	5,0	6,3	7,6	8,8	10,1	11,3
„ № 4	126,6	0,8	1,5	2,3	3,0	3,8	4,5	5,3	6,0	6,8
„ № 8	12,95	0,1	0,2	0,2	0,3	0,4	0,5	0,5	0,6	0,7
„ № 10	315,3	1,9	3,8	5,7	7,5	9,4	11,3	13,2	15,0	16,9
„ «Кява-2»	134,15	0,8	1,6	2,4	3,2	4,0	5,6	5,6	6,4	7,2
Всего по тресту	800,0	4,8	9,6	14,4	19,0	23,9	28,7	33,4	38,2	43,0
Экономия металла по тресту, т	—	35,8	71,8	107,6	143,5	179,4	215,2	251,1	287,0	322,9

IV.

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ ЛЕНТОЧНОГО КОНВЕЙЕРА ДЛЯ КАМЕРНОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

ТИРО А. М.,
Институт сланцев СНХ ЭССР

В связи с широким внедрением камерной системы разработки на сланцевых шахтах Эстонского месторождения главной задачей на данном этапе является обеспечение камерных участков необходимым комплексом оборудования.

В результате испытания опытных машин на камерных участках можно заключить, что для комплексной механизации работ на камерном участке должен быть создан, испытан и внедрен следующий комплекс оборудования:

1. Тяжелая погрузочная машина непрерывного действия для погрузки горной массы в забое.

2. Буровой станок для бурения шпуров в грудь забоя и в кровлю под крепь, а также для установки и снятия этой крепи.

3. Самоходная вагонетка для транспортировки горной массы от забоя до сборного штрека. Взамен самоходной вагонетки возможно также применение скребкового конвейера соответствующей производительности.

4. Ленточный конвейер с необходимыми рабочими параметрами для транспортировки горной массы по сборному штреку камерного участка до погрузочного пункта.

5. Оборудование для погрузочного пункта с пропускной способностью, соответствующей производительности камерного участка.

Состав транспортных агрегатов приведенного комплекса определен из учета двухступенчатой схемы транспорта, т. е. транспорт по камере до сборного штрека на ленточный конвейер и далее ленточным конвейером до погрузочного пункта.

Из указанного комплекса оборудования уже созданы первые опытные образцы погрузочной машины и самоходной вагонетки. Намечен к выпуску опытный образец бурового агрегата.

В настоящем сообщении будет рассматриваться вопрос создания ленточного конвейера, необходимого для камерного участка.

По данным эксплуатации на шахте № 10 треста «Эстонсланец» опытного комплекса оборудования, состоящего из самоходной вагонетки Джой 60-Е5-1 и тяжелой погрузочной машины 18-НР-2, а также исходя из существующей разбивки выемочных участков сланцевых шахт определены следующие необходимые параметры ленточного конвейера для камерных участков:

производительность — 300 т/ч;
длина конвейера — до 600 м.

Принятая схема отработки обратным ходом, сокращая длину конвейера по мере отработки участка, обуславливает применение на этих конвейерах обыкновенных бельтинговых лент.

Выпускаемые в данное время ленточные конвейеры РТУ-30, КЛ-150, КРШ-220 и КЛА-250 по своей производительности, особенно по максимальной длине установки, не могут быть применены на сборных штреках камерных участков сланцевых шахт.

Для местных условий наиболее целесообразным будет создание необходимого нам конвейера на базе одного из серийно выпускаемых ленточных конвейеров, т. е. усовершенствование одного из существующих типов конвейеров.

Рассматривая рабочие характеристики вышеприведенных серийно выпускаемых ленточных конвейеров, можно заключить, что задача усовершенствования состоит в увеличении общей нагрузки конвейера с увеличением его длины и производительности.

Нагрузочная способность ленточного конвейера зависит в основном от качества применяемой ленты.

Для обоснования возможности проведения предполагаемого усовершенствования ленточного конвейера анализируем этот вопрос с выводом зависимости, определяющей предельную длину конвейера при заданной производительности.

Для определения предельно допустимой длины горизонтальных ленточных конвейеров L , в зависимости от максимального натяжения в ленте и от заданной нагрузки, выведена следующая зависимость:

где:

$$L = \frac{1}{K_d} \left[\frac{S_{нб}}{q_c + \frac{Q}{3,6 \cdot v}} \cdot \frac{1}{\gamma \cdot w^{\text{I}} \cdot (1+K)} \right],$$

где: K_d — безразмерный коэффициент, значение которого при длинных конвейерах близко к единице;

γ — к. п. д. привода, принимаем $\gamma = 0,88$;

w' — общий коэффициент сопротивления движению, принимаем $w' = 0,03$;

$1 + K$ — величина, определяющая тяговую способность привода;

$$1 + K = \frac{e^{(\mu_1 \alpha_1 + \mu_2 \alpha_2)}}{e^{(\mu_1 \alpha_1 + \mu_2 \alpha_2)} - 1}$$

$S_{нб}$ — максимально допустимое натяжение в ленте, $кГ$;

q_c — вес 1 пог. м обеих ветвей ленты плюс вес вращающихся частей роликов, $кГ$;

Q — производительность конвейера, $т/ч$;

v — скорость ленты, $м/сек$.

Принимая для двухбарабанного привода:

$\mu_1 = 0,1$ (сцепление с нерабочей стороной ленты);

$\mu_2 = 0,2$ (сцепление с рабочей стороной ленты);

$\alpha_1 = \alpha_2 = 235^\circ$

и определяя значение $S_{нб}$ из учета допустимого напряжения на прокладку в $55 кГ/см$, а коэффициент запаса прочности 9, получаем семейство кривых, из которых видно, что создание конвейера с нужными нам параметрами на базе одного из серийно выпускаемых является возможным.

По значениям величин, взятых для получения приведенных кривых, можно считать, что реальные условия работы ленточного конвейера по общему сопротивлению движения и по величине коэффициентов сцепления не могут быть более тяжелыми.

То обстоятельство, что на существующих ленточных конвейерах не достигают приведенных параметров, следует объяснить несовершенством работы существующих двухбарабанных приводов с жесткой связью между барабанами. Указанное положение в настоящее время считается уже общепризнанным. Возникает вопрос о выборе способа для усовершенствования таких приводов в условиях сланцевых шахт.

Усовершенствование двухбарабанного привода ленточного конвейера необходимо осуществить согласованием окружных скоростей приводных барабанов со скоростью конвейерной ленты.

Как известно, на двухбарабанном приводе, при реализации тяговой силы на обоих барабанах, скорость ленты на втором приводном барабане меньше, чем на первом.

Достижимое согласованием скоростей уменьшение скорости упругого скольжения ленты по барабанам уменьшает потери на самих приводных барабанах, уменьшает суммарную силу натяжения ленты и увеличивает тяговую способность привода.

На современном уровне конвейеростроения такого усовершенствования привода ленточных конвейеров можно достичь:

1. Раздельным приводом обоих приводных барабанов, осуществляемым асинхронными электродвигателями. Согласование скоростей достигается применением гидромуфт.

2. Осуществлением привода одного из приводных барабанов от синхронного электродвигателя, а второго — от асинхронного электродвигателя.

3. Применением дифференциального выравнивающего механизма между приводными барабанами.

Применение привода от отдельных асинхронных электродвигателей с гидромуфтами следует считать целесообразным только при применении тросовых лент, имеющих высокие значения модуля упругости, так как недостатком таких приводов является малый общий к. п. д. гидромуфт, который становится еще меньше с увеличением упругого скольжения ленты на барабанах.

Большим недостатком таких приводов является также конструктивная сложность самих гидромуфт и недостаточная надежность их в условиях эксплуатации.

Тип привода с синхронным двигателем на первом приводном барабане и с асинхронным двигателем на втором приводном барабане из-за сложности энергетических и пусковых устройств применяется только для приводов большой мощности.

В то же время двухбарабанный привод с дифференциальным выравнивающим механизмом между приводными барабанами имеет ряд преимуществ перед другими видами приводов.

Главными из них являются:

1. Относительная несложность привода.

2. Автоматическое согласование скоростей приводных барабанов со скоростью ленты, независимо от величины нагрузки и типа применяемой ленты.

3. Возможность разделения общего приводного момента пропорционально тяговым способностям приводных барабанов.

4. Большой диапазон исполнения по приводной мощности.

5. Незначительное увеличение габаритов привода по сравнению с обычным двухбарабанным приводом.

В разрезе поставленной задачи для условий сланцевых шахт было принято решение провести усовершенствование привода ленточного конвейера КРШ-220 или КЛА-250 с внедрением дифференциального выравнивающего механизма.

Однако в ходе практического решения возникла необходимость проработки целого ряда теоретических вопросов.

1. Определение величины потерь от упругого скольжения.

Для определения величины потерь от упругого скольжения конвейерной ленты на приводных барабанах и сравнения величины указанных потерь на двухбарабанных приводах с жесткой и дифференциальной связью между барабанами выведена соответствующая зависимость. Следует иметь в виду, что мощность, идущая на эти потери, в основном расходуется на износ конвейерной ленты.

Определяя потери при помощи коэффициента полезного действия, который мы можем назвать к. п. д. приводных барабанов, получаем для двухбарабанного дифференциального привода:

$$\eta_{\text{пр}} = \frac{1}{1 + \frac{\varepsilon}{2} \frac{C_d^2 + 1}{(C_d + 1)^2}},$$

где C_d — степень несимметричности дифференциального механизма;

ε — относительное удлинение ленты на приводе.

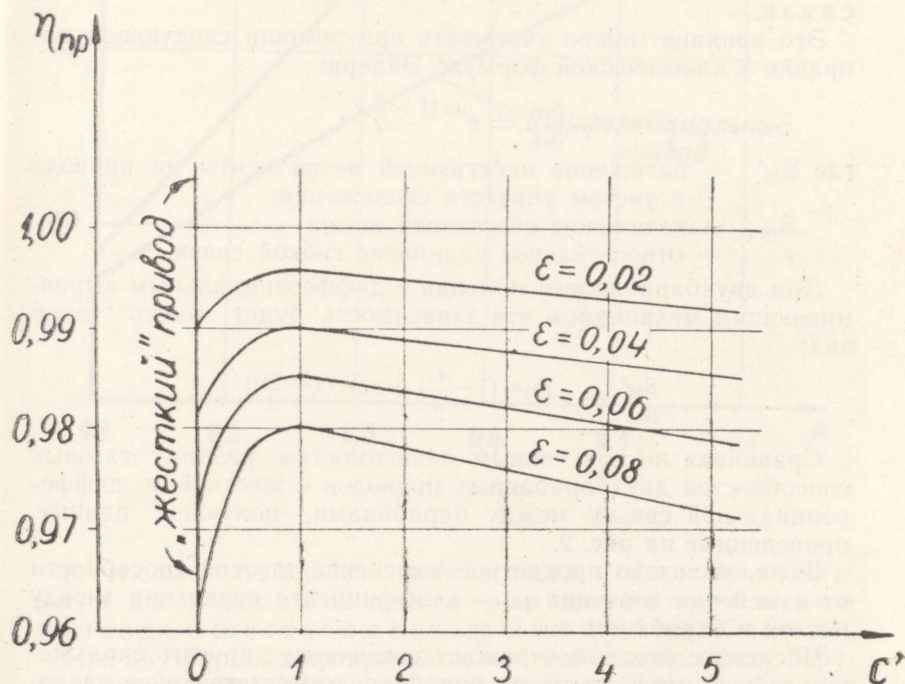


Рис. 1. Усовершенствование конструкции ленточных конвейеров для камерной системы разработки

Для двухбарабанного привода с жесткой связью между барабанами:

$$Y_{\text{прж}} = \frac{1}{1 + \frac{\varepsilon}{2}}.$$

Численные значения $Y_{\text{пр}}$ и $Y_{\text{прж}}$ при разных значениях и степени несимметричности дифференциального механизма представлены на рис. 1.

По приведенным кривым видно, что при дифференциальном приводе, когда отношение тяговых способностей приводных барабанов совпадает со степенью несимметричности дифференциального механизма, потери на дифференциальном приводе от упругого скольжения ленты будут приблизительно в два раза меньше, чем на приводе с жесткой связью между барабанами. Как указывалось выше, работа этих потерь в основном идет на износ ленты.

2. Влияние изменения величины упругого скольжения на тяговую способность гибкой связи.

Это влияние можно учитывать при помощи следующей поправки к классической формуле Эйлера:

$$\frac{S_{\text{нб}}'}{S_{\text{сб}}} = e^{\mu \alpha (1 - \frac{\varepsilon}{2})},$$

где $S_{\text{нб}}'$ — натяжение набегающей ветви ленты на приводе с учетом упругого скольжения;

$S_{\text{сб}}$ — натяжение сбегающей ветви;

ε — относительное удлинение гибкой связи.

Для двухбарабанного привода с дифференциальным выравнивающим механизмом эта зависимость будет иметь такой вид:

$$\frac{S_{\text{нб}}'}{S_{\text{сб}}} = e^{[\mu_1 \alpha_1 (1 - \frac{\varepsilon_1}{2}) + \mu_2 \alpha_2 (1 - \frac{\varepsilon_2}{2})]}$$

Сравнивая по полученным зависимостям разницу тяговых способностей двухбарабанных приводов с жесткой и дифференциальной связью между барабанами, получаем данные, приведенные на рис. 2.

Здесь выведено процентное изменение тяговой способности от изменения значения μ — коэффициента сцепления между лентой и барабаном.

Численное решение отражает увеличение упругого скольжения конвейерной ленты на барабане, соответствующее увеличению относительного удлинения конвейерной ленты на приводе на 0,02.

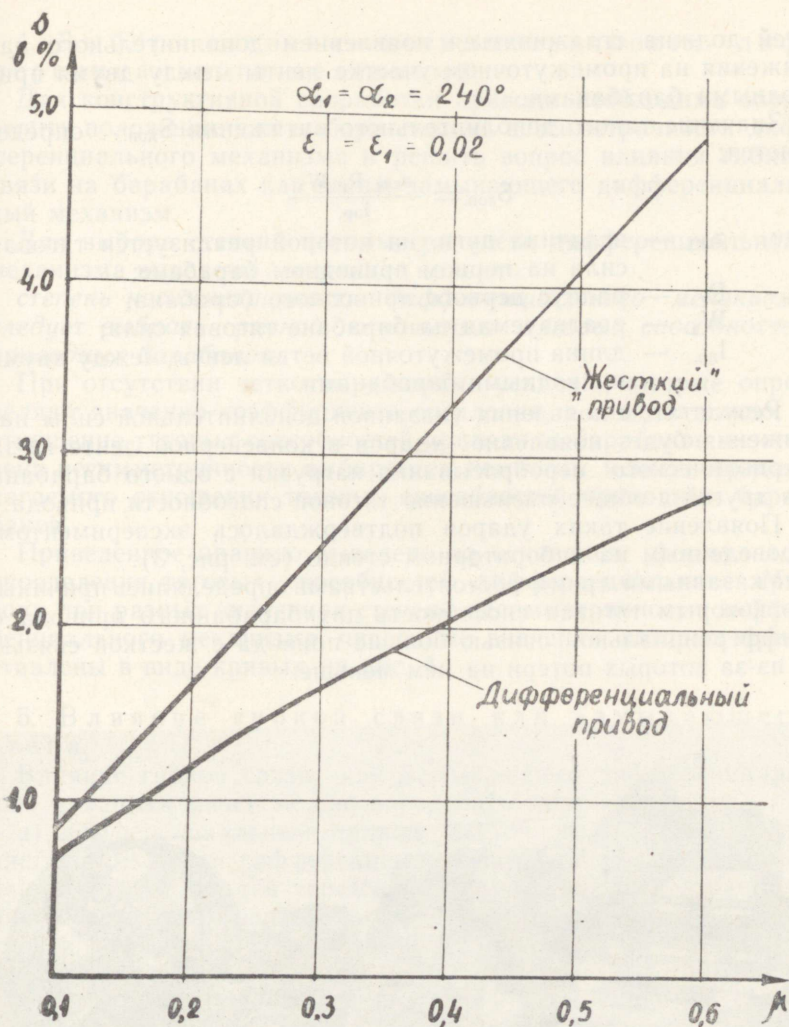


Рис. 2. То же

3. Исследование появления дополнительного натяжения в ленте при двухбарабанном приводе с жесткой связью между барабанами.

При двухбарабанном приводе с жесткой связью между барабанами скорость набегающей на второй приводной барабан ленты при реализации тяговой силы на обоих барабанах будет меньше окружной скорости барабана. Эта разница скоро-

стей должна сглаживаться появлением дополнительного натяжения на промежуточном участке ленты между двумя приводными барабанами.

Значение такого дополнительного натяжения $S_{\text{доп.}}$ определяется:

$$S_{\text{доп.}} = \frac{\alpha_{\text{ск1}} R_1 \cdot W_1}{l_{\text{пр.}}}$$

где $\alpha_{\text{ск1}}$ — величина дуги, на которой реализуется тяговая сила на первом приводном барабане;

R_1 — радиус первого приводного барабана;

W_1 — реализуемая на барабане тяговая сила;

$l_{\text{пр.}}$ — длина промежуточной ветви ленты между двумя приводными барабанами.

Результатом появления указанной дополнительной силы натяжения будет появление ударов в конвейерной ленте из-за периодического перебрасывания нагрузки с одного барабана на другой и общее уменьшение тяговой способности привода.

Появление таких ударов подтверждалось экспериментом, проведенным на лабораторном стенде (см. рис. 3).

Указанными тремя обстоятельствами определялись причины, по которым тяговая способность двухбарабанного привода с дифференциальной связью больше привода с жесткой связью и из-за которых потери на нем меньше.

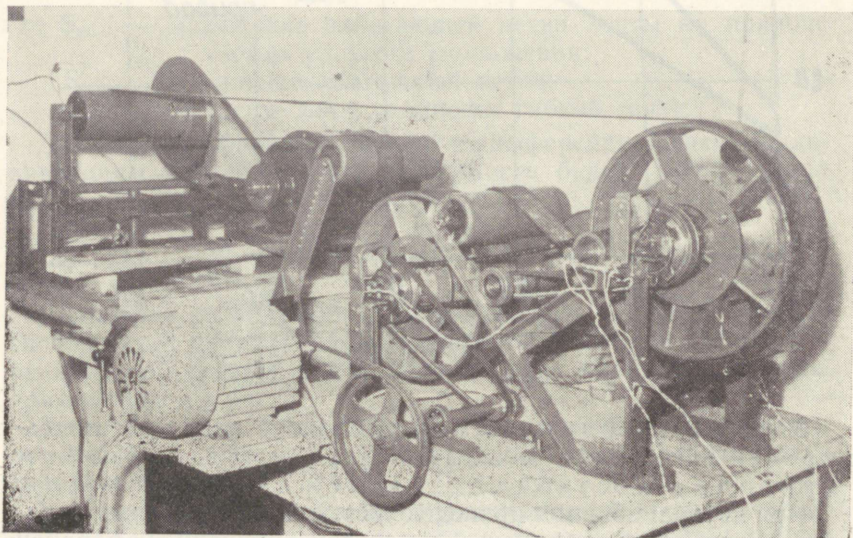


Рис. 3. То же

4. Выбор степени несимметричности дифференциального механизма.

Для конструктивной разработки привода необходимо определить положение для выбора степени несимметричности дифференциального механизма и решить вопрос влияния гибкой связи на барабанах как звена, замыкающего дифференциальный механизм.

Для выбора степени несимметричности дифференциального механизма выведено следующее правило:

степень несимметричности дифференциального механизма следует выбрать равной отношению тяговых способностей приводных барабанов.

При отсутствии четко выраженных условий, которые определяют значение коэффициента сцепления, а следовательно, и отношение тяговых способностей приводных барабанов — степень несимметричности выбирается немногим меньше предполагаемого отношения тяговых способностей приводных барабанов.

Приведенное правило выведено на основании формул для определения тяговых способностей дифференциального привода при разных значениях степени несимметричности дифференциального механизма, численные значения которых представлены в виде кривых на рис. 4.

5. Влияние гибкой связи как замыкающего звена.

Влияние гибкой связи как замыкающего дифференциальный механизм звена можно определить таким образом:

а) дифференциальный привод ленточного конвейера является замкнутым дифференциальным механизмом, где замыкание осуществляется через конвейерную ленту, которая является нежестким звеном и может проскальзывать;

б) в дифференциальном приводе ленточного конвейера при отсутствии проскальзывания ленты на приводных барабанах будет иметь место циркуляция внутренней мощности, которая осуществляет перераспределение приводных мощностей между приводными барабанами.

Важным последствием этих выводов является предположение, что тяговая способность дифференциального привода ленточного конвейера при несоответствии степени несимметричности дифференциального механизма отношению тяговых способностей приводных барабанов будет не меньше теоретически возможной тяговой способности жесткого двухбарабанного привода.

В результате проведенной теоретической проработки для условий камерных участков сланцевых шахт разработан усо-

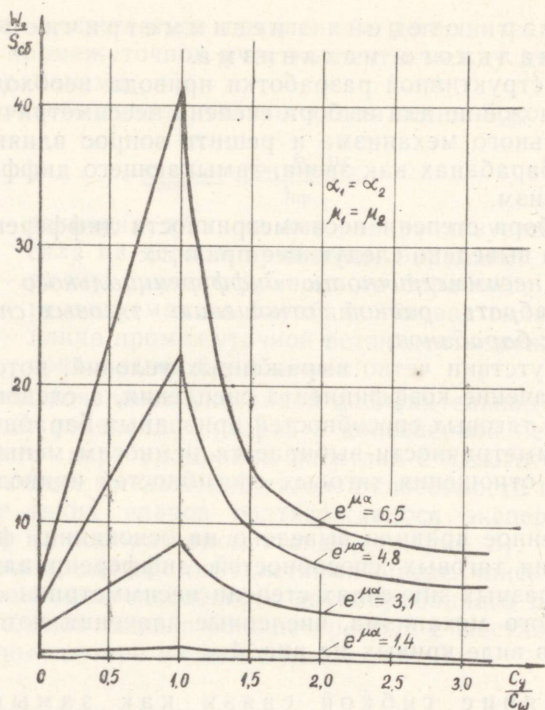


Рис. 4: То же

вершенствованный дифференциальный привод конвейера КРШ-220 или КЛА-250.

Для обеспечения перевода существующих конструкций приводов на усовершенствованную конструкцию дифференциальный механизм помещен внутри первого приводного барабана. Дифференциальный механизм выполнен в виде планетарной передачи со степенью несимметричности 2,06.

Экономическое значение усовершенствования ленточного конвейера КРШ-220 или КЛА-250 с внедрением дифференциального механизма определяется:

- уменьшением общей стоимости установки из-за увеличения длины конвейера на один привод;
- уменьшением удельного расхода ленты на транспортировку горной массы.

Рассмотренный здесь вопрос усовершенствования двухбарабанного привода является одним из вопросов усовершенствования ленточного конвейера для камерных участков сланцевых шахт.

Из других вопросов, над которыми идет работа на данном этапе, следует назвать:

1. Разработку натяжной головки для конвейера длиной до 600 м.
2. Разработку хвостового привода для дальнейшего удлинения конвейера на одну установку.
3. Изыскание рациональной конструкции несущего ролика для условий сланцевых шахт со сроком службы без ремонта до двух лет.

Перспективность решения этих задач определяется обстоятельством, что при широком внедрении камерной системы разработки, с концентрацией выдачи горной массы, будет актуальным внедрение ленточных конвейеров на магистральной доставке сланцевых шахт.

У. ВЛИЯНИЕ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ И ПЕРВОНАЧАЛЬНОГО НАТЯЖЕНИЯ ШТАНГ НА СОСТОЯНИЕ КРОВЛИ В ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТКАХ

ПЕТРОСЯНЦ Э. В., СТРЫГИН Б. И.,
Институт горного дела им. А. А. Скочинского

В настоящее время на шахтах треста «Эстонсланец» успешно ведется камерная система разработки. Эта система предусматривает широкое использование штанговой крепи, позволяющей создать бесстоечное призабойное пространство с целью применения мощного высокопроизводительного оборудования.

При применении штанговой крепи образуется породная балка, состоящая из нескольких слоев, не только выдерживающая собственный вес, но и способная воспринимать дополнительные нагрузки. В таком случае штанги воспринимают усилия растяжения, к которым, как известно, горные породы особенно чувствительны, тогда как сама порода подвергается главным образом сжатию.

Разрушение горной породы, как и любого твердого тела, есть преодоление сил сцепления. Когда растягивающие усилия в породе достигнут величины, равной сопротивлению породы разрыву, тогда несущая способность породы будет полностью исчерпана и порода разрушится.

Штанговая крепь как бы армирует породы непосредственной кровли, сохраняя естественные силы сцепления, находящиеся в зависимости как от физико-механических свойств породы, так и от первоначального натяжения штанговой крепи при ее установке, которая в свою очередь зависит от правильно выбранных параметров штанговой крепи.

На состояние непосредственной кровли существенное влияние оказывают взрывные работы. При отбойке горной массы обнажение кровли происходит на значительной площади (15—18 м²), что приводит к почти мгновенному смещению обнаженного участка кровли.

Взрывные работы, вызывая сотрясение всего массива кровли, служат источником колебаний отдельных слагающих

кровлю слоев. Такие колебания ослабляют контакт между слоями в уже обнаженной кровле, а при наличии расслоений вызывают увеличение последних.

При недостаточном первоначальном натяжении штанг силы сцепления будут ослаблены, что в свою очередь вызовет прогиб нижних слоев, появление трещин и, как следствие этого, обрушение кровли.

Относительно величины первоначального натяжения в настоящее время не существует единого мнения, хотя все более широкое распространение находит мнение о том, что штанга является тем более эффективной, чем прочнее фрикционная связь между слоями породы, обеспечиваемая ею.

Однако существует предел первоначального натяжения штанг, определяемый как параметрами штанговой крепи, так и физико-механическими свойствами породы.

В практике встречаются случаи натяжения штанг при установке до максимально возможных усилий 7—8 т (например, на канадских металлических рудниках) и без первоначального натяжения (при использовании деревянных и железобетонных штанг).

Величина первоначального натяжения штанг в литературе получила различные рекомендации, исходящие из соображений безопасности или технических возможностей.

Специалисты считают, что первоначальное натяжение штанг, гарантирующее их безопасную работу, должно быть 4—5 т, в противном случае есть вероятность обрушения кровли в выработках, закрепленных штанговой крепью.

Одной из причин обрушения кровли в камерах на шахте № 3 треста «Ленинградсланец» в конце 1957 г. и на шахте № 2 треста «Эстонсланец», (площадь обрушения достигала в отдельных случаях 190 м²) явилось недостаточное первоначальное натяжение штанг при их установке.

Исследованиями, проведенными Горным бюро США, установлено, что 90% обрушения кровли на участках, закрепленных штанговой крепью, вызваны недостаточно прочным раскреплением замков и недостаточным первоначальным натяжением.

Исследования, проведенные ИГД АН СССР в 1959 г. на шахтах треста «Эстонсланец», показали, что первоначальное натяжение штанг колеблется в очень широких пределах от нуля до 3,35 т, большая часть штанг устанавливалась с первоначальным натяжением до 1,0 т, однако ни одна штанга не была установлена с необходимым первоначальным натяжением, что, безусловно, резко снижало безопасность работ.

В 1960 г. на шахтах треста «Эстонсланец» была проведена работа с целью выявления характера сдвижения и расслоения кровли в камерах, закрепленных штанговой крепью, в зависимости от величины первоначального натяжения штанг.

Проведение данной работы было обусловлено наличием средств (сферические контрольные шайбы и станок СА-2), которые позволили контролировать качество установки штанговой крепи в больших масштабах, чем в 1959 г.

Результаты, полученные в 1959 г., использовались для сравнения.

С учетом опыта работы двух последних лет необходимо было определить влияние первоначального натяжения штанг на характер и величину:

- а) опускания непосредственной кровли по ширине камеры;
- б) расслоения заштангованной толщи пород;
- в) расслоения пород, лежащих выше зоны штангования.

Для проведения наблюдений за смещением пород кровли и их расслоением в действующих камерах было организовано несколько наблюдательных станций. Распределением реперов в наблюдательных станциях по толще массива преследовалась цель выявить смещение слоев заштангованной кровли и, в некоторой степени, вышележащих слоев. Сдвижение реперов кровли фиксировалось микромерной стойкой СУ-2.

Для сравнения характера и величины опускания непосредственной кровли в зависимости от первоначального натяжения штанг рассмотрим результаты наблюдений на шахте № 2 в камерах № 85, 90 с величиной первоначального натяжения штанг 3,5—4,0 т и в камерах № 22, 38 — с величиной первоначального натяжения штанг порядка 1,5 т.

На основании наблюдений ИГД АН СССР в 1959 г. удалось установить, что наиболее интенсивное сдвижение кровли в камере (прямой порядок отработки) происходит при подвигании забоя до 20 м от места наблюдения.

Это положение подтвердилось в 1960 г., поэтому при сравнении будем исходить из отчетов, полученных в процессе подвигания забоя камеры на 20—22 м от замерной станции.

На рис. 1 представлен график опускания нижнего слоя кровли по ширине камеры. Из графика видно, что опускание кровли характеризуется максимальными величинами смещения в средней части выработки с уменьшением опускания в направлении к междуканнерным целикам. Опускание кровли в камере № 90 носит более спокойный характер, без резких переходов от репера к реперу, чего нельзя сказать об опускании кровли в камере № 38.

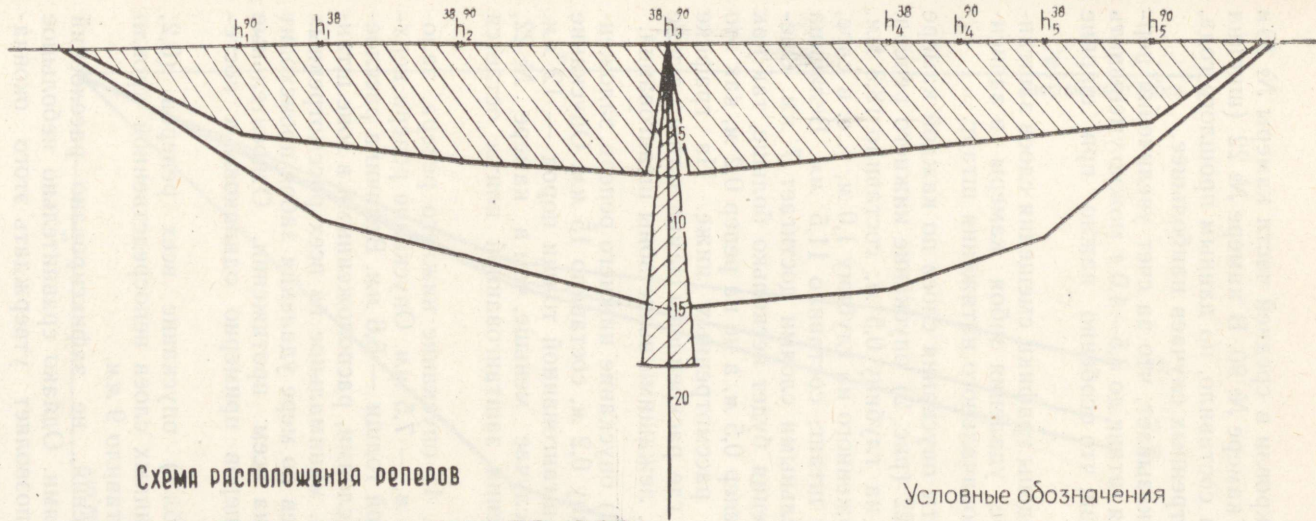
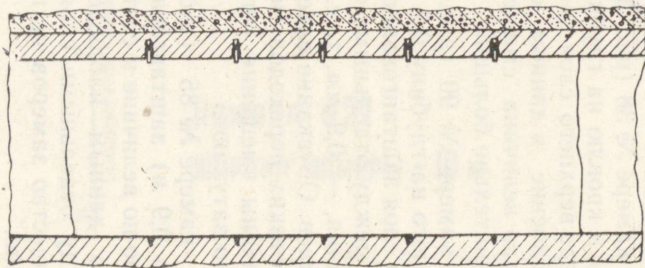


Схема расположения реперов



Условные обозначения




-  Опускание непосредственной кровли в камере №90
-  — — — — — №38
-  — — — — — №22

Рис. 1. График опускания нижнего слоя кровли по ширине камеры

Величина опускания кровли в средней части камеры № 38 в два раза больше, чем в камере № 90. В камере № 22 (ширина 10 м) опускание кровли составило, по данным прошлого года, 18,3 мм, т. е. из рассмотренных случаев наибольшее.

Данное сравнение показывает, что за счет увеличения первоначального натяжения штанг до 3,5—4,0 т можно уменьшить прогиб кровли в два раза, что особенно важно при ширине камеры 10 м.

На рис. 2, 3 и 4 приведены графики смещения слоев заштангованной кровли по мере удаления забоя камеры в зависимости от величины первоначального натяжения штанг.

Рассмотрим результаты опускания слоев по каждой камере отдельно. В камере № 22 (рис. 2) опускание нижнего репера, заложенного в кровлю на глубину 0,5 м, составило 18,3 мм. Опускание репера, заложенного на глубину 1,0 м, т. е. в слое, где раскреплены замки штанг, составило 11,5 мм. Величина расслоения между отдельными слоями достигает 7 мм. Очевидно, величина расслоения будет несколько больше, так как мы ориентируемся на репер 0,5 м, а не на репер 0,2 м, как это имеет место в случаях, рассмотренных ниже. На графике видно также, что слой, где раскреплены замки штанг, лучше контактирует со слоями, лежащими выше зоны штангования.

В камере № 38 (рис. 3) опускание нижнего репера, заложенного в кровлю на глубину 0,2 м, составило 15 мм. Опускание репера верхнего слоя заштангованной толщи пород — 12 мм. Расслоение в данном случае меньше, чем в камере № 22, однако величина смещения заштангованной плиты остается сравнительно большой.

В камере № 90 (рис. 4) опускание нижнего репера, заложенного на глубину 0,2 м, — 7,5 мм. Опускание репера верхнего слоя заштангованной толщи — 6,6 мм. Величина расслоения между отдельными слоями, расположенными в зоне штангования, — 0,9 мм, т. е. минимальное из всех рассмотренных случаев. Опускание слоев по мере удаления забоя происходит без резких переходов на всем протяжении. Относительные величины смещения реперов примерно одинаковы и постепенно затухают.

В камере № 85 (табл. 1) опускание всех реперов (0,2; 0,5 и 0,9 м) заштангованных слоев непосредственной кровли равно по величине и составило 9 мм.

По данным наблюдений, не зафиксировано расслоений между отдельными слоями. Однако сравнительно небольшое количество замеров не позволяет утверждать этого окончательно.

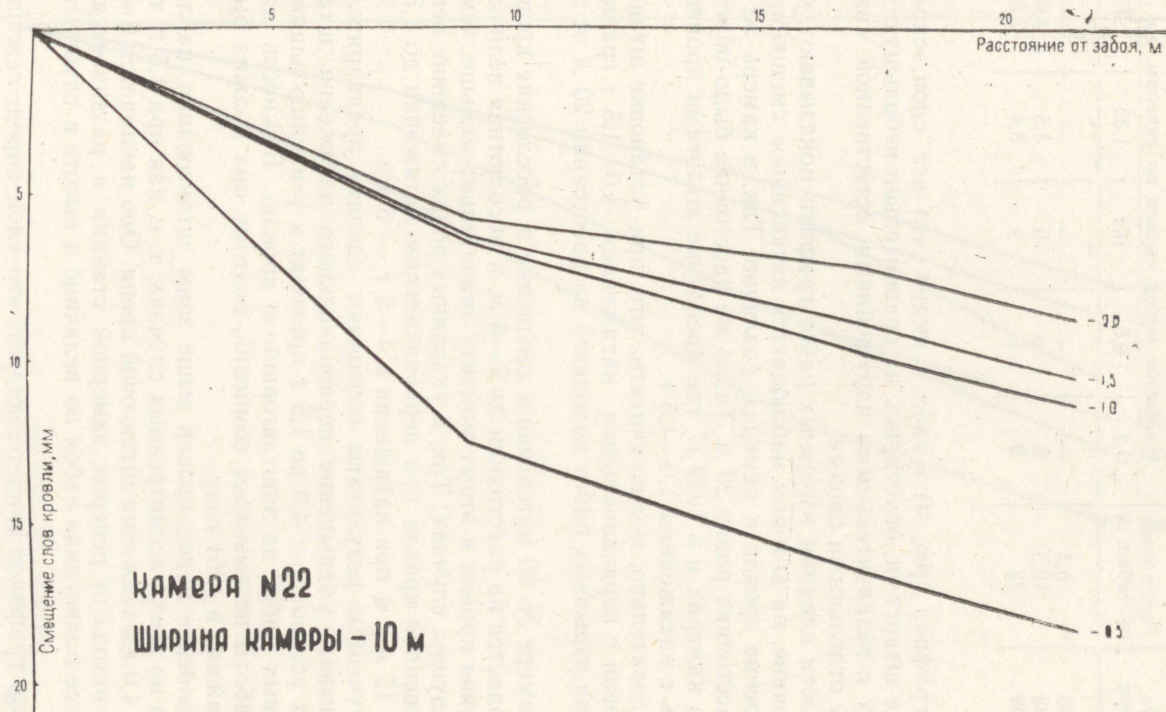


Рис. 2. График опускания слоев кровли в камере № 22

Смещение пород кровли в камере № 85

Дата замера	Расстояние от забоя, м	Смещение пород кровли по реперам, мм				
		0,2	0,5	0,9	1,35	1,95
18.08	0,5	—	—	—	—	—
20.08	10,3	6	6	6	4,5	4,0
23.08	22	9	9	9	8,4	7,0

Из графика (рис. 4) и табл. 1 видно, что все слои, скрепленные штангами, опустились на сравнительно небольшую величину с незначительными нарушениями естественной связи между отдельными слоями.

В части влияния взрывных работ графики показывают, что расстояние, на котором наблюдается интенсивное смещение и расслоение кровли в камерах, различно. Так, в камере № 38 это расстояние равно 20 м. Такое же расстояние было определено в камерах и в 1959 г., где крепление штангами производилось с натяжением 1,0—1,5 т.

Следовательно, можно считать, что при установке штанговой крепи с первоначальным натяжением 1,0—1,5 т граница влияния взрывных работ находится на расстоянии 20 м от забоя.

В камере № 90 интенсивное смещение и расслоение кровли наблюдается на расстоянии до 7—8 м, а абсолютная величина смещения кровли к этому моменту значительно меньше, чем в предыдущих случаях. Так, в указанных зонах смещение непосредственной кровли при первоначальном натяжении до 1,5 т равно 15 мм, а при натяжении в 4—5 т — 5 мм.

Полученные результаты позволяют сделать предварительный вывод: уменьшение первоначального натяжения штанг при их установке с 4,0 до 1,5 т приводит к усилению влияния взрывных работ на заштангованную кровлю. Важность данной работы не вызывает сомнений, поэтому она должна быть продолжена в 1961 году.

Расслоение пород кровли выше зоны штангования наблюдается во всех рассмотренных случаях, т. е. как при 1,5 т, так и при 4,0 т натяжения штанговой крепи. Оно начинается с момента отхода от реперов замерной станции и развивается в процессе подвигания забоя по величине и высоте в глубь массива.

Обзор графиков свидетельствует, что слои пород, лежащие выше зоны штангования, опускаются и расслаиваются в соответствии с опусканием заштангованной толщи.

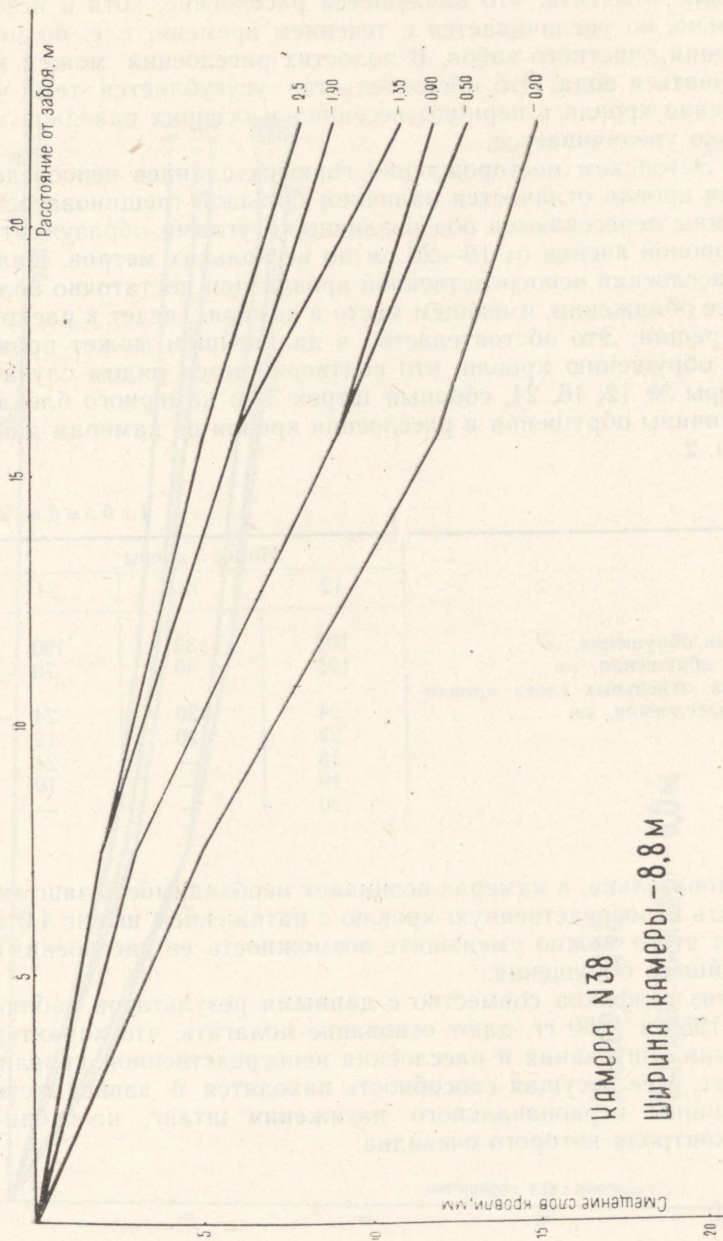


Рис. 3. График опускания слоев кровли в камере № 38

Важно отметить, что начавшееся расслоение, хотя и незначительно, но увеличивается с течением времени, т. е. по мере удаления очистного забоя. В полостях расслоения может накапливаться вода. Это обстоятельство усугубляется тем, что смещение кровли в периоды весенних и осенних паводков несколько увеличивается.

На Эстонском месторождении горючих сланцев непосредственная кровля отличается наличием большой трещиноватости. Трещины пересекаются под различными углами, образуя сетку со стороной ячейки от 10—20 см до нескольких метров. Наличие расслоения непосредственной кровли при достаточно большом ее обнажении, имеющем место в камерах, ведет к раскрытию трещин. Это обстоятельство в дальнейшем может привести к обрушению кровли, что подтверждается рядом случаев (камеры № 12, 16, 24, сборный штрек 3-го камерного блока).

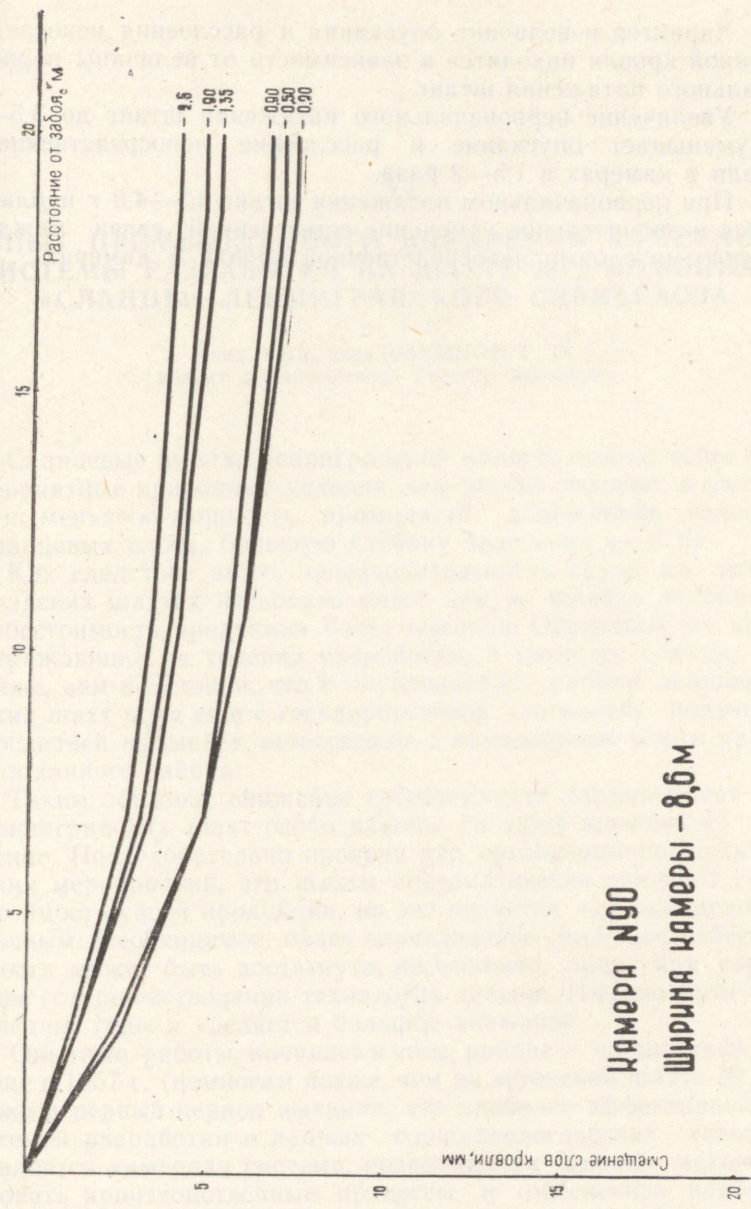
Величины обрушения и расслоения кровли по камерам даны в табл. 2.

Таблица 2

	Номер камеры		
	12	16	24
Площадь обрушения, м ²	102	133	190
Высота обрушения, см	105	40	70
Толщина отдельных слоев кровли при расслоении, см	24	20	24
	27	20	12
	15	—	24
	19	—	10
	20	—	—

Следовательно, в камерах возникает необходимость заштанговывать непосредственную кровлю с натяжением штанг 4,0 т. За счет этого можно уменьшить возможность ее расслоения и дальнейшего обрушения.

Анализ графиков совместно с данными результатов наблюдений 1959 и 1960 гг. дают основание полагать, что характер и величина опускания и расслоения непосредственной кровли, а значит, и ее несущая способность находятся в зависимости от величины первоначального натяжения штанг, необходимость контроля которого очевидна.



КАМЕРА №90
ШИРИНА КАМЕРЫ — 8,6 м

Рис. 4. График опускания слоев кровли в камере № 90

Выводы

1. Характер и величина опускания и расслоения непосредственной кровли находятся в зависимости от величины первоначального натяжения штанг.

2. Увеличение первоначального натяжения штанг до 3,5—4 т уменьшает опускание и расслоение непосредственной кровли в камерах в 1,5—2 раза.

3. При первоначальном натяжении штанг 3,5—4,0 т наблюдается незначительное изменение естественной связи между отдельными слоями непосредственной кровли в камерах.

VI.

ОПЫТ ПРОМЫШЛЕННОГО ВНЕДРЕНИЯ КАМЕРНОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ НА ШАХТЕ № 3 КОМБИНАТА «СЛАНЦЫ» ЛЕНИНГРАДСКОГО СОВНАРХОЗА

Канд. техн. наук БАКИНОВ Г. П.,
доцент ленинградского Горного института

Сланцевые шахты Ленинградской области имеют менее благоприятные природные условия, чем шахты Эстонии, в частности: меньшую мощность промпласта, пониженное качество сланцевых слоев, большую глубину залегания их и пр.

Как следствие этого, производительность труда на ленинградских шахтах несколько ниже, чем на шахтах Эстонии, а себестоимость продукции более высокая. Отпускные же цены, отражающие не условия разработки, а качество сланца, там ниже, чем в Эстонии, что и обуславливает работу ленинградских шахт пока еще с государственной дотацией; получение последней вызывает, естественно, и замедленные темпы развития данного района.

Таким образом, снижение себестоимости сланца имеет для ленинградских шахт особо важное (и даже жизненное) значение. Последовательно проводя ряд организационно-технических мероприятий, эти шахты систематически снижают себестоимость своей продукции, но это является все же недостаточным. Необходимое, более значительное снижение себестоимости может быть достигнуто, несомненно, лишь при коренном совершенствовании технологии добычи. Именно этому последние годы и уделяется большое внимание.

Опытные работы начались в этом районе — на шахте № 3 — еще в 1957 г. (немногим позже, чем на эстонской шахте № 2) и уже в первый период выявили, что наиболее эффективной системой разработки в данных горно-геологических условиях является камерная система, позволяющая широко механизировать производственные процессы и обеспечить наиболее высокую производительность труда и низкую себестоимость сланца.

В последующие годы, несмотря на недостаточность основного забойного оборудования и несоответствие его данным условиям, масштабы опытных работ постепенно увеличивались, что способствовало накоплению необходимого эксплуатационного опыта и выявлению наиболее рациональных схем механизации и организации камерной выемки. Конкретные местные условия потребовали при этом осуществления предварительной выборки породы непосредственно в камерах, чем работы на шахте № 3 принципиально отличались от работ на шахтах Эстонии и что заметно осложняло их производство и снижало технико-экономические показатели.

Резкое увеличение объема камерной выемки достигнуто шахтой № 3 в 1960 г. с получением партии погрузочных машин УП-3. Среднесуточная добыча в начале года составляла лишь 335 т, а в конце года дошла до 1200 т. В настоящее время суточная добыча камерных участков возросла уже до 1500 т. Из имевшихся ранее 10 лав на шахте работает сейчас только 4, однако в III квартале текущего года предусматривается ликвидировать и их, переведя эту шахту полностью на камерную выемку, с валовой выдачей всей горной массы.

Перевод всей шахты с одной системы на другую, с принципиально новой технологией добычи, является сложным процессом, требующим своевременной и качественной подготовки.

Специфическими особенностями шахты № 3, еще более усложняющими такой переход, являются:

ограниченная пропускная способность существующего подъема (опрокидные клетки на 2-т вагонетку), объем работы которого резко увеличивается при переходе на валовую добычу, и недопустимость снижения при этом производительности шахты по товарному сланцу (равной 2400 т); вспомогательный же ствол оборудован там клетью с противовесом и для выдачи полезного груза использован быть не может;

малая пропускная способность поверхностного технологического комплекса, который не рассчитан на поступление горной массы;

применение центральной схемы вентиляции, не могущей обеспечить удовлетворительное проветривание в условиях камерной выемки — при повышенном расходе ВВ и многоциклической работе в забоях.

Отмеченные особенности данной шахты требуют организации особо четкой и ритмичной работы подъема и внутришахтного транспорта, соответствующей реконструкции поверхностного технологического комплекса, перевода шахты на более эффективную — секционную схему проветривания, с проходкой ряда специальных скважин (диаметром 1,0 м) и т. д.

Все эти работы, направленные на устранение имеющихся на шахте № 3 узких мест, сейчас уже заканчиваются.

Наряду с ними на шахте осуществляется автоматизация водоотливной, вентиляторной и калориферной установок и лебедки терриконика, перевод всех подготовительных выработок на механизированную погрузку, опробование новых типов забойного оборудования, внедрение механизации вспомогательных процессов, в частности такелажных работ, с использованием в подземных выработках электрокаров и пр.

По всем этим вопросам активную помощь местным работникам оказывает в порядке содружества профессорско-преподавательский состав ленинградского Горного института. Комбинат «Сланцы» и шахта № 3, с одной стороны, и ЛГИ — с другой стороны, заключили специальный договор, приняв на себя совместные обязательства, выполнение которых должно обеспечить уже к концу 1961 г.:

а) повышение среднемесячной производительности рабочего по шахте № 3 с фактически достигнутой в 1960 г. 67,2 т до 90 т, или на 35%;

б) снижение общешахтной себестоимости 1 т товарного сланца с фактически имевшейся в 1960 г. 4,30 руб. (в новом масштабе цен) до 3,50 руб., или примерно на 20%.

При выполнении указанных обязательств шахта № 3 сможет отказаться в 1962 г. от получения государственной дотации и станет передовым опытно-образцовым предприятием с новой технологией добычи сланца, положительный опыт которой будет распространяться затем на другие шахты комбината.

Выполнение принятых ответственных обязательств с достижением в текущем году показателей, запланированных для этой шахты лишь на 1965 г., требует, однако, большой и целеустремленной работы.

От предшествующих лет данный период отличается тем, что необходимые технические средства на шахте имеются и определенный опыт работы по новой технологии уже получен.

С учетом этого опыта, в частности ширина камер на шахте № 3 снижается в настоящее время с 10 до 8 м, что лучше увязывается с характеристикой имеющегося оборудования (машин УП-3 и конвейеров), устраняя необходимость перевалки горной массы в забое.

Камеры отрабатываются сразу на всю их ширину. Забойная бригада, обслуживая одновременно две камеры, при ширине последних 10 м, может выполнять два цикла в смену, а при ширине 8 м — три цикла. Трудоемкость очистных работ при переходе на камерную выемку резко снижается.

Такой переход и обеспечивает, в основном, возможность значительного улучшения качественных показателей не только по участку, но и по шахте в целом.

Основной вопрос сейчас — правильная организация работ как непосредственно в забоях, так и по всем обслуживающим процессам, в особенности на внутришахтном транспорте. Ближайшая задача местных работников — обеспечить ритмичную работу всех звеньев шахтного хозяйства, полностью устранив имеющиеся еще простои, связанные с причинами организационного характера. Именно при такой работе принятые обязательства могут быть выполнены в намеченный срок.

Характер производственных процессов при камерной выемке на шахте № 3 во многом одинаков с шахтами Эстонии, но некоторые различия все же есть; из принятых там особых решений, в порядке обмена опытом и с целью выявления наилучших технических решений, необходимо отметить следующие.

По буровзрывным работам. На шахте № 3 в широких масштабах проводятся изыскания более совершенных паспортов буровзрывных работ с целью увеличения подвигания за цикл и уменьшения выхода сланцевой мелочи. При этом, наряду с обычным шпуровым методом, проводится опробование и двух принципиально новых схем производства буровзрывных работ:

а) из соседней опережающей камеры, через целик, пробуриваются скважины диаметром 48—50 мм и длиной 11—12 м на всю ширину целика и рабочей камеры; скважины располагаются при этом вертикальными рядами, параллельными забою камеры, по 4 скважины в ряду, при расстоянии между рядами 0,9—1,2 м; заряды в скважинах рассредоточены, взрывание их производится с помощью детонирующего шнура;

б) из соседней камеры, также через целик, пробуриваются шпуры длиной 4,0—4,5 м, имеющие целью создание в рабочей камере опережающего бокового вруба; располагаются они также вертикальными рядами при расстоянии между ними 0,8—1,2 м; заряды в этих шпурах размещаются на последнем метре их длины (лишь в пределах камеры); отбойные шпуры пробуриваются из рабочей камеры обычным способом, но наличие опережающего бокового вруба заметно повышает их эффективность.

Первая из этих схем обеспечивает полное разделение в пространстве работ по бурению и погрузке, позволяя широко совмещать эти процессы во времени, соответственно повышая цикличность и степень использования забойного оборудования.

Вторая схема обеспечивает такие условия лишь частично, но

процесс бурения при ней заметно облегчается, а продвижение забоя на цикл все же увеличивается.

Проведенные работы подтвердили возможность применения обеих схем без нарушения сохранности междукammerных целиков; эти схемы следует считать весьма перспективными, и наши дальнейшие работы направлены на совершенствование процессов бурения и взрывания.

По креплению камер. Обычные клинощелевые штанги на шахте № 3 не применяются в камерах уже с конца 1957 г.; они заменены, в основном, разъемными штангами (со съемной головкой диаметром 25 мм и штангой диаметром 19 мм), которые на расстоянии 20—30 м от забоя — после установки контрольных деревянных стоек — извлекаются, за исключением замковой части, и используются повторно.

Штанги устанавливаются в шахматном порядке, лишь в средней части камер — по 3—4 штуки в ряду, при расстоянии между ними 1,5 м и между рядами 1,0 м.

Таким образом, и сетка расположения скважин заметно отличается от принятой на шахтах Эстонии.

В 1960 г. на шахте № 3 начали применять самозаклинивающиеся штанги типа СКШ, которые по миновании надобности извлекаются полностью; однако установка их несколько сложнее, чем разъемных штанг, в связи с чем последние и имеют все же большее распространение.

Следует отметить, что более удачная конструкция замка самозаклинивающихся штанг и лучшая изученность строения непосредственной кровли позволили в конкретных условиях шахты № 3 уменьшить длину таких штанг до 65 см, что способствовало и снижению стоимости их изготовления.

Контроль за качеством установки штанг достаточно просто и эффективно обеспечивается применением специальных пружинных шайб $27 \times 10 \times 10$ мм или $24 \times 9 \times 9$ мм, аналогичных применяемым на железнодорожном транспорте, выпускаемых Ленинградским сталепрокатным заводом на автоматизированной поточной линии.

Этот способ заключается в том, что на конце штанги (между опорной плиткой и гайкой), помещается пружинная шайба, которая сжимается лишь при определенном, заранее известном усилии, равном предварительному натяжению штанги. Полное сжатие шайбы свидетельствует, таким образом, о качественной установке штанги; несомкнутые же концы шайбы наглядно указывают на недостаточность натяжения. Требуемое натяжение может восстанавливаться путем соответствующего затягивания гайки.

На шахте № 3 такой способ контроля внедрен в 1960 г.; на

каждую штангу устанавливают при этом по две стандартные шайбы, которые при указанных выше размерах обеспечивают реактивное усилие до 3 т, что для данных условий является, по нашему мнению, вполне достаточным. Пружинные шайбы следует признать более удачными, чем внедряемые на шахтах Эстонии круглые шайбы, так как они полностью сохраняют свою упругость и могут использоваться многократно. Стоимость же изготовления одной пружинной шайбы менее 3 коп.

Наряду с металлическими штангами на шахте № 3 успешно применяются деревянные (сосновые) штанги. Начиная с 1959 г., такими штангами закреплено уже более 13 тыс. м².

Контроль за качеством установки деревянных штанг также может быть обеспечен при условии замены нижнего клина металлическим шурупом, на который и надеваются пружинные шайбы.

При загонке клина деревянные штанги иногда раскалываются. Для предупреждения этого в месте окончания прорези штанги целесообразно заранее укреплять тонкое металлическое кольцо высотой около 50 мм.

Проведенные наблюдения показали, что деревянная штанговая крепь является вполне работоспособной. На участках с такой крепью в течение полутора лет после отработки камер не было ни одного обрушения непосредственной кровли, в отличие от других участков в этих же камерах, закрепленных ранее металлическими штангами. В конкретных условиях шахты № 3 достаточно 4,5 штанги на 1 *пог. м* камеры; нагрузка на одну штангу составит при этом 1,2—1,3 т при допускаемой для деревянных штанг 1,5—1,8 т.

Проведенные ВНИМИ исследования на моделях также подтвердили, что отсутствие первоначального натяжения деревянных штанг не исключает их роли в повышении устойчивости всей сшиваемой толщи пород; особо рациональны такие штанги при наличии капежа из скважин.

Внедрение разъемных, а затем самозаклинивающихся и деревянных штанг способствовало систематическому снижению на шахте № 3 удельного расхода металла; динамика последнего на 1000 т сланца характеризуется следующими цифрами:

1957 г. —	1003 кг
1958 г. —	476 „
1959 г. —	303 „
1960 г. —	220 „

Сейчас расход металла не превышает 150 кг.

Расход лесных материалов на 1000 т сланца находится в пределах 1—2 м³.

Некоторые результаты исследований вопросов горного давления

За истекший период ЛГИ, а в 1959 г. и ВНИМИ проводили на шахте № 3 исследования характера проявлений горного давления при камерной выемке, которые были направлены на уточнение параметров системы и совершенствование паспортов крепления камер.

Эти исследования показали, в частности, что абсолютная величина смещений (прогиба) непосредственной кровли, происходящих в результате выемки в камерах, является сравнительно небольшой — при ширине камеры 10 м, в середине пролета, на расстоянии 8—10 м от забоя, она не превышает 10 мм, составляя в среднем 5—6 мм; в 30 м от забоя определяется в 9—12 мм; через месяц после отработки камеры смещение кровли достигает обычно 21—23 мм, через один год — 25—40 мм, а через два года — уже 45—65 мм.

Величина смещения зависит от ширины камер и целиков, типа крепи, положения забоев смежных камер и ряда других факторов.

В покрывающей толще в результате отработки камер происходит расслоение пород, которое на высоте примерно 70 см над промпластом доходит до 30 мм, что и следует рассматривать как критическое, ибо после этого происходит обрушение этой толщи.

Междукамерные целики подвергаются деформации не только в связи с постепенным отслаиванием по макро- и микротрещинам, образовавшимся при взрывных работах, но и в результате смятия (осадки) целиков под воздействием горного давления.

Величина смятия при нормальной ширине целиков уже в период отработки камеры доходит до 16—20 мм; спустя один год после отработки она составляет 23—37 мм, а через два года увеличивается до 40—65 мм, доходя в отдельных случаях до 70 мм.

С учетом этого указанные ранее величины смещений непосредственной кровли следует рассматривать как сумму осадки целиков и прогиба кровли, причем на прогиб кровли приходится меньшая часть общего оседания, а большая часть его является следствием податливости целиков.

Проведенные наблюдения дают основание считать, что в данных условиях процесс разрушения целиков в случае достижения критической нагрузки будет проходить не мгновенно, а относительно медленно, так как вязкие слои сланца при разрушающей для них нагрузке сохраняют на некоторый пе-

риод свою несущую способность (за счет сил трения на контактах с известняком) и не будут выдавливаться в камеру.

Податливость целиков способствует повышению устойчивости непосредственной кровли, обеспечивая плавность осадки ее на всей подработанной площади и исключая резкие перегибы кровли, неизбежные при жестких целиках.

Исследования позволили установить, таким образом, что в нормальных горно-геологических условиях непосредственная кровля при ширине камер до 12—14 м обладает достаточно высокой естественной устойчивостью; наблюдающийся прогиб кровли близок к упругим деформациям и, как правило, не является опасным.

Обобщение результатов проведенных экспериментальных работ и полученного эксплуатационного опыта дает основание сделать вывод и о том, что в нормальных горно-геологических условиях, при регулярном и быстром подвигании камер, можно вообще отказаться от применения штанговой крепи и ограничиться установкой лишь контрольных деревянных стоек. Такой способ работ уже осуществляется на отдельных участках отрабатываемых камер, в текущем году намечается применять его более широко.

Все изложенное наглядно свидетельствует, что сланцевые шахты Прибалтики имеют реальные возможности для резкого улучшения качественных показателей своей работы путем перехода на камерную систему разработки с комплексной механизацией производственных процессов и повышением организации труда.

VII.

АНАЛИЗ СПОСОБОВ КРЕПЛЕНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК НА СЛАНЦЕВЫХ ШАХТАХ ЭСТОНСКОЙ ССР

АЛЛИК А. М.,
Институт сланцев СНХ ЭССР

Подготовительные выработки шахт Эстонского сланцевого бассейна крепятся различно.

Откаточные выработки большей частью крепятся металлической штанговой крепью. Деревянные крепежные рамы применяются значительно реже. Уже принято считать, что откаточные выработки должны крепиться штанговой крепью. Только на шахте № 10 эта крепь не получила большого распространения и откаточные выработки обычно крепятся деревом, что объясняется наличием в кровле воды. Не применяют штанговую крепь шахта «Кукрузе», которая идет на погашение, поскольку в ней нет проходки откаточных выработок, и шахта «Кивиыли».

Вентиляционные штреки крепятся преимущественно деревом. Местами они крепятся неполными крепежными рамами, местами — стойками под распил и без него или крепью полустатрового типа. На шахте «Кява-2» вентиляционные штреки крепятся деревянной штанговой крепью. Такую же деревянную штанговую крепь вместе с деревянными стойками применяет и шахта № 4. Деревянные стойки на этой шахте ставят для ограждения канавы, в то же время они дополнительно поддерживают кровлю.

Крепление сборных штреков осуществляется в большинстве случаев неполными крепежными рамами. На некоторых шахтах сборные штреки закрепляются только стойками под распил. На шахтах № 4, 6 и 8 в сборных штреках применяется штанговая крепь как временная крепь в забое, где проходка осуществляется с помощью погрузочных машин. В дальнейшем здесь в качестве постоянной ставят деревянную стоечную или рамную крепь. При этом шахта № 8 применяла деревянные штанги, которые остаются в кровле, а шахты № 4 и 6 — металлические, типа СКШ, которые вынимаются при установке

постоянной крепи. Крепление нарезных штреков проводилось обычно деревянными стойками под распил и без него.

В 1960 г. по сравнению с 1959 г. на шахтах треста «Эстон-сланец» количество подготовительных выработок, закрепленных штанговой крепью, увеличилось более чем в 2 раза. Если в 1959 г. этим способом было закреплено 7121 пог. м выработок, то в 1960 г. — 15 740 пог. м, причем последнее количество составляет лишь 24% всей проходки 1960 г.

Отсюда видно, какое количество выработок еще крепится деревянными рамами и стойками.

Причиной того, что из общего количества выработок, закрепленных штанговой крепью, наибольшая часть приходится на откаточные, во многом являются экономические соображения.

Согласно подсчету, проведенному сектором экономики Института сланцев, экономия от применения металлической штанговой крепи в откаточных выработках большая и составляет в среднем 8,74 руб. на каждый погонный метр пройденной выработки.

В то же время в вентиляционных и сборных штреках металлическая штанговая крепь является экономически выгодной только по сравнению с деревянными рамными конструкциями и экономически невыгодной по сравнению с деревянной стоечной крепью.

В настоящее время доказано, что штанговая крепь при одних и тех же горно-геологических условиях безопаснее, чем деревянные рамы. Для подтверждения этого нет необходимости ссылаться на различные литературные источники. Безопасность штанговой крепи показали также наблюдения Института сланцев, проведенные в 1960 г. на шахте № 8.

На этой шахте был выполнен большой комплекс наблюдений за расслаиваемостью пород кровли с помощью оптического прибора, которым кровля просматривалась в пробуренных скважинах.

Наблюдения в откаточных выработках показали, что если при деревянных рамах расслоения встречались очень часто и величина их достигала 3—4 мм, а иногда и больше (до 25 мм), то при штанговом креплении расслоения обнаруживались значительно реже и величина их не превышала 1 мм. Если при деревянных рамах кровля начинала расслаиваться при отходе забоя на 5 м, то при штанговой крепи мы не находили расслоений даже на расстоянии 40 м от забоя.

До недавнего времени вызывала сомнения возможность применения штанговой крепи при обводненности кровли, однако теперь этот вопрос начал проясняться. Сомнения вызывались двумя факторами: первый заключался в том, что в подготови-

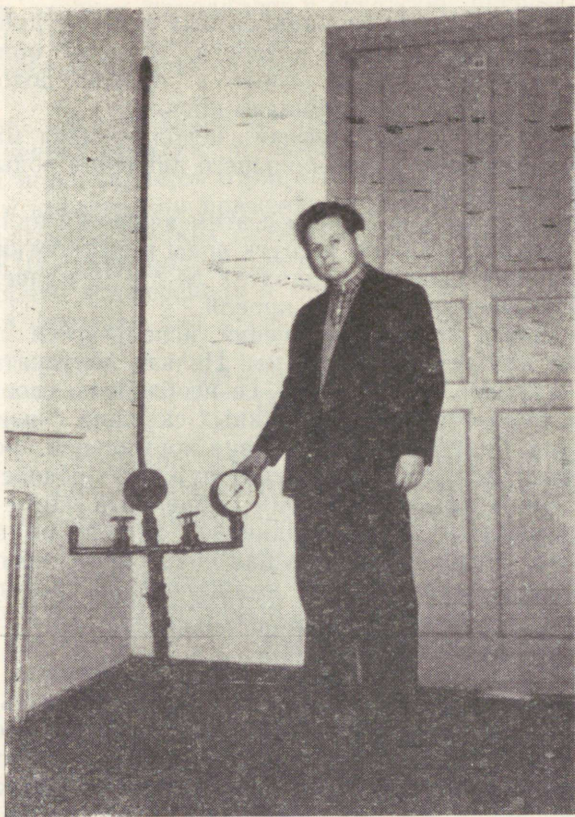


Рис. 1. Прибор ПНВ-1 для измерения напора воды в кровле

тельных выработках при обводненной кровле происходили ее неожиданные обрушения, особенно во время паводков, причем не только в забое, но и далеко от него. Обрушение кровли достигало мощности до 1 м, ломая иногда даже рамы. В подобных случаях от правильно поставленных деревянных рам можно было ожидать большей прочности, чем от штанговой крепи. Кроме того, по опусканию кровли на рамы обнаруживались и медленные смещения кровли.

Мы обследовали места обрушений и установили, что причиной их при наличии воды могло явиться не столько ухудшение физико-механических свойств пород, сколько величина напора самой воды.

Сотрудниками Института сланцев был сконструирован и изготовлен прибор, с помощью которого удалось обнаружить, что на шахте № 10 давление воды в кровле доходило до 3,2 м вод. ст., т. е. 3,2 т/м² площади кровли.

Указанный прибор практически использовался мало, и не исключена возможность еще большего давления воды, чем зафиксированное нами.

Наилучшим способом борьбы с этим явлением является бурение дренажных скважин и спуск воды в выработки. Применение указанного способа на шахтах № 8 и 10 привело к прекращению случаев обрушения кровли.

Следовательно, не имеет значения, используется ли штанговая крепь или деревянные рамы. Нельзя допускать скопления воды в кровле под напором, ее необходимо своевременно выпускать. Если бурением дренажных скважин снизить напор воды до нуля, будут созданы условия нормальной кровли, при которой штанговая крепь обеспечит нужную прочность.

Вторым фактором, вызывавшим сомнения в части применения штанговой крепи при обводненной кровле, было предположение, что, может быть, несущая способность крепи в этих случаях уменьшается. Мы еще не определили, действительно ли уменьшается несущая способность штанг СКШ, если они установлены в скважинах с водой.

Вытягивания штанг в таких условиях с помощью прибора ПА конструкции КузНИУИ дают основания считать штанги СКШ достаточно надежными, и мы не замечали уменьшения их несущей способности в мокрых скважинах. Заметим, кстати, что на сланцевых шахтах в забоях подготовительных выработок при бурении в кровлю чаще встречаются мокрые скважины, чем сухие. Между тем штанговая крепь с успехом служит в обоих случаях.

Из всего сказанного следует сделать вывод о возможности использования штанговой крепи и при обводненной кровле.

Однако штанговая крепь существующих конструкций имеет ряд недостатков, главным из которых является большой расход металла. Если считать, что средний вес применяемых комплектов штанг СКШ 4 кг, то в 1960 г. на крепление лишь подготовительных выработок по тресту «Эстонсланец» было израсходовано 126 т металла.

Правда, применяя штанги типа СКШ, этот металл можно получить обратно, но только после погашения выработок. В этом случае, нами уже выяснено, металл, по крайней мере по внешнему виду, очень мало подвергается коррозии. Для изучения явлений коррозии металла мы из кровли на шахте № 2 вытащили некоторое количество штанг установки каждого года и обнаружили, что штанги, даже установки 1953 г.,

в той части, которая находилась в скважине, внешне почти не изменились. Части, выступающие в выработку, т. е. конец штанги, гайка и опорная плитка, подверглись большей коррозии.

Бесспорно, задалживание на продолжительное время большего количества металла в подготовительных выработках сланцевых шахт является отрицательным явлением.

Большим недостатком применения штанговой крепи в подготовительных выработках сланцевых шахт является и то, что штанги СКШ имеют болты завышенного поперечного сечения.

На подобной конференции в 1960 г. мною была приведена следующая формула для расчета необходимого натяжения штанг:

$$S = \frac{\gamma h l^2 - 2aK_p h^2}{\ln} I \xi$$

- где S — натяжение штанги, необходимое для предотвращения начавшегося расслоения кровли;
 γ — объемный вес пород — 2,2 т/м³;
h — мощность первого прогибающегося слоя;
l — ширина выработки;
 K_p — предел прочности пород на растяжение;
a — коэффициент, учитывающий возникновение дополнительных деформаций в результате влияния фактора времени;
n — количество рядов штанг;
I — расстояние между штангами в ряду;
 ξ — коэффициент безопасности.

Эта формула выведена из выражения В. Д. Слесарева для величины среднего давления на единицу площади кровли выработки и для случая защемления ее в опорах. Предел прочности на растяжение пород в непосредственной кровле выработок, согласно данным ВНИМИ, 36—62 кг/см². Величина коэффициента, учитывающего фактор времени, еще не известна. Есть основание предполагать, что эта величина во многих штреках переменная и зависит от состояния влажности кровли.

Если вычислить необходимое натяжение штанг по этой формуле при расположении их в два ряда и расстоянии между ними вдоль оси штрека 1 м, принимая коэффициент безопасности $\xi = 1,5$, мы получим результаты, указанные в табл. 1 (величина необходимого натяжения штанг в кг).

Величина необходимого натяжения штанг при применяемом расположении их для откаточных выработок на сланцевых шахтах ЭССР (в кг)

аК _p — прочность слоя на растяжение с учетом фактора времени, кг/см ²	Мощность слоя, см					
	10	15	20	25	30	40
	При ширине выработки 3,5 м					
5	360	390	300	110	0	0
10	150	0	0	0	0	0
20	0	0	0	0	0	0
	При ширине выработки 4,0 м					
5	470	570	570	480	300	0
10	285	145	0	0	0	0
20	0	0	0	0	0	0
	При ширине выработки 4,5 м					
5	580	740	820	820	730	320
10	415	365	160	0	0	0
20	80	0	0	0	0	0
30	0	0	0	0	0	0
	При ширине выработки 5,0 м					
5	675	905	1050	1125	1125	900
10	525	560	450	180	0	0
20	225	0	0	0	0	0
30	0	0	0	0	0	0

Из таблицы следует, что в подготовительных выработках эстонских сланцевых шахт величина натяжения, которое необходимо для предотвращения расслоения кровли, меньше 1 т и во многих случаях равна нулю, т. е. крепления выработок не требуется. Только в самых неблагоприятных случаях, при ширине выработок 5 м и прочности слоя на растяжение с учетом фактора времени всего 5 кг/см², т. е. если коэффициент a имеет значение 0,08—0,14, что маловероятно, необходимое натяжение штанги превышает 1 т.

Между тем, штанги типа СКШ с диаметром болта 20 мм начинают деформироваться в результате превышения предела текучести металла при 8 т, а прочность на разрыв имеют порядка 12 т.

Отсюда видно, что указанные штанги СКШ применять в подготовительных выработках эстонских сланцевых шахт нецелесообразно, и для этих выработок должны быть разработаны новые конструкции.

Конференция, которая проходила в прошлом году, рекомендовала в своем решении продолжать изыскание новых типов

штанговой крепи с целью получения наивысшего эффекта от ее применения.

В развитие этого решения нами проводилось лабораторное опробование совершенно нового вида штанговой крепи. Это штанговая крепь из сланцевого асфальтобетона.

Асфальтобетон изготавливается кипячением и перемешиванием сланцевого битума с золой горючего сланца от сжигания пылевидного топлива на теплоэлектроцентралях, направляемой в больших количествах на отвалы.

Областью возможного применения штанг из асфальтобетона являются выработки в породах, для предотвращения смещения которых не требуется установки штанговой крепи с большей несущей способностью, именно то, что необходимо для подготовительных выработок сланцевых шахт Прибалтики.

Работа еще не закончена, но можно привести ряд положительных качеств, дающих основание рассматривать асфальтобетон как материал для изготовления штанговой крепи:

1. При температуре ниже 20°C асфальтобетон твердый, при $70\text{--}80^{\circ}\text{C}$ — мягкий, вязкий и хорошо формируется.
2. Материал обладает прилипаемостью к породам. Прилипаемость со временем увеличивается.
3. Материал хорошо прилипает также к железу и стали.
4. Прочность материала со временем возрастает.

Мы определили прочность на растяжение: через 2 часа после изготовления образца — $26\text{--}28\text{ кг/см}^2$, через 70 часов — $34\text{--}42\text{ кг/см}^2$.

5. Асфальтобетон водостойчив и безвреден для людей.

На настоящий момент его отрицательным свойством является ползучесть. Поэтому в штанги из асфальтобетона необходимо ставить проволоку в качестве арматуры. Возможно, что впоследствии ползучесть удастся преодолеть добавлением в материал некоторых веществ.

Мы предполагаем производить крепление следующим способом. Из асфальтобетона изготавливаются на поверхности патронобразные вкладыши в скважины. В забое шахты эти вкладыши ставятся в переносный электрический термостат, который заполняется водой. Вода нагревается до температуры $70\text{--}80^{\circ}\text{C}$, затем выливается, и вкладыши один за другим вставляются в пробуренную скважину, где разминаются трамбовкой до тех пор, пока асфальтобетон полностью не заполнит скважину. Первый вкладыш из асфальтобетона направляется в скважину с надетой на него проволокой. На этом процесс установки крепи заканчивается.



Рис. 2. Опыт заполнения скважины асфальтобетоном в лабораторных условиях

Асфальтобетонная крепь по сравнению с применяемой металлической штанговой крепью имеет определенные преимущества. Она обеспечивает:

- а) экономию металла;
- б) экономию стоимости крепления.

Подсчеты показывают, что стоимость штанги из асфальтобетона (без установки) при существующем немеханизированном способе изготовления вкладышей составляет 22 коп.

Способ получения асфальтобетона весьма прост, и при централизованном, механизированном его изготовлении штанга будет стоить очень дешево.

Помимо этого, большое значение имеют следующие факторы:

- а) экономия во времени, которое затрачивается на установку;
- б) взаимодействие с окружающими породами в скважине по всей ее длине;
- в) отсутствие необходимости ухода за крепью после установки.

Другим видом крепи, которой предстоит большое распространение на эстонских сланцевых шахтах, является деревянная штанговая крепь.

Лабораторные испытания в ТПИ показали способность этой крепи принимать нагрузку примерно 1 т, а опыт ее применения убеждает и в том, что она предотвращает образование коржей. В литературных источниках ее несущая способность приводится порядка 4—5 т. С учетом данных табл. 1 деревянная штанговая крепь может применяться в подготовительных выработках эстонских сланцевых шахт, и опыт шахт «Кява-2», № 6 и 8 необходимо распространить на других шахтах.

К сожалению, в настоящее время мы не можем проверить, какую несущую способность имеют устанавливаемые деревянные штанги, чтобы убедиться в их надежности. Поэтому ЦЭММ треста «Эстонсланец» в самое ближайшее время должны изготовить заказанное еще в прошлом году Институтом сланцев приспособление для определения несущей способности деревянных штанг путем их вытягивания. Только при наличии указанного прибора можно будет дать определенные рекомендации в части применения этой крепи.

Мы проводим также испытания железобетонной штанговой крепи и считаем, что наша конструкция выгодно отличается от других известных конструкций.

Штанга состоит из стальной перфорированной трубки, сделанной из листа толщиной 1 мм внешним диаметром 34 мм, и поршня, которым бетон выталкивается за стенки трубки при установке. Поршень вытаскивается, и арматурой в железобетонной штанге служит перфорированная трубка.

Несущая способность такой штанги, теоретически считая, что на растяжение работает только трубка, составляет около 2 т. Практическая несущая способность железобетонной штанги нами еще не определена. Стоимость перфорированной трубки при массовом изготовлении не будет превышать 10 коп. Учитывая стоимость материала трубки и цемента, а также начисления на зарплату, можно заключить, что ориентировочно стоимость одной штанги (без установки) будет не больше 40 коп.

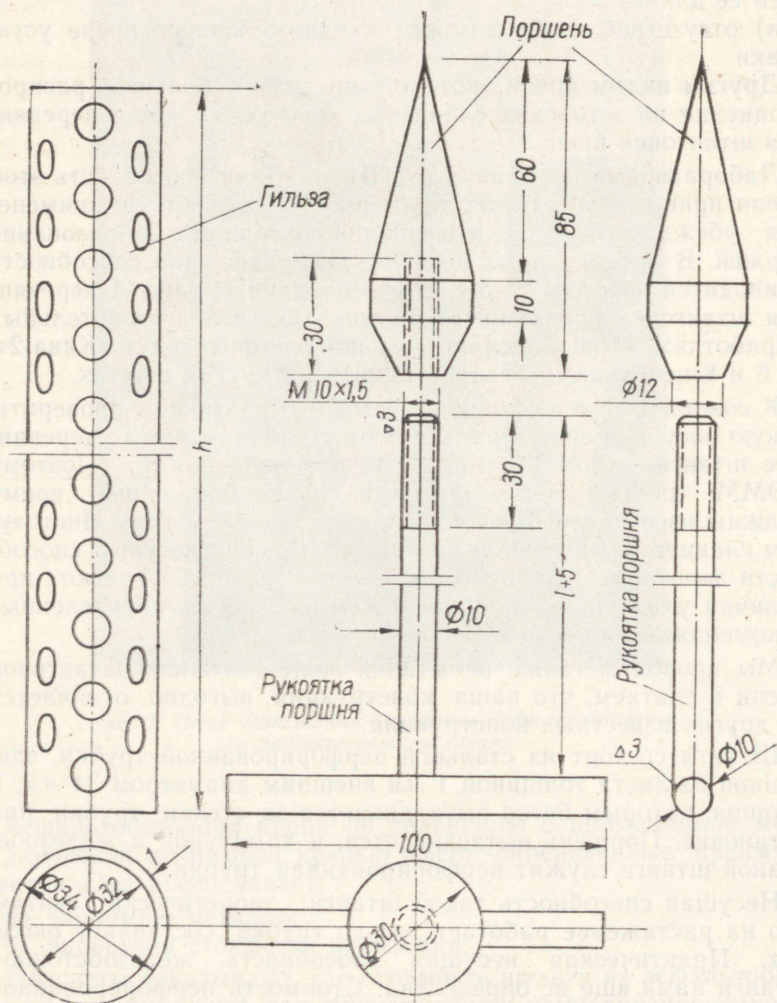


Рис. 3. Детали для установки железобетонной штанги ЖБШ

Выводы

1. Специфические условия поведения кровли в подготовительных выработках эстонских сланцевых шахт позволяют применять в них для крепления конструкции и виды штанговой крепи, обладающие сравнительно небольшой несущей способностью.

2. В связи с вышеуказанным целесообразным является перейти в ближайшее время на крепление подготовительных выработок видами штанговой крепи, отличными от тех, которые применяются в камерах. Эти виды штанговой крепи должны быть более дешевыми и менее металлоемкими.

VIII.

К ВОПРОСУ СТОИМОСТИ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ШТАНГОВОЙ КРЕПИ

ВАСИЛЬЕВ А. К.,
ЦЭММ треста «Эстонсланец»

За последние годы на шахтах сланцевого бассейна широко внедряется камерная система разработки, обеспечивающая высокий уровень производительности труда и максимальное использование машин и механизмов.

Последнее требует создания бесстоечного призабойного пространства, которое может быть обеспечено только применением штанговой крепи.

Начиная с 1953 г. штанговая крепь в сланцевом бассейне получает все большее распространение. Если в 1954 г. было потреблено 6000 комплектов крепи, то в 1960 г. оно достигло 87 тыс. комплектов и в 1961 г. дойдет до 135 тыс. комплектов.

Естественно, что такое большое потребление крепи поставило перед работниками бассейна задачу получить дешевую, удобную и надежную в эксплуатации штанговую крепь. Эта задача была достаточно успешно решена в результате совместных усилий Института сланцев Совнархоза ЭССР и Ремонтно-механического завода (ныне ЦЭММ) треста «Эстонсланец».

Если рассмотреть картину стоимости комплекта крепи в различных бассейнах страны (табл. 1), то она не может не вызвать удивления. Диапазон стоимости крепи очень широк.

В Норильске крепь стоит 3,80 руб., в Кривом Роге 2,00 руб., а в тресте «Эстонсланец» — 0,65 руб.

Такое положение вещей говорит о том, что в целом по стране вопросу изготовления и стоимости крепи уделяется совершенно недостаточное внимание.

Центральные электромеханические мастерские занимаются изготовлением штанговой крепи уже в течение 7 лет. Выпускаемая в настоящее время ЦЭММ крепь типа СКШ является, по-видимому, самой дешевой в стране. Это дает нам право утверждать, что за 7 лет на ЦЭММ накоплен опыт производства дешевой штанговой крепи.

Стоимость комплекта штанговой крепи в различных бассейнах страны

Комбинат, трест	Тип применяемых штанг	Стоимость комплекта, руб.
Комбинат «Апатит»	клиновые	4,72
Норильский комбинат	„	3,80
Комбинат «Североникель»	„	1,70
Кузбасс	„	0,90
«Эстонсланец»	„	0,67
Кривой Рог	распорные	2,00
Миргаймсай	„	1,75
Грузинская ССР	„	1,23
«Эстонсланец»	„	0,65

Если говорить о стоимости нового изделия (в данном случае о штанговой крепи), то следует сказать, что стоимость зависит в основном от следующих факторов:

- а) технологичности конструкции;
- б) металлоемкости изделия;
- в) выбора технологического процесса, обеспечивающего минимальную трудоемкость.

С 1954 г. по 1959 г. ЦЭММ изготавливали клинощелевую штанговую крепь.

Простота конструкции и сравнительная легкость изготовления обеспечили ей в первые годы широкое распространение во многих бассейнах страны, в том числе и сланцевом бассейне.

Однако клинощелевая крепь обладает существенными недостатками, которые не позволяют ориентироваться на нее при широком потреблении штанговой крепи.

К таким недостаткам относятся:

- а) неоправданная металлоемкость крепи вследствие щели на конце болта, снижающей ее несущую способность примерно на 25%;
- б) конструкция крепи не позволяет ее извлекать для повторного использования.

Поэтому была поставлена задача найти конструкцию крепи, которая, исключая недостатки клинощелевой, примерно равнялась бы ей по стоимости.

Усилия Института сланцев и ЦЭММ привели к созданию штанговой крепи, известной под названием СКШ (ЭС-1). Эта крепь менее металлоемка по сравнению с клинощелевой. Конструкция крепи позволяет ее использовать многократно.

Надо сказать, что как при изготовлении клинощелевых, так и при изготовлении штанг СКШ работа коллектива ЦЭММ была направлена на максимальное снижение трудоемкости и экономичного использования материалов. При изготовлении обоих видов штанг была достигнута сравнительно низкая их стоимость.

В большой степени на это повлиял правильный выбор технологического процесса при их изготовлении.

Первые годы технология изготовления штанговой крепи была весьма примитивна и не могла обеспечить достаточно низкую стоимость.

Коллектив инженерно-технических работников и рабочих ЦЭММ, тщательно изучив вопрос о снижении стоимости крепи, пришел к выводу, что оно может быть достигнуто созданием технологии, при которой максимальное количество операций производилось бы штамповкой на прессах и отливкой.

Было решено создать специализированный участок по изготовлению штанговой крепи.

Направление технологии определило местоположение специализированного участка — кузнечный цех. Для операций механической обработки было найдено наиболее производительное оборудование: болторезные станки и гайконарезной полуавтомат.

Проведение этих мероприятий не замедлило сказаться на результатах. К 1959 г. стоимость комплекта клинощелевой штанговой крепи достигла 0,67 руб.

В 1960 г. ЦЭММ стали выпускать штанговую крепь типа СКШ.

Несмотря на некоторую разницу в цене по сравнению с клинощелевыми штангами, переход на их изготовление оказался оправданным по причинам, упомянутым ранее.

Следует отметить, что коллектив ЦЭММ сравнительно быстро освоил производство новой конструкции крепи, и уже в апреле 1961 г. ее стоимость была ниже стоимости клинощелевой штанги. Большую роль в этом сыграли рационализаторы.

Общая сумма условной годовой экономии по предложениям, касающимся технологии изготовления штанговой крепи, только за один год составила 50 тыс. рублей в старом исчислении. Достаточно сказать, что количество операций при изготовлении штанг сократилось за последние 4 месяца с 16 до 12.

Несмотря на достаточно низкую стоимость крепи, достигнутую на ЦЭММ, есть реальные возможности снижать ее и дальше.

Стоимость крепи складывается в основном из следующих затрат:

- а) стоимость материалов 0,29 руб;
- б) заработная плата рабочих 0,10 руб;
- в) стоимость оснастки на 1 комплект 0,08 руб.

По каждой из этих статей имеются возможности снизить затраты. В настоящее время для изготовления болта штанги на ЦЭММ используется круглый прокат $\varnothing 20$ мм марки Ст5, имеющий предел прочности на разрыв 50 кг/мм^2 . Если вместо Ст5 применить качественную машиностроительную сталь марки Ст45Г2 с пределом прочности на разрыв 80 кг/мм^2 , диаметр проката можно уменьшить до 16 мм, не снижая общей несущей способности штанги, причем стоимость 1 т проката такой стали примерно равна стоимости проката марки Ст5.

Применение круга $\varnothing 16$ мм Ст45Г2 вместо $\varnothing 20$ марки Ст5 при выпуске 135 тыс. комплектов крепи в год даст экономию металла в размере 121,5 т, что в суммарном выражении составит 6000 руб. экономии.

Сейчас на 1 комплект крепи в денежном выражении расходуется на 8 коп. оснастки. Эти затраты возможно и нужно снизить, так как они высоки сейчас за счет большой трудоемкости изготовления штампов.

Применение передовой технологии, электроимпульсной обработки ковочных штампов позволит снизить трудоемкость при их изготовлении не менее чем в 2 раза. И, наконец, имеются резервы по снижению трудоемкости всех операций изготовления штанговой крепи за счет оснащения ЦЭММ высокопроизводительным кузнечно-прессовым оборудованием.

Растущее потребление штанговой крепи в сланцевом бассейне безусловно требует специализированной поточной линии, способной производить крепь не только для треста «Эстонсланец», но и для комбината «Сланцы».

Реализация перечисленных возможностей позволит снизить стоимость одного комплекта штанговой крепи до 0,50 руб.

В настоящее время ЦЭММ оказали техническую помощь в подготовке изготовления такой крепи институту ВНИИГидроуголь в Донбассе, Карагандинскому угольному институту. Опытные партии штанг, высланные в эти бассейны, успешно прошли промышленные испытания.

В Донбассе на Боковском рудоремонтном заводе приступают к изготовлению крепи типа СКШ (ЭС-1), используя чертежи оснастки, которая была изготовлена в ЦЭММ. Естественно, эта крепь не является вполне совершенной. Предусмотренная перспективными планами механизация установки крепи в забоях потребует другой конструкции крепи. Такую

крепь нужно разрабатывать заранее и уже сейчас подготавливаться к ее производству.

Следует поднять вопрос об общесоюзной унификации конструкции штанг.

Применяемые сейчас десятки самых различных типов штанг могут быть заменены 2—3 конструкциями, что даст возможность специализировать изготовление крепи на нескольких заводах, которые смогут обеспечить все бассейны страны дешевой и качественной штанговой крепью.

IX.

МЕХАНИЗИРОВАННАЯ ПРОХОДКА ВОДООТЛИВНЫХ КАНАВ С ПОМОЩЬЮ ВРУБОВЫХ МАШИН

ЛОГУСОВ Б. И.,
шахта № 6

Шахты Эстонского сланцевого бассейна имеют значительную обводненность. Максимальные притоки воды во время весенних и осенних паводков достигают 3—5 тыс. $m^3/ч$ и более, а минимальные притоки находятся в пределах 300—400 $m^3/ч$.

Для своевременного отвода поступающей в шахту воды как из подготовительных, так и очистных выработок требуется выполнение больших работ по проходке водоотливных канав. Водоотливные канавы глубиной 1,5—3 м и более проходятся, как правило, по вентиляционным штрекам и служат для отвода воды из подготовительных выработок и отработанного пространства панелей. Эти канавы ранее проходились вручную.

Для осушения и отвода воды из лав ввиду наличия в пределах выемочного столба местных понижений подошвы пласта, так называемых мульд, достигающих глубины до 0,5 м, приходилось проходить по сборным и бортовым штрекам, а подчас и по разрезкам лав канавы глубиной до 0,6—1,0 м. Однако проходка таких канав вручную имеет целый ряд существенных недостатков, главными из которых являются:

- а) значительные затраты труда на бурение шпуров, отгрузку взорванной породы и откатку ее в вагонах;
- б) необходимость задалживания значительного количества проходчиков и взрывников при проходке указанных канав;
- в) значительная ширина канав, достигающая 0,7—0,8 м, и необходимость плотного перекрытия досками на всю ширину;
- г) высокая стоимость проходки канав (стоимость с материалами 1 пог. м канавы глубиной 1,2 м составляет 4,89 руб.);
- д) практическая невозможность поддержания в чистоте и порядке канавы в выработанном пространстве. Это в конечном счете приводит к тому, что канава на сборном штреке практически не обеспечивает своего целевого назначения.

Для устранения отмеченных недостатков необходимо было изыскать новый способ проходки канав по сборным штрекам. В июле 1958 г. начальник шахты № 6 Прокопович В. В. и бывший главный инженер Куликов Н. Д. предложили механизированный способ проходки водоотливных канав при помощи врубовой машины.

Для подрубki щели в подошве выработки врубовая машина КМП-2 ставится на ребро и при помощи специальных стяжных болтов крепится к салазкам-раме, сваренным из обычных рудничных рельс марки Р-24. Бар длиной от 1,5 до 2 м в зависимости от требуемой глубины щели устанавливается под углом 45—60°. При такой установке бара значительно облегчается удаление штыба из прорубаемой щели, и машина работает спокойнее.

Известно, что при установке врубовой машины на ребро нарушается нормальная смазка ее узлов, поэтому в машинах, предназначенных для прорубки щели, система смазки изменяется. Смазка подающей части осуществляется принудительно с помощью дополнительно прокладываемых трубок диаметром 15 мм, по которым от маслососа подается к шестерням и подшипникам. Для обеспечения смазки подшипников в режущей части промежуточный вал-шестерня переставляется в нижние гнезда.

В течение второй половины 1958 г. с помощью машины на шахте № 6 пройдено 1034 пог. м щелей.

С 1959 г. по всем сборным штрекам и разрезкам лав водоотливные щели проходятся механизированным способом. Всего по шахте в 1959 г. было пройдено 3884 пог. м и в 1960 г. — 3458 пог. м.

Начиная с 1959 г., механизированная проходка водоотливных щелей получила применение на всех шахтах нашего треста.

За два года по шахтам треста пройдено 27 086 пог. м щелей, в том числе: в 1959 г. — 5044 и в 1960 г. — 22 042 пог. м, т. е. 93% от общего количества проходимых канав. Правда, в эти данные вошли и канавы, пройденные с помощью скрепера.

Водоотливные щели глубиной 1,2 м и шириной 14 см проходятся по сборному штреку, разрезкам лав и соединяются с водоотливной канавой на вентиляционном штреке сразу же после окончания проходческих работ. Таким образом, пласт сланца до начала отработки столба частично дренируется. Щель, проходимая по сборному штреку, располагается со стороны прохода для рабочих, между путями для доставки леса в лаву.

Перед началом монтажа оборудования щель перекрывается распилом из рудстоек диаметром 16—17 см.

После забивки в щель распил разбухает и плотно перекрывает ее. В подошве сборного штрека создается как бы водоотливная труба, надежно защищенная от засорения. В местах, где необходимо спустить воду, в перекрывающем распиле просверливаются отверстия. Щель, пройденная и перекрытая указанным способом, служит безотказно в течение всего времени отработки столба.

Щель, пройденная по разрезкам, в значительной степени облегчает удаление воды, проникающей в лаву во время первой ее посадки, на расстояние 12—16 м от разрезки. В дальнейшем, в процессе эксплуатации лав, вода, скапливающаяся в местах понижения пласта (так называемых мульдах), удаляется с помощью неглубоких канав на сборный или бортовой штреки в зависимости от места расположения мульд в лавах.

Одна щелевая машина и два проходчика, один из которых — врубмашинист — управляет машиной, а второй — его помощник — занимается расштыбовкой щели, вполне обеспечивают потребность шахты в проходке щелей.

Максимальная месячная проходка при работе машины в одну смену на нашей шахте составила 411 *пог. м*; средняя колеблется в пределах 300—350 *пог. м*.

Практический срок службы бара и врубовой цепи (усиленной) равен 2—2,5 месяца.

На 1 *пог. м* щели расходуется:

зубков	— 0,66 шт.;
стопоров	— 0,08 шт.;
электроэнергии	— 15,0 квт. ч

Экономические расчеты, проведенные шахтой по сравнению способов механизированной и ручной проходки канав, показывают, что стоимость 1 *пог. м* щели, пройденной первым способом, на 3,06 руб. ниже стоимости 1 *пог. м* канавы, пройденной вручную. Полная стоимость проходки 1 *пог. м* канавы вручную с учетом заработной платы и всех материалов — 4,89 руб., в то время как стоимость механизированной проходки с учетом амортизации машины — 1,81 руб.

Таким образом, водоотливные щели, кроме их явных преимуществ в эксплуатации, являются еще и более выгодными экономически.

Применение врубовой машины для прорубки водоотливных щелей по сборным штрекам только частично решило вопрос механизации проходки водоотливных канав, так как основной объем наиболее тяжелых и трудоемких операций — проходка глубоких (2 м и более) канав по вентиляционным штрекам — остался без изменений. Но рационализаторы продолжали работать в этом направлении. И вот в конце 1960 г. работником

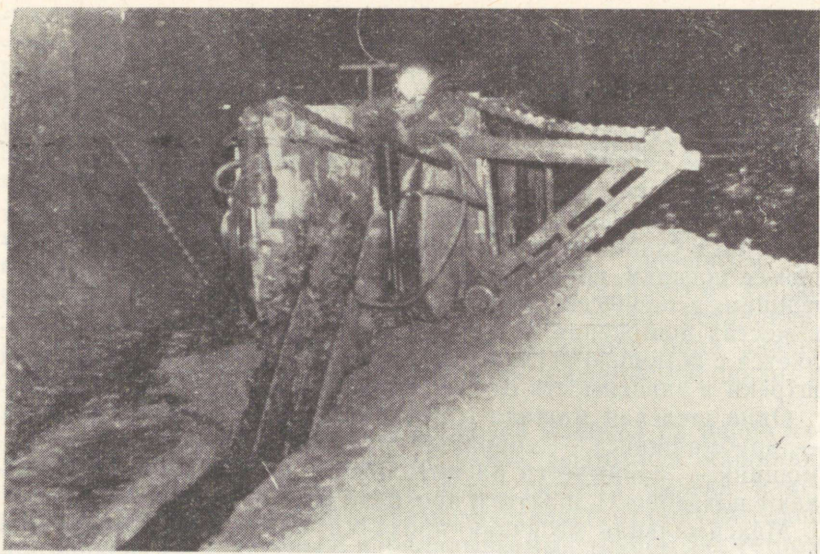


Рис. 1. Машина для проходки водоотливных канав конструкции Р. Х. Маазика

шахты № 6 Маазиком Р. Х. была создана врубовая машина со сдвоенными барами для проходки водоотливных канав шириною 0,35—0,5 м и глубиной до 2 м.

Этот механизм, имеющий уже более сложную конструкцию, смонтирован из двух врубовых машин, одна из которых не имеет подающей части. Ведущие звездочки баров между собой скреплены с помощью зубчатой муфты. Рабочий орган машины состоит из двух спаренных врубовых баров. Режущие цепи (усиленные) имеют жесткие соединения скребками, оснащенными резцами обычного типа.

На барах, для облегчения условий работы цепи, утюги заменены звездочками; смазка их обеспечивается принудительно от смазочной станции.

Для подъема и опускания режущего органа используются два гидродомкрата.

Удаление разрушенной горной массы из канав производится режущим органом и специальным одноцепным скребковым конвейером, удаляющим штыб в сторону от канавы.

Привод цепи конвейера осуществляется от режущей части машины через коническую пару и звездочку. Конвейер имеет предохранительное устройство, срабатывающее при перегрузке.

Передвигается машина при помощи каната. Канат обеспечивает прямолинейное движение машины с помощью специального блока, применение которого гарантирует также и более равномерную скорость подачи.

Пуск электродвигателей осуществляется последовательно, после того как достигается номинальная скорость вращения первого двигателя, включается второй.

Машина работает успешно и, по-видимому, найдет широкое применение на всех шахтах Эстонского сланцевого бассейна.

Х.

ОПЫТ МЕХАНИЗИРОВАННОГО ЛЕСОСПУСКА С ПОМОЩЬЮ ЭЛЕВАТОРА

ШЕВЛЯКОВ С. М.,
шахта № 8

На некоторых шахтах Эстонского сланцевого бассейна лес спускают в шахту по скважинам или шурфам под тяжестью собственного веса. Падая с большой высоты, часть деревянных стоек разбивается, что приносит неоправданные убытки. Такое положение существовало и на шахте № 8 до октября 1960 г., когда была смонтирована установка по механизированному лесоспуску.

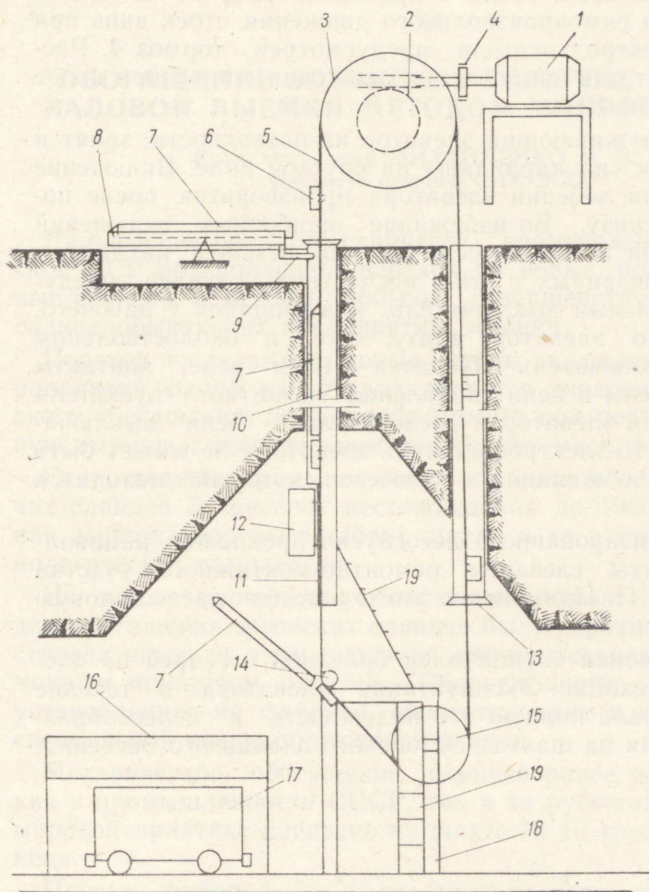
Установка для спуска леса представляет из себя элеватор, где в качестве тягового органа применен бесконечный канат. Рабочая и холостая ветви каната перемещаются по пробуренным скважинам, закрепленным обсадными трубами диаметром 400 мм. Нижняя часть скважины, по которой спускается лес, расширена при помощи буровзрывных работ и закреплена штанговой крепью.

Расширение скважины произведено для удобства перевода вертикально опускаемой стойки в горизонтальное положение при подходе ее к специально установленному в устье скважины стеллажу.

В качестве привода применяется лебедка со шкивом трения диаметром 1300 мм с электродвигателем мощностью 5 квт. Редуктор для лебедки использован от цепного толкателя ПЭТ-IV. Приводной шкив трения и натяжной шкив, а также все остальные детали установки изготовлены в механической мастерской шахты.

Спуск леса производится следующим образом.

Рабочий опускает деревянную стойку 7 на лоток 8, который поворачивается под действием опоры 6. Опоры закреплены на бесконечном тросе 5, приводимом в движение посредством шкива 3. При повороте лотка 8 деревянная стойка становится на опору и транспортируется вниз. При огибании тросом отклоняющего ролика 14 стойка падает на стеллаж 16 и



1. Электродвигатель
2. Редуктор
3. Шкив трения
4. Тормоз
5. Трос
6. Опора
7. Стойка
8. Лоток
9. Упор лотка
10. Сбрасывающие трубы
11. Труба с вырезом
12. Двери (открытые)
13. Раструб
14. Отклоняющий ролик
15. Натяжной шкив
16. Деревянный стеллаж
17. Вагонетка
18. Метал рама
19. Лестница

Рис. 1. Схема механического спуска леса

по его наклонной плоскости скатывается в вагон (или козу при длинномерном лесе). Натяжение троса 5 производится шкивом 15 за счет собственного веса. При спуске стоек длиной 2,2 м двери 12, перекрывающие часть трубы, закрыты, а при спуске более длинного леса — открыты. Лестницы 19 предназначены для подъема рабочего с целью осмотра и ремонта оборудования, а также открывания дверей. В целях предотвращения самопроизвольного движения стоек вниз при выключении электродвигателя предусмотрен тормоз 4. Рас-трубы 13 служат для направления движения опор 6 при входе в обсадные трубы 10.

Рабочий, обслуживающий элеватор на поверхности, занят и на заточке стоек «на карандаш» на круглой пиле. Включение электродвигателя лебедки элеватора производится после подачи сигналов снизу. Во избежание ошибочных включений электродвигателя во время осмотра или ремонта натяжного устройства и связанных с этим несчастных случаев предусмотрен специальный выключатель, находящийся у рабочего, обслуживающего элеватор внизу, т. е. в околоствольном дворе. Этот выключатель находится в цепи реле, контакты которого включены в цепь управления магнитного пускателя электродвигателя элеватора. Следовательно, если выключатель выключен, то электродвигатель элеватора не может быть запущен даже по желанию рабочего, который находится наверху.

Способ механизированного лесоспуска предложен рационализатором шахты слесарем ремонтно-монтажного участка Перфиловым С. П. Применение этого способа дает годовую экономию 5 174 руб.

Монтаж установки осуществлен бригадой слесарей по внедрению новой техники. Эксплуатация элеватора в течение 8 месяцев показала полную его надежность и целесообразность применения на шахтах Эстонского сланцевого бассейна.

XI.

ОБОГАЩЕНИЕ ЭСТОНСКИХ ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ ВАЛОВОЙ ВЫЕМКИ МЕТОДОМ МОКРОЙ ОТСАДКИ

Канд. техн. наук МИХАЙЛЕНКО М. В.,
Институт сланцев СНХ ЭССР

Дальнейшее развитие сланцевой промышленности Эстонской ССР обуславливает переход на новые, более эффективные системы и методы добычи, совершенствующие работу сланцедобывающих предприятий Эстонии.

Переход последних на новые методы включает комплекс мероприятий, одним из которых является внедрение механического обогащения, особо необходимого при переходе на валовую выемку и значительном увеличении масштабов добычи.

Единственным промышленным методом обогащения горючих сланцев Эстонского месторождения до 1960 г. была ручная выборка породы в забоях шахты и на поверхности в технологических комплексах.

На основе проведенных научно-исследовательских работ для обогащения эстонских сланцев была спроектирована и построена опытная промышленная обогатительная фабрика с мокрым процессом отсадки. Обогатительное оборудование, установленное на фабрике, спроектировано и изготовлено со специальной целью обогащения сланца.

Механическое обогащение сланцев ранее не применялось как в промышленности СССР, так и за рубежом и впервые в мировой практике внедрено на шахте № 10 треста «Эстонсланец».

Проект фабрики при шахте № 10 на одну промышленную секцию составлен институтом Гипрошахт. Обогатительное оборудование новых типоразмеров, применительно к обогащению сланцев, запроектировано институтом Гипромашобогащение и изготовлено на Таллинском машиностроительном заводе.

Промышленные испытания проведены Институтом сланцев в тесном содружестве с коллективом обогатительной фабрики.

1. Технологическая схема фабрики

Технологическая схема фабрики (рис. 1) очень проста и позволила удачно выполнить компоновку обогатительного оборудования.

Горная масса, выданная из шахты, крупностью 650 мм на грохоте ГВФ9 подвергается предварительному грохочению на классы +125 мм и 0—125 мм.

Класс +125 мм дробится до 125 мм на зубчатой двухвалковой дробилке ДЗС 900×1200 мм.

Дробленый продукт и класс 0—125 мм аккумулируются в бункере емкостью 100 м³, откуда качающимся питателем 750×750 мм подаются на грохочение.

Материал, подаваемый питателем на грохот ГУКК, классифицируется на машинный класс 25—125 мм и мелочь 0—25 мм. Мелочь 0—25 мм является готовым продуктом (сланец III сорта) и отгружается потребителю — электростанции. Класс 25—125 мм направляется в отсадочную машину для обогащения.

Отсадочная машина — беспоршневая, двухступенчатая, площадью 10 м², проектной производительностью до 150 т/ч, выдает два продукта — сланцевый концентрат и отвальную породу.

После обезвоживания на грохотах типа ГУК концентрат отгружается сланцеперерабатывающим заводам, а порода направляется на терриконик.

Шламы от обезвоживания продуктов поступают в резервуар, откуда насосом 8НФ откачиваются в наружный шламовый отстойник. В отстойнике шламы осаждаются, а осветленная вода насосом 14-НДС возвращается на фабрику в процесс.

Операция фильтрации отсева концентрата 1—25 мм не производится, так как центрифуга ВШ-10 на фабрику заводом-изготовителем не поставлена. Эта операция на схеме показана пунктиром.

Проектом предусматривались осветление шламовых вод в радиальном сгустителе диаметром 30 м и последующее обезвоживание сгущенного шлама в горизонтальных отстойных центрифугах типа РЦМ. Однако ввиду отсутствия опыта по обезвоживанию сланцевых шламов и точной уверенности в успешности вышеуказанных операций в проекте принята подача всех шламов непосредственно в наружный отстойник.

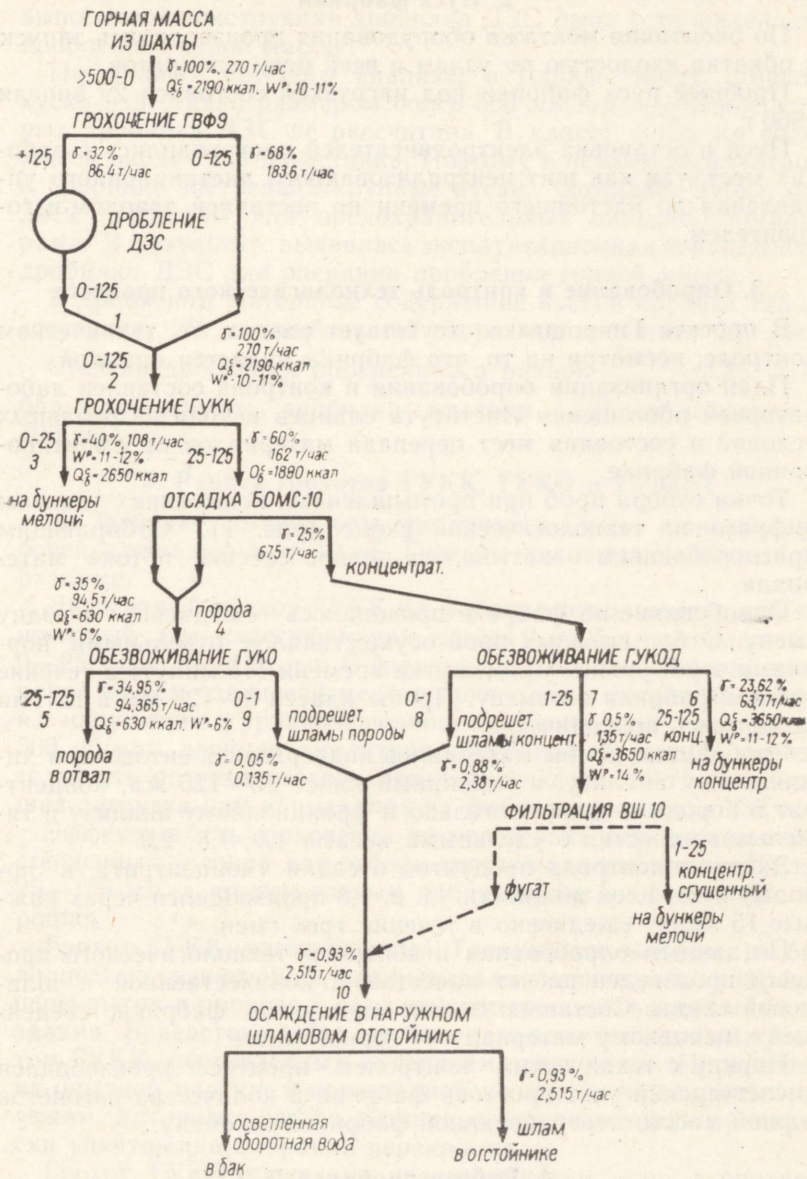


Рис. 1. Технологическая схема опытной промышленной сланцеобогащительной фабрики при шахте № 10 треста «Эстонсланец»

2. Пуск фабрики

По окончании монтажа оборудования производились запуск и обкатка вхолостую по узлам и всей цепи аппаратов.

Пробный пуск фабрики под нагрузкой состоялся 29 апреля 1960 г.

Пуск и остановка электродвигателей производились с рабочих мест, так как щит централизованного дистанционного управления до настоящего времени не поставлен заводом-изготовителем.

3. Опробование и контроль технологического процесса

В проекте Гипрошахта отсутствует раздел о техническом контроле, несмотря на то, что фабрика является опытной.

План организации опробования и контроля составлен лабораторией обогащения Института сланцев исходя из реальных условий и состояния мест перепада материалов на смонтированной фабрике.

Точки отбора проб при промышленных испытаниях указаны цифрами на технологической схеме (рис. 1). Отбирающим приспособлением охватывалось полное сечение потока материала.

Опробование на фабрике проводилось ежедневно в одну смену. Отбор сменных проб осуществлялся отдельными порциями через равные промежутки времени (15 минут) в течение работы фабрики за смену. Пробы класса 0—125 мм и шлама отбирались периодически.

Отобранные пробы материалов подвергались ситовому и химическому анализу, а машинный класс 25—125 мм, концентрат и порода — дополнительно и фракционному анализу в тяжелых жидкостях с удельными весами 1,6; 1,8; 2,0.

Экспресс-контроль продуктов отсадки (концентрата и породы) в тяжелой жидкости уд. в. 1,8 производился через каждые 15 минут ежедневно в течение трех смен.

По данным опробования и контроля технологического процесса произведен расчет качественно-количественной и шламовой схемы. Составлен баланс продуктов фабрики, сведенный к исходному материалу — горной массе.

Наряду с техническим контролем процесса производился диспетчерский учет простоев фабрики и количества вагонеток горной массы, переработанной фабрикой за смену.

4. Работа дробилки ДЗС

Установленная дробилка ДЗС 900×1200 мм является опытным образцом и предназначается для дробления сланца, выдаваемого из шахты после выборки крупнокусовой породы в

забоях. Однако ввиду отсутствия зубчатых дробилок более выносливой конструкции дробилка ДЗС была установлена для дробления горной массы.

По данным ситового анализа, в горной массе имеются куски известняка размером более 500 мм, на дробление которых дробилка ДЗС не рассчитана. В классе +125 мм содержится около 70% известняка. Поэтому в период эксплуатации в дробилке застревали крупные куски, ломались зубья, рвались проушины для предохранительных пальцев, ломалась рама. В результате выявилась эксплуатационная ненадежность дробилки ДЗС для операции дробления горной массы.

В дробленном материале содержание кусков крупнее 125 мм составляет 2%, а наибольший их размер достигает 200 мм.

Степень дробления определилась равной $\frac{650}{200} = 3,25$. Наибольшая загрузка дробилки классом +125 мм доходила до 100 т/ч.

5. Работа грохотов ГУКК, ГУКО и ГУКОД

На фабрике установлены три грохота ГУК, каждый с рабочей площадью сита 10 м². Грохоты являются опытными образцами.

Двухситный грохот ГУКК на фабрике используется как односитный для классификации класса 0—125 мм на два класса: 0—25 мм и 25—125 мм. С грохота снят поддон, так как налипание на нем сланцевой мелочи приводило к возрастанию веса и нарушению уравновешенности. Приводной вал имеет 500 об/мин, двойная амплитуда колебания 20 мм. Производительность по технической характеристике до 290 т/ч, наибольшая загрузка при испытаниях на фабрике достигала 332 т/ч.

Эффективность грохочения не могла быть подсчитана ввиду стесненных условий для отбора пробы надрешетного продукта 25—125 мм, а по визуальным наблюдениям — достаточно хорошая.

Грохот ГУКК, изготовленный Таллинским заводом, не был полностью уравновешен, что вызывало значительные вибрации перекрытия и привело к образованию трещины в несущей балке здания. Вследствие этого он был заменен однотипным грохотом ГУКК, поставленным луганским заводом им. Пархоменко из опытной партии, изготовленной по корректированным чертежам. Установка его на резиновых амортизаторах практически уничтожила вибрации перекрытия.

Грохот ГУКО проектом предназначен для вторичного обезвоживания породы. Промышленные испытания показали, что эта операция является излишней. Влажность породы, выдаваемой обезвоживающими элеваторами (6%), остается

практически той же и после вторичного обезвоживания на грохоте.

Произведенное отсоединение грохота ГУКО и подача породы от обезвоживающих элеваторов по желобу непосредственно на породный конвейер являются существенным упрощением схемы фабрики.

Двухситный грохот ГУКОД вполне удовлетворительно выполняет операции обезвоживания концентрата 25—125 мм и отсева концентрата 1—25 мм.

Влажность обезвоженного концентрата составляет 11—12%, что не превышает предельной нормы (12%).

Влажность обезвоженного отсева концентрата 1—25 мм в пределах 12—16%. Это немногим выше влажности мелочи 0—25 мм (10,3—15,0%), с которой отсев концентрата объединяется, не подвергаясь фильтрации.

Наибольшая нагрузка грохота ГУКОД составляла 83 т/ч против допустимой по технической характеристике до 240 т/ч, т. е. грохот работал недогруженным.

Верхнее сито грохота ГУКОД, имеющее круглые отверстия диаметром 25 мм, необходимо заменить ситом с квадратными отверстиями 25×25 мм (или с эквивалентными им круглыми отверстиями диаметром 31 мм), учитывая кондиции на крупность концентрата.

По результатам опытной эксплуатации, грохота ГУКОД и ГУКК является возможным рекомендовать для серийного изготовления.

6. Регулировка беспоршневой отсадочной машины для сланцев БОМС-10

Внедрение процесса отсадки сланцев производилось в условиях, осложненных освоением оборудования новой конструкции.

Процесс отсадки систематически нарушался вследствие перерывов в подаче горной массы. Фабрика работала 2—3 часа в смену и при этом имела 6—7 остановок из-за отсутствия горной массы.

Лишь с целью проведения замеров производительности отсадочной машины БОМС-10, при определенных предварительно заданных параметрах, в шахте специально накапливались 400—600 вагонеток горной массы и обеспечивалась сравнительно непрерывная подача ее на фабрику.

На всех этапах промышленного испытания качественные показатели обогащения сланца на фабрике достигали показателей, определяемых нормами технических условий и проектом, а в ряде случаев их перекрывали.

Основной трудностью испытания явилось поднятие производительности отсадочной машины БОМС-10, которая определяет общую производительность обогатительной фабрики.

Приведем краткую техническую характеристику отсадочной машины БОМС-10: беспоршневая, двухступенчатая, прямоточная, предназначена для выделения породы из горючего сланца крупностью 25—125 мм; расчетная площадь отсадки 10 м²; производительность удельная до 15 т/м²ч, полная — до 150 т/ч. Отсадочная машина БОМС-10 является опытным образцом.

Технологические показатели работы отсадочной машины определяют следующие факторы:

1. Гранулометрический и фракционный состав машинного класса.
2. Равномерность и непрерывность питания машины.
3. Частота и амплитуда пульсаций.
4. Толщина постели.
5. Разгрузка продуктов отсадки.
6. Расход транспортной и подрешетной воды.
7. Удельная нагрузка.

Все перечисленные факторы имеют тесную взаимосвязь. На изменение одного из этих факторов отсадочная машина быстро реагирует, и режим работы может резко меняться. Кроме того, из практики обогащения угля известно, что нельзя допускать остановки отсадочной машины, так как после этого требуется около часа времени, чтобы вновь установить нормальные условия процесса отсадки.

1. Гранулометрический и фракционный состав машинного класса 25—125 мм не был стабильным.

Выход машинного класса изменялся в широких пределах 82,9÷39,2%.

Содержание тяжелой (породной) фракции +2,0 в машинном классе колебалось в пределах 70,3÷58,3%.

Калорийность машинного класса менялась в пределах 2190÷1600 ккал.

Наличие в машинном классе кусков крупнее 125 мм (до 200 мм) привело к необходимости коренной переделки конструкции породного разгрузочного устройства 1-го отделения в отсадочной машине БОМС-10. Произведенными при промышленных испытаниях переделками были ликвидированы застревания породы, разгружаемой из машины.

2. Равномерность и непрерывность питания отсадочной машины БОМС-10 не были обеспечены из-за отсутствия в достаточном количестве горной массы и, в связи с этим, частых остановок БОМС-10.

Однако в тяжелых для работы отсадочной машины условиях процесс отсадки в БОМС-10 сравнительно быстро устанавливался и давал качественные продукты обогащения — концентрат и отвальную породу.

Это объясняется легкой обогатимостью горючих сланцев, обусловленной большим различием удельных весов разделяемых компонентов — сланца (меньше 1,8) и известняка (больше 2,0) при очень незначительном выходе промежуточной фракции 1,8—2,0 (меньше 3%).

3. Частота и амплитуда пульсаций определяют скорость движения постели (материала) в отсадочных отделениях машины. С возрастанием скорости снижается время прохождения постели по машине и возрастает производительность машины. Частота пульсаций — наиболее важный элемент регулировки отсадочной машины. Правильный подбор частоты пульсаций представляет важнейший фактор увеличения производительности отсадочной машины.

Замерами было выявлено, что конструкция воздухопривода машины БОМС-10 позволяет устанавливать частоту пульсаций 70, 63, 56, 48 и 43 в минуту.

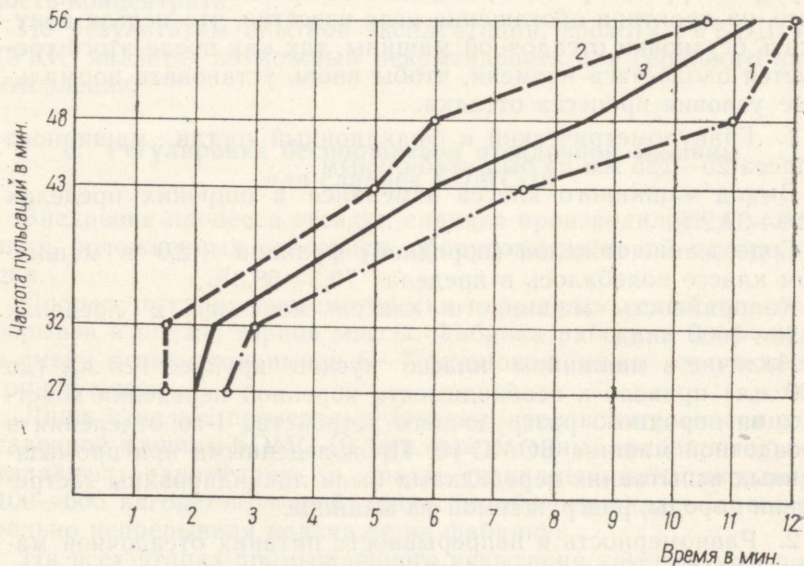


Рис. 2. Зависимость времени прохождения породного слоя постели по БОМС-10 от частоты пульсаций
1 — максимальная, 2 — минимальная, 3 — средняя

Производительность БОМС-10 (при двухступенчатой воздухоподушке, обеспечивающей рабочее давление в воздухохборнике 1900 мм вод. ст.) определилась:

при 56 пульсациях	— до 50 т/ч;
при 48 и 43 пульсациях	— до 75 т/ч.

Произведенная в период промышленных испытаний замена электродвигателя воздухопривода на другой, с меньшим числом оборотов, и установка дополнительной шестерни в редукторе позволили снизить частоту пульсаций до 32 и 27 в минуту. Достигнутая при этих пульсациях производительность БОМС-10 составила 162 т/ч, что на 8% выше ее проектной производительности (до 150 т/ч).

Составленный по данным замеров рис. 2 свидетельствует, что в пределах пульсаций 56÷32 время прохождения постели по машине эффективно снижается пропорционально снижению пульсаций, в среднем 11,3÷2,3 минуты. При числе пульсаций ниже 32 время прохождения постели убывает незначительно и при 27 пульсациях составляет в среднем 2 минуты.

Следовательно, где-то близко за пределами 27 пульсаций время прохождения постели через машину дойдет до своего минимума, определяющего максимально возможную производительность БОМС-10.

Опыт с загрузкой отсадочной машины до производительности 100 т/ч показал, что процесс отсадки при этом протекает нормально, но элеваторы не могут обеспечить своевременное удаление породы из машины.

Это приводит к выводу о необходимости в отсадочной машине БОМС-10 проектировать привод воздухораспределения с меньшими частотами пульсаций, а элеваторы с большей производительностью.

Амплитуда пульсаций постели в I и II отсадочных отделениях машины (рис. 3 и 4) возрастает при снижении частоты пульсаций. Полное разрыхление постели, обеспечивающее эффективное разделение компонентов (сланца и известняка) по удельным весам, наблюдалось лишь при 32 и 27 пульсациях.

Средний размер амплитуды постели при 27 пульсациях составляет в I отделении 235 мм и во II отделении 205 мм, что превышает расчетную амплитуду пульсаций по проекту (197 мм). Максимальная амплитуда пульсаций при испытаниях определена 310 мм (рис. 3).

Превышение фактической амплитуды проектной привело к переливам воды через борт отсадочной машины, что при промышленных испытаниях было ликвидировано наращиванием бортов машины.

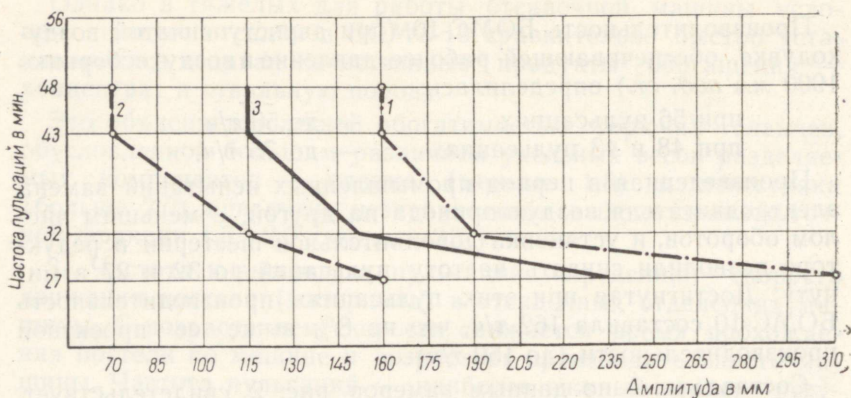


Рис. 3. Зависимость амплитуды пульсаций постели в I отделении БОМС-10 от частоты пульсаций
1 — максимальная, 2 — минимальная, 3 — средняя

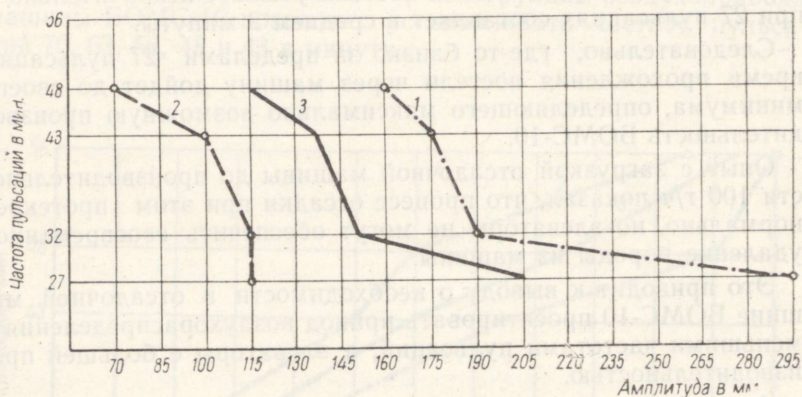


Рис. 4. Зависимость амплитуды пульсаций во II отделении БОМС-10 от частоты пульсаций
1 — максимальная, 2 — минимальная, 3 — средняя

Следовательно, при корректировании чертежей БОМС-10 необходимо соответственно фактической амплитуде увеличить глубину отсадочной машины.

4. Толщина постели в I и II отделениях машины уменьшается пропорционально снижению частоты пульсаций (рис. 5 и 6). Известно, что излишняя толщина постели ведет к снижению производительности процесса отсадки. Наименьшая толщина постели получена при 27 пульсациях и составляет в среднем в I отделении 530 мм, во II отделении 425 мм.

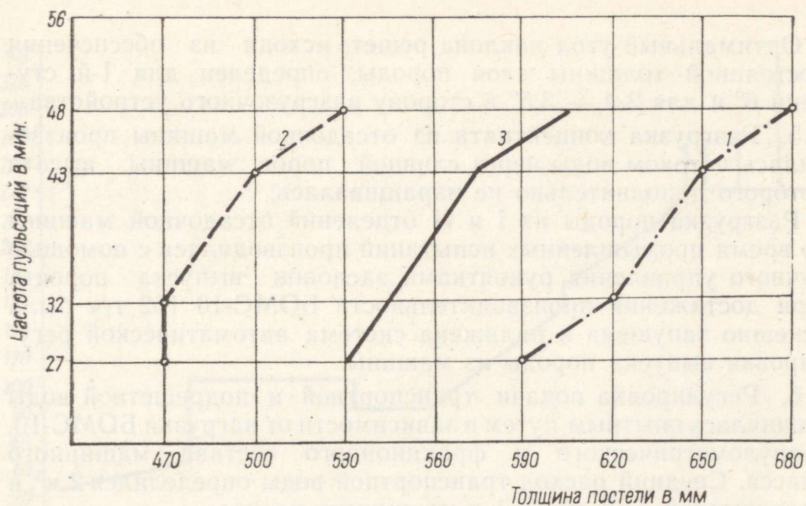


Рис. 5. Зависимость толщины постели в I отделении БОМС-10 от частоты пульсаций
 1 — максимальная, 2 — минимальная, 3 — средняя

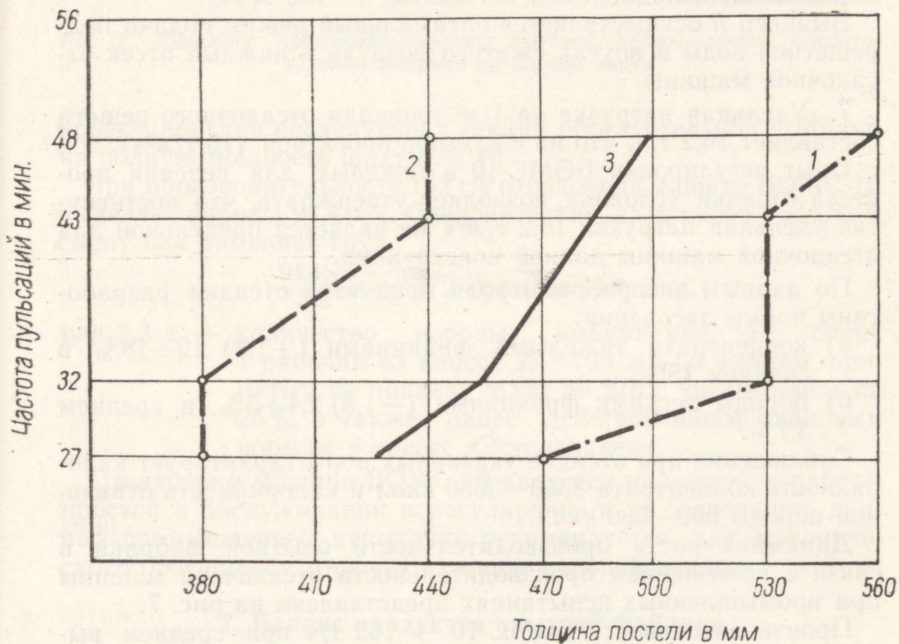


Рис. 6. Зависимость толщины постели во II отделении БОМС-10 от частоты пульсаций
 1 — максимальная, 2 — минимальная, 3 — средняя

Оптимальный угол наклона решет, исходя из обеспечения постоянной толщины слоя породы, определен для 1-й ступени 6° и для 2-й — $3,5^\circ$ в сторону разгрузочного устройства.

5. Разгрузка концентрата из отсадочной машины производилась потоком воды через сливной порог машины, высота которого дополнительно не наращивалась.

Разгрузка породы из I и II отделений отсадочной машины во время промышленных испытаний производилась с помощью ручного управления рукоятками заслонок выпуска породы. При достижении производительности БОМС-10 162 т/ч была успешно запущена и налажена система автоматической регулировки выпуска породы из машины.

6. Регулировка подачи транспортной и подрешетной воды уточнялась опытным путем в зависимости от нагрузки БОМС-10, гранулометрического и фракционного состава машинного класса. Средний расход транспортной воды определился 2 м^3 , а подрешетной — 5 м^3 на 1 т машинного класса.

Общий расход воды по фабрике составляет $1135 \text{ м}^3/\text{ч}$ и обеспечивается осветленной водой из отстойника — $1000 \text{ м}^3/\text{ч}$ и свежей водой, подаваемой из шахты, — $150 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Выявлен и осуществляется оптимальный режим подачи подрешетной воды и впуска сжатого воздуха в каждый отсек отсадочной машины.

7. Удельная нагрузка на 1 м^2 площади отсадочного решета составляет $16,2 \text{ т/ч}$, что на 8% выше проектной ($15 \text{ т/м}^2\text{ч}$).

Опыт регулировки БОМС-10 в тяжелых для ведения процесса отсадки условиях позволяет утверждать, что достигнутая удельная нагрузка $16,2 \text{ т/м}^2\text{ч}$ не является предельной для отсадочной машины данной конструкции.

По данным экспресс-контроля продуктов отсадки разработаны нормы засорения:

- а) концентрата тяжелыми фракциями (+1,8) $12 \div 18\%$, в среднем 15% ;
- б) породы легкими фракциями (—1,8) $2,4 \div 5\%$, в среднем $3,7\%$.

Соблюдение при отсадке указанных норм гарантирует калорийность концентрата $3550\text{—}3650 \text{ ккал}$ и калорийность отвалной породы $600\text{—}680 \text{ ккал}$.

Динамика роста производительности опытной фабрики в связи с повышением производительности отсадочной машины при промышленных испытаниях представлена на рис. 7.

Производительность БОМС-10 — 162 т/ч при среднем выходе машинного класса 60% определяет производительность опытной обогатительной фабрики по горной массе 270 т/ч .

Указанные производительности рекомендуется принять при

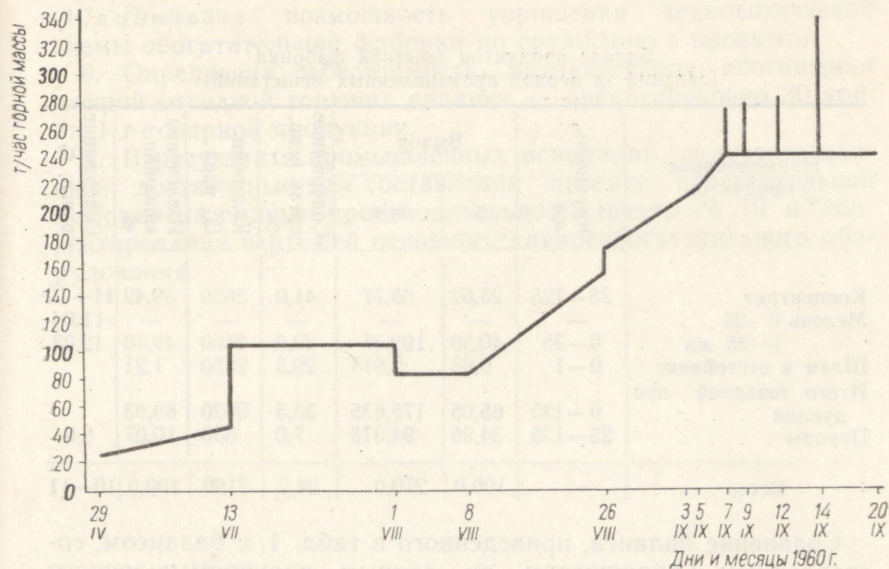


Рис. 7. Динамика производительности опытной промышленной обогатительной фабрики по горной массе

проектировании последующих секций обогатительной фабрики на полную мощность шахты № 10.

При производительности 162 т/ч отсадочная машина БОМС-10 выделяет породы 94,4 т/ч. Следовательно, за 6 часов работы в смену она заменяет труд

$$\frac{94,4 \times 6}{3,3} = 172 \text{ породовыборщиц,}$$

где 3,3 т — количество породы, выбираемой за смену 1 рабочим из класса 25—125 мм по нормам, принятым по приказу МУП № 270 с увеличением на 25%, а также ранее действовавшим плановым нормам в тресте «Эстонсланец».

Отсадочная машина БОМС-10 является надежной в работе, простой в обслуживании и регулировке и на основании данных промышленных испытаний рекомендуется для механического обогащения горючих сланцев валовой выемки.

7. Баланс продуктов опытной фабрики

Баланс продуктов фабрики составлен по результатам расчета технологической схемы (рис. 1), произведенного на основании данных промышленных испытаний.

Баланс продуктов опытной фабрики
(средний за период промышленных испытаний)

Наименование продуктов	Крупность, мм	Выход		Содержание органич. веш., %	Калорийн. Q ₆ ккал	Извлечение калорийн., %	Содержание влаги, %
		%	т/ч				
Концентрат	25—125	23,62	63,77	41,0	3650	39,42	11—12
Мелочь 0—25	—	—	—	—	—	—	11,04
1—25 мм	0—25	40,50	109,35	29,0	2660	49,30	12,03
Шлам в отстойнике	0—1	0,93	2,515	29,5	2850	1,21	
Итого товарной про- дукции	0—125	65,05	175,635	33,3	3020	89,93	
Породы	25—125	34,95	94,375	7,0	630	10,07	6,0
Всего	—	100,0	270,0	24,2	2190	100,0	10—11

Сравнение баланса, приведенного в табл. 1, с балансом, составленным Гипрошахтом по данным полупромышленного обогащения отсадкой сланцев валовой выемки, показывает, что результаты, полученные на фабрике, по всем показателям выше.

Себестоимость механического обогащения сланцев мокрой отсадкой определена ориентировочно 30 коп. на 1 т товарной продукции.

Выводы

1. Промышленными испытаниями доказано, что горючие сланцы валовой выемки успешно обогащаются механическим методом мокрой отсадки.

2. При обогащении вышеуказанным методом получается два продукта — концентрат и отвальная порода.

3. Процесс отсадки легко регулируется, что позволяет получить продукты обогащения в требуемом количестве.

Разгрузка породы осуществляется автоматически.

4. Необогащаемая мелочь 0—25 мм (сланец III сорта) имеет калорийность ниже установленной нормы. Необходима разработка соответствующих мероприятий по повышению калорийности мелочи или изменение ГОСТ.

5. Достигнута производительность отсадочной машины БОМС-10 162 т/ч, превышающая проектную (150 т/ч).

Достигнутая производительность не является предельной.

6. Выявлены оптимальные параметры режима работы отсадочной машины при обогащении горючих сланцев.

7. Доказана возможность упрощения технологической схемы обогатительной фабрики по сравнению с проектом.

8. Определена себестоимость механического обогащения мокрой отсадкой горючих сланцев — ориентировочно 30 коп. на 1 т товарной продукции.

9. В результате промышленных испытаний получены данные, достаточные для составления проекта обогатительной фабрики на полную производительность шахты № 10 и корректирования чертежей основного сланцеобогатительного оборудования.

XII.

ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ МЕТОДА ИЗБИРАТЕЛЬНОГО ДРОБЛЕНИЯ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ СЛАНЦА ВАЛОВОЙ ВЫЕМКИ НА РАЗРЕЗЕ «ВИВИКОНД»

СИИМ А. М.,
разрез «Вивиконд»

В течение 1960 г. на разрезе «Вивиконд» производились промышленные испытания грохота-дробилки для сланцев (ГДС).

Целью испытаний было определение возможности получения энергетического сланца, обогащенного методом избирательного дробления, с минимальной теплотворной способностью 2800 ккал/кг на абсолютно сухую массу, уточнение параметров и работоспособности опытной установки ГДС.

В работе принимали участие институт Гипромашобогашение, Институт сланцев и разрез «Вивиконд».

1. Конструкция ГДС

На разрезе «Вивиконд» установлена ГДС со следующими основными проектными параметрами:

производительность по исходному материалу, т/ч	до 125;
крупность исходного материала, мм	до 400;
крупность обогащенного сланца (размер отверстий решет), мм	0—30; 0—40; 0—50;
внутренний диаметр барабана, мм	2844;
рабочая длина барабана, мм	4864;
число рядов поднимающих полок	6;
количество поднимающих полок	36
скорость вращения барабана, об/мин	9,8—23,8;
мощность электродвигателя привода барабана, квт	55;
число рядов поворотных лопаток	6;
число лопаток	66;
число молотков	6;
вес одного молотка, кг	16,8;
скорость вращения молоткового вала, об/мин	300—400;
общий вес машины, кг	21770.

Рабочим органом ГДС является цилиндрический барабан, установленный горизонтально на четырех ведущих роликах, которые приводятся в движение посредством втулочно-роликовой цепи от одного редуктора.

Цилиндрическая поверхность барабана образуется из 24 съемных секций, изготовленных в виде решет с круглыми отверстиями. К внутренней цилиндрической поверхности решет прикреплены в шести рядах 36 полок, осуществляющих подъем дробимого материала в верхнюю часть барабана и перемещение его вдоль барабана.

Полки установлены таким образом, что угол по отношению продольной оси барабана можно регулировать в пределах от 0° до 7° , угол по отношению к радиусу барабана составляет — 20° .

Схема установки и работы полок приведена на рис. 1.

В ходе периодических испытаний были произведены частичная реконструкция и значительное упрощение конструкции всей установки ГДС. Совершенно удалены направляющие лопатки, которые по замыслу должны были перемещать материал внутри барабана к разгрузочному отверстию. Однако выяснилось, что перемещение материала происходит с достаточной скоростью и без лопаток.

Первоначально установленный молотковый вал с шестью молотками предназначался для повышения эффективности дробления сланца. При первых же опытах встретились большие трудности в пуске молоткового вала, связанные с большими динамическими нагрузками на молотки в процессе дробления. Одновременно выяснилось, что наряду со сланцем молотки дробят и известняк, который попадает в концентрат, снижая его калорийность.

По этим причинам молотковый вал вместе с молотками был снят.

Слабой оказалась также литая конструкция поднимающих полок, которые пришлось полностью заменить более прочными сварной конструкции. Коренной переделке подверглись торцовые стенки кожуха, покрывающего барабан, разгрузочная и загрузочная воронки.

При проведении сменных испытаний выяснилось, что решета, изготовленные из листовой стали толщиной 12—14 мм, не выдерживают нагрузку. После обогащения примерно 9000 т сланца некоторые решета вышли из строя. Было принято решение прекратить испытания до изготовления нового комплекта стальных решет толщиной 20 мм.

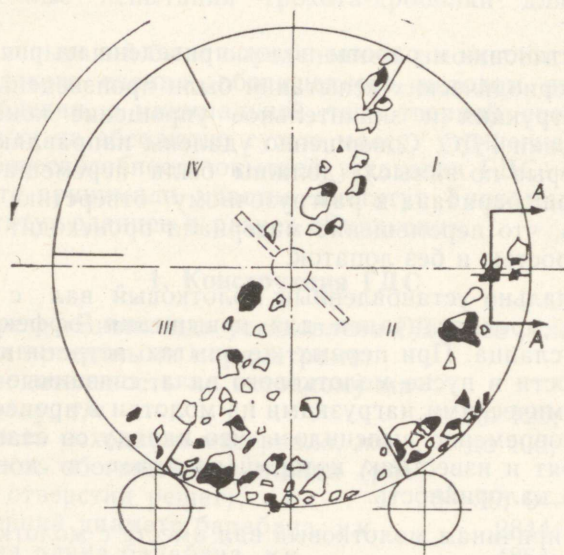
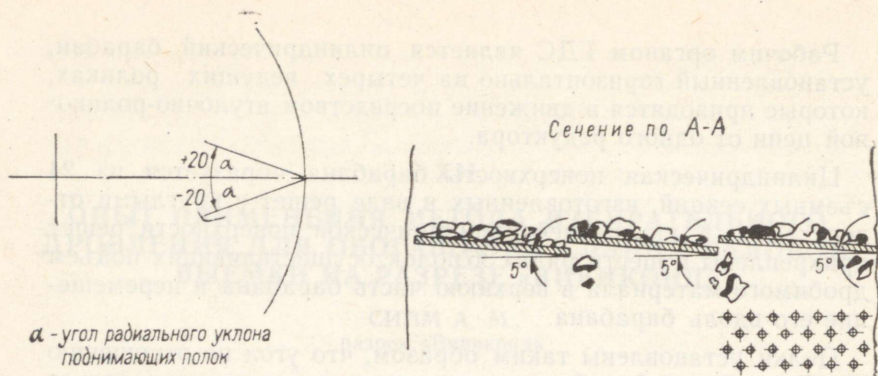


Рис. 1. Схема работы поднимающих полок

2. Организация и проведение испытаний

Вся установка включена в технологическую линию сортировки таким образом, что горная масса направляется либо только в ГДС, либо только на ручную породовыборку. Это обстоятельство создало в работе значительные трудности, так как в период наладки установка ГДС работала с большими перебоями, что отрицательно сказывалось на выполнении разрезом плана по добыче сланца.

Согласно методике промышленные испытания разделились на два этапа:

1. Периодические — для регулировки отдельных параметров установки.

2. Сменные — более длительная работа установки с установленными при периодических испытаниях условно-оптимальными параметрами.

В 1960 г. было проведено в общей сложности 22 опыта периодического характера и длительный опыт в течение 9 смен, переработано около 9000 т сланца, после чего, в связи с выходом из строя нескольких решет, испытания пришлось прекратить.

Целью периодических испытаний являлось установление оптимальных значений следующих регулируемых факторов:

- а) скорость вращения барабана;
- б) угла наклона поднимающих полок;
- в) угла наклона направляющих лопаток;
- г) числа оборотов молоткового вала;
- д) размера отверстий решет.

Одновременно требовалось определить характер работы машины без молоткового вала, а также с предварительным отсевом мелочи и без этого. Критериями регулировки служили технологические показатели процесса избирательного дробления — качество продуктов и производительность установки.

В первую очередь регулировалась скорость вращения барабана с одновременным изменением радиального угла поднимающих полок.

Для обеспечения наилучшего эффекта избирательного дробления необходимо, чтобы находящаяся в барабане масса при свободном падении проходила максимально возможный по длине путь, т. е. чтобы траектория падения совпадала приблизительно с диаметральной линией.

Согласно расчетам, при скорости вращения барабана 24 об/мин находящийся в нем материал под действием центробежной силы вообще не должен отрываться от внутренней цилиндрической поверхности, и, следовательно, никакого падения и дробления не произойдет.

С другой стороны, чем меньше скорость вращения барабана, тем меньше производительность установки. Длина пути, проходимого материалом при свободном падении, при заданной скорости вращения барабана зависит от радиального угла установки поднимающих полок и наоборот, т. е. при заданном радиальном угле полок от скорости вращения барабана.

Испытанием различных комбинаций этих двух факторов выяснено, что при установке поднимающих полок под уг-

лом — 20° наиболее длинный путь падения получается при скорости вращения барабана 21 об/мин. Эти величины и были приняты при сменных испытаниях.

Как сказано выше, в ходе периодических испытаний были удалены как ненужные молотковый вал с молотками и направляющие лопатки.

Для регулирования времени нахождения горной массы в барабане применялся метод изменения продольного угла установки поднимающих полок (см. рис. 1).

При сменных испытаниях были приняты следующие продольные углы поднимающих полок:

Первый	ряд по окружности	7,5°
Второй	„ „	6,0°
Третий	„ „	6,8°
Четвертый	„ „	6,8°
Пятый	„ „	через одну 0° и 6°
Шестой	„ „	через одну 0° и 6°

Первые опыты проводились с решетками, имеющими отверстия 40 мм. Однако в породном остатке фракция 0÷50 мм оказалась слишком высококалорийной, и решета были заменены другими отверстиями — 50 мм.

Возможны две технологические схемы установки ГДС — с предварительным отсевом мелкой фракции (в данном случае 0÷50 мм) и без отсева мелочи.

При работе по схеме с отсевом мелочи (рис. 2а) барабан разгружается от грохочения мелкой фракции, которая в барабане фактически обогащению не подвергается. За счет этого можно несколько увеличить производительность установки, но в технологическую линию добавляется лишнее звено — грохот.

При работе без предварительного отсева в барабан поступает и та часть горной массы, где размер кусков меньше размера отверстий решет (около 50% от общей массы), и которая, следовательно, подвергается только грохочению, несколько снижая при этом производительность установки. Однако при этом в барабане образуется «подушка» из мелкого сланца, в известной степени уменьшается дробление известняка и, самое главное, вся технологическая линия приобретает максимально простой вид.

Исходя из этих соображений при сменных испытаниях была принята схема без предварительного отсева мелочи.

Сменные испытания производились 13—15 декабря 1960 г. в течение 3 суток при непрерывной работе. Результаты их приведены в табл. 1.

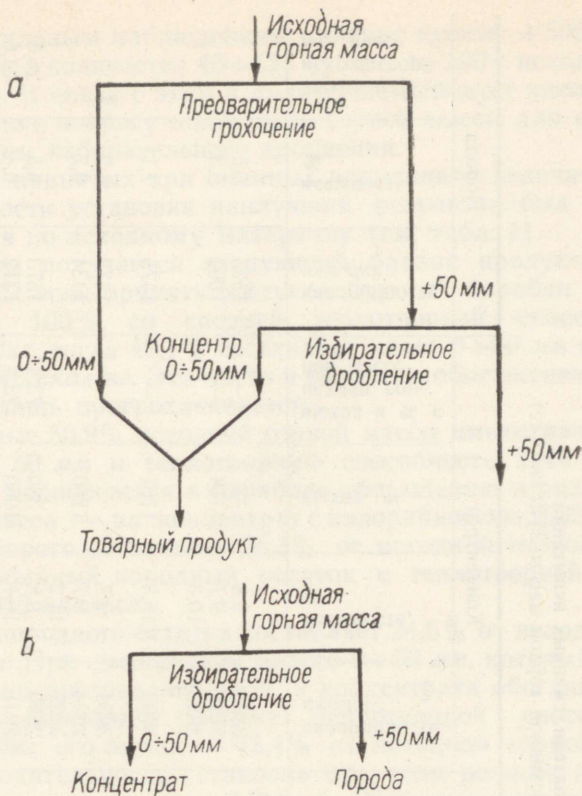


Рис. 2. Возможные технологические схемы установки ГДС

Существенное влияние на результаты сменных испытаний оказали некоторые конструктивные недостатки установки, а также большое количество чрезмерно крупных кусков сланца и породы (до 800 мм) в исходной горной массе, что служило причиной частых простоев.

Простои в период сменных испытаний составили 50% от общего времени и по причинам разделились следующим образом:

Механические неполадки ГДС	60%
Организационные причины	17%
Из-за крупных кусков в исходной горной массе	15%
Прочие причины	8%
	<hr/>
	100%

Таблица 1

Показатели сменных испытаний
(калорийность исходной горной массы 2540 ккал/кг)

1960 г.	Смена	Производительность ГДС по исх. материалу, т/ч	К-во переработанной горной массы, т	Концентрат				Порода		
				калорийность, ккал/кг	влажность, %	выход, т	выход в % к исх. горной массе	калорийность, ккал/кг	влажность, %	выход в % к исх. горной массе
13/XII	I	124	518	2890	9,8	—	—	1573	6,5	
	II	163	673	2798	9,7	1134	—	1062	5,3	
	III	162	353	2937	10,3					
14/XII	I	147	349							
	II	155	676	3003	10,3	1161	—	1475	7,1	
	III	132	555							
15/XII	I	166	551	3054	9,7			1473	6,2	
	II	204	459	2904	9,7	1260		1434	6,7	
	III	183	713	3029	11,2					
Усредненные при разных производительностях ГДС		124	518	2890	9,8	380	73,4	1573	6,5	26,6
		151	2600	2941	10,1	1960	75,4	1312	6,4	24,6
		182	1725	3003	10,4	1215	70,4	1446	6,5	29,6

По визуальным наблюдениям наличие кусков +500 мм определялось в количестве 40÷135 кусков на 100 т исходной горной массы. В связи с этим в дальнейшем следует уделить особое внимание вопросу подготовки горной массы для обогащения методом избирательного дробления.

Из трех принятых при сменных испытаниях величин производительности установки наилучший результат был получен при 151 т/ч по исходному материалу (см. табл. 1).

При этом получается следующий баланс продуктов установки ГДС: если принять поступающую в барабан горную массу за 100% со средней теплотворной способностью 2540 ккал/кг, тогда 49,1% составляет класс 0÷50 мм калорийностью 2946 ккал/кг. Эта часть в барабане обогащению не подлежит, а лишь прогрохачивается.

Остальные 50,9% исходной горной массы имеют размер кусков более 50 мм и теплотворную способность 2148 ккал/кг. Эта часть подвергается в барабане обогащению и разделяется на два класса — на концентрат с калорийностью 2932 ккал/кг, выход которого составляет 26,3% от исходной горной массы, и на барабанный породный остаток с теплотворной способностью 1312 ккал/кг.

Выход породного остатка составляет 24,6% от исходной горной массы. При смешивании класса 0÷50 мм, который в барабане только прогрохачивается, и концентрата обогащения получается товарный продукт теплотворной способностью 2941 ккал/кг, его выход — 75,4% от исходной горной массы.

Производительность установки при этом режиме по товарному продукту составляет 113,8 т/ч. Извлечение калорийности в товарном продукте равно 87,2%.

Выводы

1. Проведенные промышленные испытания ГДС доказали принципиальную возможность обогащения сланцевой горной массы валовой выемки методом избирательного дробления, в частности в условиях разреза «Вивиконд».

В барабане ГДС с отверстием решет 50 мм горная масса калорийностью 2148 ккал/кг обогащается до калорийности 2932 ккал/кг, что соответствует поставленному заданию.

2. Калорийность отвалной породы составила 1300—1600 ккал/кг, что является недопустимо высоким и означает потери 9,1—13,4% сланца. При продолжении испытаний следует главное внимание уделить вопросу уменьшения процента сланца в барабанном породном остатке.

3. Максимальная производительность ГДС при работе по схеме без предварительного отсева мелочи определялась 200 т/ч, оптимальная — 150 т/ч при проектной 125 т/ч.

4. В ходе испытаний выявлены основные конструктивные и механические недостатки данной установки ГДС, к главным из которых относятся:

- а) недостаточная механическая прочность решет;
- б) невозможность запуска груженого барабана из-за пробуксовывания ведущих роликов;
- в) наличие цепной передачи в приводе ведущих роликов, что во время сменных испытаний являлось одной из основных причин простоев;
- г) наличие большого количества болтовых соединений, которые в процессе работы ослабевают и требуют очень частой проверки.

5. Наличие в исходной горной массе чрезмерно крупных кусков сланца влияет отрицательно на качественные показатели продуктов обогащения.

6. Результаты испытаний подтверждают целесообразность продолжения исследований механики процесса избирательного дробления горючих сланцев и влияния отдельных конструктивных параметров ГДС на качество продуктов обогащения сланца и доведения до минимума количества кусков сланца размером выше 400 мм.

8. С учетом всех выявленных конструктивных недостатков необходимо произвести корректировку чертежей ГДС для изготовления опытной серии таких машин.

9. Для создания условий к продолжению испытаний следует существующую установку ГДС отделить от основной технологической линии разреза «Вивиконд» путем устройства обособленной подачи горной массы в барабан помимо существующего технологического комплекса.

ХІІІ.

ВЛИЯНИЕ КАЧЕСТВА СЛАНЦА НА ТЕРМИЧЕСКУЮ ПЕРЕРАБОТКУ

ШЕЛОУМОВ В. В.,
Институт сланцев СХН ЭССР

В связи с бурным развитием добычи нефти и природного газа перед сланцеперерабатывающей промышленностью стоит неотложная задача — снизить себестоимость выпускаемой продукции.

Повышение экономики возможно за счет снижения стоимости технологического сланца, улучшения его качества, дальнейшего совершенствования технологии и аппаратуры.

В перспективе большие надежды возлагаются на агрегаты с твердым теплоносителем. Для горняков эта система представляет особый интерес, так как качество сланца при ее применении может изменяться в широких пределах, а содержание органического вещества колебаться 25÷40%, т. е. примерно 2200÷3500 ккал на 1 кг сухого сланца.

Снижение качества сланца против существующего потребует соответственно изменения отпускной цены на сланец.

Однако на данном этапе и, по-видимому, еще в течение длительного времени необходимо обеспечивать сланцем существующие промышленные технологические агрегаты, которые должны значительно повысить экономичность производства смолы и газа.

В связи с тем, что имеется некоторая попытка приумножить влияние качества сланца на термическую переработку, необходимо еще раз остановиться на этом вопросе.

В сообщении имеется в виду рассмотреть влажность, содержание горючей массы и крупность (органического вещества).

Влажность технологического сланца находится в пределах 8—12%. При 8% влажности сланца в 1000 т сланца содержится 80 т воды. При 12% влажности на то же количество — 120 т. Таким образом, при снижении влажности с 12 до 8% количество воды, пропускаемое через печи, может быть снижено на 40 т.

Порода. Минеральная часть сланца колеблется в пределах 62—66% на сухую массу и соответственно горючая масса 38—34%. Повышением качества сланца (содержанием горючей массы) имеется возможность разгрузить печи на 660—620—40 т на 1000 т сухого сланца.

Следовательно, за счет уменьшения балласта (влаги и породы) в сланце представляется реальным повысить пропускную способность на 80 т, или на 8—9%.

Но наряду с увеличением пропускной способности печей при переработке более богатого сланца почти пропорционально увеличивается выход смолы и газа.

При повышении содержания горячей массы в сухом сланце с 32 до 40% выход смолы увеличивается примерно на 24%, что весьма существенно для производства.

Представляет интерес рассмотреть вопрос и с точки зрения расхода тепла.

Так, например, на процесс полукоксования 1 кг сланца «полезные» затраты тепла составляют:

Таблица 1

	ккал/кг	%	Примечание
На испарение воды . . .	74	32	при $W^P = 8\%$ содержание органического вещества 32%
На нагрев органической массы	77	33	
На нагрев минеральной составляющей	80	35	
Всего	231	100	

Отсюда видно, что $\frac{1}{3}$ тепла затрачивается на подсушку сланца, $\frac{1}{3}$ — на нагрев минеральной части и $\frac{1}{3}$ — на процесс полукоксования.

Это показывает, что за счет сокращения влажности и уменьшения содержания породы может соответственно сокращаться и расход тепла на процесс термического разложения сланца.

И, наконец, последний вопрос, на котором следует остановиться, — это влияние крупности сланца.

Техническими условиями крупность сланца регламентируется в пределах 25—125 мм с допустимым содержанием классов — 25 мм и +125 мм в пределах до 6%. Однако количество как мелочи, так и кусков +125 мм достигает 10%.

Такой широкий диапазон затрудняет и ухудшает процесс термической переработки сланца. Если процесс ориентировать по мелкому сланцу, то крупные куски останутся не полностью использованными. Если же ориентироваться по крупным кускам, то пропускная способность печей значительно падает, а мелочь перегревается.

Крупные куски сланца недопустимы еще и в том отношении, что могут привести к зависанию шихты в печах. Ширина камер в печах обычно предусматривается порядка 350—400 мм, а для хорошего схода сланца по течкам необходимо иметь ширину, равную 3—4 диаметрам кусков. Если максимальный размер кусков сланца доходит до 200—250 мм, ясно, что необходимое условие не выдерживается. Увеличение же ширины камеры невозможно по теплотехническим соображениям.

Так как теплопередача в процессах полукоксования и газификации осуществляется не только при помощи внешнего обогрева, но и за счет парогазовой смеси, циркулирующей сквозь слой сланца, наличие крупных кусков или концентрированных скоплений мелочи отрицательно влияет на процесс с гидродинамической точки зрения.

Идеальной формой сланца являлась бы шаровая, затем кубическая и наименее благоприятной — параллелепипед, который фактически имеет место.

Соотношения сторон кусков сланца находятся в следующих пределах:

для недробленного сланца

$$L:\delta=2,9\div 3,5; \quad L:b=1,4\div 2,0;$$

для дробленного сланца кускового

$$L:\delta=2,4\div 2,6; \quad L:b=1,4\div 1,6;$$

для сланцевой мелочи

$$L:\delta=2,28\div 2,34; \quad L:b=1,47\div 1,55,$$

где L — длина куска;

b — ширина куска;

δ — толщина куска.

С учетом исследований, проведенных на туннельных печах, мы пришли к выводу, что верхний предел крупности (по максимальному размеру куска) следовало бы ограничить 80÷100 мм.

Однако, очевидно, споры о качестве сланца будут продолжаться до тех пор, пока не будут проведены исследования на промышленных агрегатах.

В настоящее время с вводом в действие обогатительной фабрики на шахте № 10 появилась возможность провести исследования в крупном масштабе и определить как оптималь-

ное содержание горючей массы (калорийность), так и пределы крупности.

С появлением на данном этапе неограниченного потребителя сланцевой мелочи (Прибалтийская ГРЭС) более мелкое дробление сланца, вызывающее образование дополнительного количества мелочи, не должно служить препятствием.

Постановка широких опытов в конечном итоге приведет к решению вопроса об оптимальном качестве сланца и явится основанием для разработки новых технических условий на технологический сланец.

СО Д Е Р Ж А Н И Е

Предисловие	3
I. ПЕТРОВ А. П. Методы очистной выемки узкими забоями	5
II. Канд. техн. наук СЕМЕНОВ А. П., инженер ЧЕШКО Ю. Е. Перспективы развития и совершенствования коротких забоев на базе отечественной и импортной техники	9
III. ТАЛВЕ Л. Г. Извлечение штанговой крепи в добычных камерах с целью ее повторного использования	22
1. Применение штанговой крепи	22
2. Экспериментальное извлечение штанг	24
3. Поведение кровли в раскрепленных камерах	28
4. Извлечение штанговой крепи в производственных условиях	30
5. Экономическая эффективность повторного использования штанговой крепи	33
IV. ТИРО А. М. Усовершенствование конструкции ленточного конвейера для камерной системы разработки	37
V. ПЕТРОСЯНЦ Э. В., СТРЫГИН Б. И. Влияние взрывных работ и первоначального натяжения на состояние кровли в очистных выработках	48
VI. Канд. техн. наук БАКИНОВ Г. П. Опыт промышленного внедрения камерной системы разработки на шахте № 3 комбината «Сланцы» Ленинградского совнархоза	59
VII. АЛЛИК А. М. Анализ способов крепления подготовительных выработок на сланцевых шахтах Эстонской ССР	67
VIII. ВАСИЛЬЕВ А. К. К вопросу стоимости изготовления штанговой крепи	78
IX. ЛОГУСОВ Б. И. Механизированная проходка водоотливных канав с помощью врубовых машин	83
X. ШЕВЛЯКОВ С. М. Опыт механизированного лесоспуска с помощью элеватора	88
XI. Канд. техн. наук МИХАЙЛЕНКО М. В. Обогащение эстонских горючих сланцев валовой выемки методом мокрой отсадки	91
1. Технологическая схема фабрики	92
2. Пуск фабрики	94
3. Опробование и контроль технологического процесса	94
4. Работа дробилки ДЗС	94
5. Работа грохотов ГУКК, ГУКО и ГУКОД	95
6. Регулировка беспоршневой отсадочной машины для сланцев БОМС-10	96
7. Баланс продуктов опытной фабрики	103
XII. СИИМ А. М. Опыт применения метода избирательного дробления для обогащения сланца валовой выемки на разрезе «Вивиконд»	106
1. Конструкция ГДС	106
2. Организация и проведение испытаний	108
XIII. ШЕЛЛОУМОВ В. В. Влияние качества сланца на термическую переработку	115

Материалы конференции по итогам развития сланцедобывающей промышленности Эстонской ССР за 1960 год и перспективам дальнейшего технического прогресса

Бюро технической информации СНХ ЭССР
Таллин, ул. Ломоносова, 29

Редактор З. Грачева

Сдано в набор 11/II 1963. Подписано к печати 15/V 1963. МВ-04680. Формат бумаги 60×90 1/16. Печатных листов 7,5. Тираж 1050. Заказ № 595. Типография «Юхисэлу», Таллин, Пикк, 40/42.

БЕСПЛАТНО

TÜ RAAMATUKOGU



10300013532603

БЕСПЛАТНО

XI

1A-10450