

Ep. 6.7
533

ISSN 0136-3549
0203-9737

TALLINNA
POLÜTEHNILISE INSTITUUDI
TOIMETISED

533

ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО
ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО
ИНСТИТУТА

ТПИ
'82

ПРОБЛЕМЫ ПОДЗЕМНОЙ
И ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ
ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ
И НЕРУДНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Ep. 6.7

533

TALLINNA POLÜTEHNILISE INSTITUUDI TOIMETISED

**ТРИ
'82**

ТРУДЫ ТАЛЛИНСКОГО ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО ИНСТИТУТА

УДК 622

●
ПРОБЛЕМЫ
ПОДЗЕМНОЙ
И
ОТКРЫТОЙ
РАЗРАБОТКИ
ГОРЮЧИХ
СЛАНЦЕВ
И
НЕРУДНЫХ
МАТЕРИАЛОВ

Горное дело X1

Таллин 1982

ТАЛЛИНСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ ИНСТИТУТ
Труды ТПИ № 533
ПРОБЛЕМЫ ПОДЗЕМНОЙ И ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ
ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ И НЕРУДНЫХ МАТЕРИАЛОВ
Горное дело XI

Редактор К. Оясте. Техн. ред. М. Тамме
Сборник утвержден коллегией Трудов ТПИ 10.03.82
Подписано к печати 12.10.82
Формат 60x90/16. Печ. л. 6,5 + 0,25 прил. Уч.-изд. л. 5,2
Тираж 300. МВ-037672.
Ротапринт ТПИ, Таллин, ул. Коскла, 2/9. Зак. № 468
Цена 80 коп.

© ТПИ, 1982



ИЗУЧЕНИЕ И АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ КАМЕРНЫХ БЛОКОВ
НА ШАХТАХ ПО "ЭСТОНСЛАНЕЦ"

Камерно-столбовая система разработки внедрена на сланцевых шахтах ПО "Эстонсланец" уже с 1959 г. Ежегодно объемы камерной добычи увеличиваются и достигают в настоящее время около 10 млн. т. С учетом специфики данной системы разработки капитально реконструированы две шахты и построены также две шахты, в том числе шахта "Эстония".

Результативность ведения горных работ зависит от многих факторов, которые условно можно разделить на природные, технологические и организационные. Природные факторы являются первичными, т.е. по которым принимают конкретные технологические решения и выбирают соответствующие организационные формы. Средняя глубина разработки в эстонских сланцевых шахтах ежегодно возрастает — за последние 10 лет 40 ... 50 %. В связи с этим напряженное состояние целиков в камерных блоках часто достигает критического значения, при котором происходит стихийное разрушение целиков и обрушение покрывающей толщи, что нарушает нормальную технологию ведения горных работ. Технологические факторы характеризуются применяемой системой разработки и средствами механизации. Эти факторы тесно взаимосвязаны и благодаря развитию технологических факторов постоянно изменяются.

На кафедре горного дела ТПИ разработана методика коэффициента поддержания и условной мощности для исследования камерной системы разработки со столбчатыми целиками. На основе этой методики можно решать следующие основные задачи:

- анализ технологических параметров камерных блоков;
- текущая проверка параметров камерных блоков;
- текущая проверка потерь в камерном блоке;

- изучение причины стихийных обрушений;
- уточнение проектных параметров камерных блоков.

Анализ технологических параметров камерных блоков позволяет оценивать состояние камерного блока, культуру производства и качество маркшейдерской съемки. Эту методику можно использовать во время ведения очистных работ или после отработки камерного блока и в основном она предназначена для научных исследований.

Текущая проверка применяется в ходе ведения очистных работ с целью соблюдения проектных значений камерных блоков. Она позволяет техническому надзору в качестве обратной связи постоянно количественно оценивать соответствие фактических параметров системы разработки проектным. При необходимости можно оперативно осуществлять корректирование размеров целиков с таким расчетом, чтобы они соответствовали проектным в допустимых пределах.

Текущая проверка потерь в камерном блоке позволяет во время ведения очистных работ или после отработки камерного блока оценивать оперативно количество потерь горючего сланца в целиках.

Методика коэффициента поддержания и условной мощности позволяет изучать причины стихийных обрушений и прогнозировать их во время ведения очистных работ, а также уточнить проектные параметры камерных блоков. В этой статье рассматриваются методика и результаты исследований причин стихийных обрушений и вопросы уточнения проектных параметров в камерных блоках от конкретных физико-механических свойств и геологических условий.

За основу данной методики принято предположение, что необходимо и достаточно избежать развития обрушения до земной поверхности в пределах отработанной части камерного блока является условие обеспечения устойчивости в пределах любой произвольно выбранной определенной минимальной отработанной площади - расчетного контура за заданный срок поддержания целиков [1]. Площадь расчетного контура обрушения зависит от мощности, физико-механических и реологических свойств пласта и покрывающих пород, а также от технологических параметров системы разработки. Расчетный

контур имеет в общем случае две степени свободы перемещения в пределах крыла камерного блока — как в продольном, так и в поперечном направлении относительно длинной оси крыла. Поэтому необходимо проверить условия устойчивости по всем возможным положениям скользящего контура в пределах крыла камерного блока. При упрощенных расчетах крыло разбивают на две или три продольные полосы в зависимости от его ширины.

Параметры расчетного контура определяются экспериментальными исследованиями с учетом конкретных горно-геологических и горно-технологических условий Эстонского месторождения горючих сланцев. Результаты исследований предельных пролетов обрушений кровли на шахтах ПО "Эстонсланец" по данным института ВНИМИ, приведены в табл. I.

Т а б л и ц а I

Предельные пролеты обрушения кровли на шахтах

ПО "Эстонсланец" [2]

Глубина разра- ботки, м	Непосредственная кровля		Основная кровля		
	высота обруше- ния, м	пролет обруше- ния, м	высота обруше- ния, м	пролет об- рушения, м	пролет при обрушении до земной поверхно- сти, м
20...30	до 3,5	I7...I9	до II,6	24...28	32...36
3I...50	до 3,5	20...22	до II,6	30...36	45...60
5I...70	до 3,5	20...22	до II,6	30...36	65...80
более 75	—	—	—	—	90...I00

Последующий шаг обрушения покрывающих пород составляет около 1/3 величины пролета первого обрушения соответствующей пачки пород. Из таблицы I видно, что непосредственная кровля мощности до 3,5 м обрушается при пролете от I7 до 22 м; основная кровля обрушается до высоты II,6 м от кровли промпласта при пролете от 24 до 36 м, а до земной поверхности при пролетах от 32 до 80 м. Необходимо отметить, что обрушение кровли наступает при различных пролетах, величина которых находится в прямой зависимости от глубины разработки.

Аналогичные исследования проводил Л.Г. Талве на шахте "Таммику" [3]. Были выполнены опытные работы для уточнения характера обрушения покрывающей толщи при обнажениях шириной более 20 м. По длинной оси лавного поля соорудили 6 станций с глубинными реперами. Толща покрывающих пород мощностью 37 м была представлена практически горизонтально залегающими известняками. Мощность вынимаемого пласта горючего сланца составляла 2,2 м.

Исследования показали, что основная кровля обрушается до высоты 10 м от кровли промпласта при пролете 28,5 м. Остальная толща пород поверхности обрушается при пролете 42,6 м, при этом мощность покрывающих пород составляет 37 м. Учитывая то обстоятельство, что опытные работы велись на глубине около 40 м и вне зоны карстовых нарушений, приведенные результаты можно распространять на соседние наиболее глубокие шахты месторождения, т.е. на шахты "Сомпа", "Виру" и "Ахтме". Приведенные выше результаты согласуются с результатами института ВНИМИ по предельной ширине пролета обнажения на сланцевых шахтах Эстонского месторождения [2]. Учитывая, что мощность покрывающих пород для шахт ПО "Эстонсланец" в настоящее время колеблется в пределах от 40...70 м, то в качестве расчетного контура принимается квадрат с размерами 70 ± 8 и 70 ± 8 м [4].

Для исследования причин стихийных обрушений и уточнения проектных параметров камерных блоков пользуются методом коэффициента поддержания и условной мощности. Далее рассмотрим совокупность исходных данных и параметров, необходимых для решения вышеизложенных задач.

Коэффициент поддержания определяется по формуле [1, 5]

$$K = \frac{S_1}{S_2}, \quad (I)$$

где S_1 — площадь поперечного сечения целика, м^2 ;

S_2 — площадь кровли, поддерживаемая данным целиком, м^2 .

Коэффициент поддержания обеспечивает взаимосвязь между размерами целиков и потолочин при определенной конфигурации целиков.

При необходимости сравнения технологических параметров камерных блоков при различной мощности покрывающих пород целесообразно пользоваться понятием условной мощности [1; 5]

$$C = \frac{H}{K}, \text{ м} \quad (2)$$

где H – глубина разработки, м.

Условная мощность учитывает кроме размеров целиков и потолочин мощность покрывающих пород. Понятием условной мощности пользуются в том случае, если мощности покрывающих пород сравнимых камерных блоков отличаются более чем на 5 %.

Мощность покрывающих пород над целиком определяется уравнением [1; 5]

$$H = H_{\text{пов}} - (H_n + m), \quad (3)$$

где $H_{\text{пов}}$ – уровень земной поверхности, м;
 H_n – уровень подошвы сборного штрека, м;
 m – мощность пласта, м.

При анализе состояния камерного блока со столбчатыми целиками необходимо определять коэффициент поддержания и условную мощность в расчетном контуре размерами 70 ± 8 м. Для этого рассчитаем эти параметры по следующим формулам [1; 5]

$$K_k = \frac{\sum S_{1k}}{S_{2k}}, \quad (1a)$$

$$C_k = \frac{H_{\text{ср}}}{K_k}, \quad (2a)$$

где K_k – коэффициент поддержания в расчетном контуре;
 C_k – условная мощность в расчетном контуре, м;
 $\sum S_{1k}$ – сумма поперечных сечений целиков в расчетном контуре, м^2 ;
 S_{2k} – площадь расчетного контура, м^2 ;
 $H_{\text{ср}}$ – средняя мощность покрывающих пород в расчетном контуре, м.

Средняя мощность покрывающих пород определяется по формуле [1]

$$H_{\text{ср}} = \frac{\sum H}{n}, \quad (3a)$$

где. ΣH — сумма мощностей покрывающих пород над целиками, входящих в расчетный контур, м;
 n — число целиков в расчетном контуре.

Исходные данные, входящие в формулы 1; 2; 3; 1а; 2а и 3а, определяют по маркшейдерской документации. В качестве исходной документации используют:

а) план отработанного или отрабатываемого камерного блока, на который занесены площади поперечного сечения столбчатых целиков;

б) результаты нивелировки по подошве сборного штрека данного камерного блока;

в) план шахтного поля.

Фактические величины коэффициента поддержания и условной мощности, полученные по данным маркшейдерской документации для камерного блока, отличаются от соответствующих проектных данных. Характер изменения фактических параметров камерной системы разработки при ведении очистных работ зависит от следующих основных факторов: геологических условий, применяемой технологической схемы, культуры производства и качества маркшейдерской съемки. Отклонения фактических параметров от расчетных неизбежны. Поэтому необходимо ограничивать отклонения коэффициента поддержания и условной мощности в расчетном контуре.

При чрезмерной требовательности соблюдения проектных параметров системы разработки ухудшаются технико-экономические показатели, а при допущении больших отклонений — увеличиваются потери полезного ископаемого и вероятность обрушения кровли. Следовательно, в определенных условиях существуют рациональные пределы ограничения фактических параметров камерных блоков от проектных. На основе вышеизложенных соображений и имеющихся результатов обработки параметров камерных блоков допускаются отклонения коэффициента поддержания и условной мощности от проектных в расчетном контуре на $\pm 5\%$.

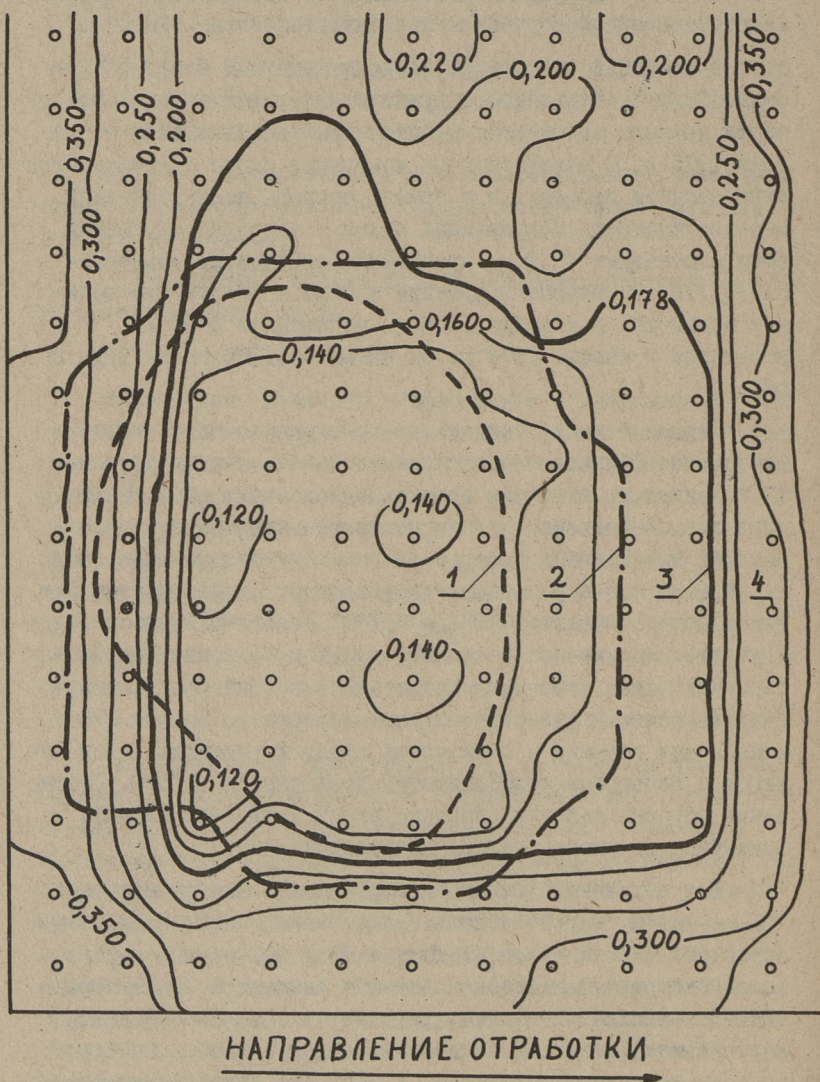
Использование метода коэффициента поддержания и условной мощности для анализа состояния камерных блоков требует проведения расчетов в большом количестве. Для этого

необходимо пользоваться современной вычислительной техникой (ЭВМ). На кафедре горного дела ТПИ разработан вариант механизированной обработки исходных данных на ЭВМ [6].

В качестве примера рассмотрим камерный блок № 62-ю шахты "Виру". Стихийное обрушение произошло в начальной части правого крыла, где очистные работы были начаты в июне 1975 г. С левой стороны камерного блока располагается отработанная площадь, а с правой стороны неотработанный массив. Мощность покрывающих пород в пределах обрушений зоны составляет 47,9 м, проектный коэффициент поддержания 0,178. Первичное обрушение кровли и разрушение целиков произошло в декабре 1975 г. на площади 6700 м², а вторичное в январе 1976 г. на площади 11000 м² от 2 до 8 рядов.

Первые 7 поперечных камер были удачно обработаны со средним коэффициентом поддержания 0,147, что является 17,4 % ниже проектного, вместо допускаемого ± 5 %. В результате существенного уменьшения размеров целиков началось их интенсивное деформирование. Интуитивно были 8-й и 9-й поперечные ряды целиков усилены с коэффициентом по рядам соответственно 0,168 и 0,163. Но эти ряды не могли улучшить напряженное состояние целиков в первых семи поперечных рядах, где продолжался интенсивный рост конвергенции. Поэтому руководство участка приняло вполне обоснованное решение — образовать десятый поперечный ряд целиков с барьерным коэффициентом поддержания 0,238. После такой истории ведения очистных работ произошло плавное стихийное обрушение толщи покрывающих пород.

Для изучения стихийного обрушения в камерном блоке № 62-ю шахты "Виру" использовался метод коэффициента поддержания. На основе маркшейдерской документации определены параметры, являющиеся исходными данными по рассматриваемой методике. Выполнены расчеты на ЭВМ для определения величин коэффициентов поддержания в расчетных контурах по всем возможным положениям в пределах крыла камерного блока. Результаты обработки параметров по методу скользящего расчетного контура оформляют графически на плане камерного блока в виде изолиний коэффициентов поддержания.



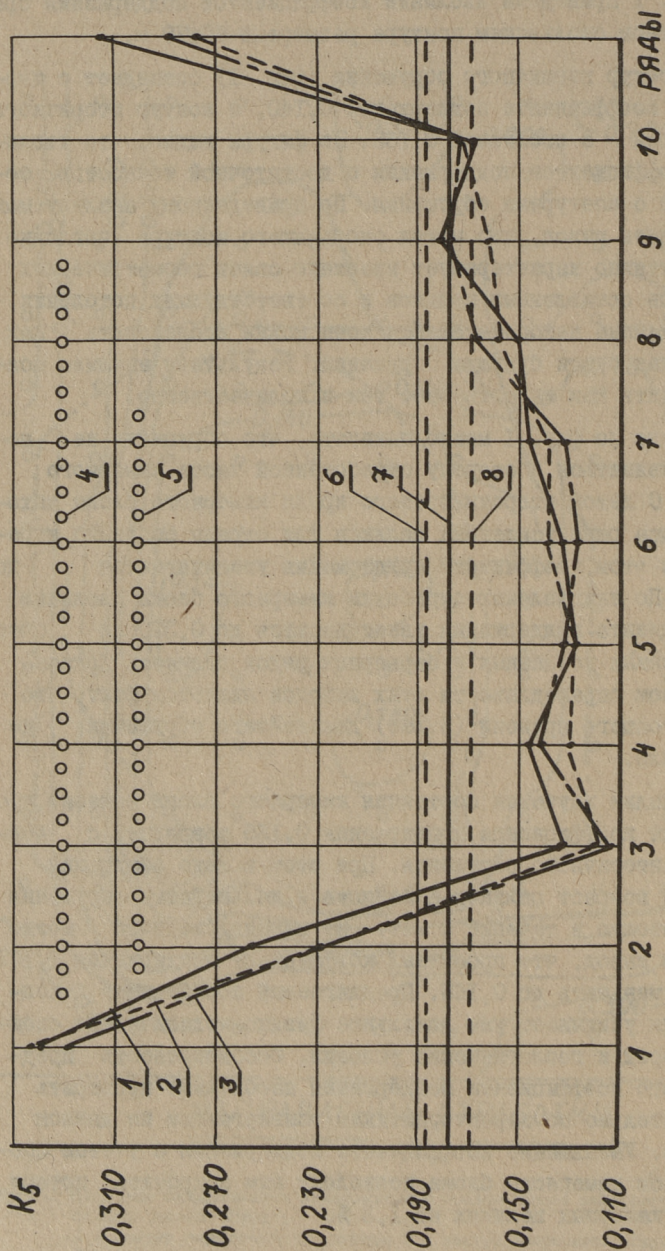
Фиг. 1. Изолинии коэффициентов поддержания в правом крыле камерного блока № 62-ю шахты "Виру":
 1 - контур первичного обрушения; 2 - контур вторичного обрушения;
 3 - проектный коэффициент поддержания; 4 - центр расчетного контура.

На фиг. I приведены изолинии коэффициентов поддержания при квадратном скользящем контуре размерами 70х70 м.

Контур первичного обрушения (фиг. I) совпадает с изолинией коэффициента поддержания 0,140, а контур вторичного обрушения — с изолинией 0,165. Из фигуры видно, что изолинии коэффициентов поддержания с достаточной точностью совпадают с контурами обрушения. По приведенному анализу можно сделать вывод, что метод скользящего контура наглядно и объективно характеризует взаимную связь геометрических размеров оставленных целиков и соответствующих потолочин. Обнаруженные наиболее слабые зоны можно исследовать как вероятные очаги будущих обрушений. Результаты анализа можно оценить как качественно, так и количественно.

Судя по фиг. I можно показать, что обрушение не может развиваться в сторону отработанной части камерного блока. С левой стороны правого крыла камерного блока находятся два ряда усиленных целиков для охраны сборного штрека, при этом коэффициент поддержания увеличивается до 0,220. По направлению отработки камерного блока изолинии коэффициента поддержания увеличиваются до 0,350 за счет оставленных усиленных и барьерных рядов целиков. Доказательством справедливости этих выводов является факт, что до настоящего времени (5 лет) дальнейшего обрушения не произошло.

Анализ изучения состояния камерного блока показал, что изолиния коэффициента поддержания 0,165 совпадает с контуром вторичного обрушения. При этом в зоне обрушения средний возраст целиков 6 месяцев и дальнейшего обрушения не произошло в течение 5 лет. Из вышеизложенного можно сделать вывод, что проектный коэффициент поддержания 0,172 можно уменьшить до 0,165. Предлагаемый коэффициент поддержания учитывает уже локальные физико-механические свойства пород и геологические условия. Обоснованность предлагаемого коэффициента поддержания необходимо проверить дополнительно по характеристикам конвергенции на данном участке. Уменьшение коэффициента поддержания с учетом срока службы камерного блока позволяет нам сократить потери в междуканальных целиках на 1,3 %.



Фиг. 2. Характеристики коэффициентов подержания по полосам:
 1 - левая полоса; 2 - средняя полоса; 3 - правая полоса; 4 - вторичное обрушение; 5 - первичное обрушение; 6 - линия + 5 % от проектного коэффициента подержания; 7 - проектный коэффициент подержания; 8 - линия - 5 % от проектного коэффициента подержания.

При упрощенных расчетах правое крыло камерного блока № 62-ю шахты "Виру" разбивают на три продольные полосы. Расстояния до осей левой, средней и правой полос от оси сборного штрека составляют соответственно 45, 85 и 123 м. Результаты этих исследований приведены на фиг. 2.

Анализ полученных результатов показал, что они достаточно хорошо совпадают с данными, полученными на ЭВМ.

Выполненные исследования по уточнению проектного коэффициента поддержания и изучению причин стихийного обрушения в камерном блоке № 62-ю шахты "Виру" позволяют сделать следующие основные выводы:

1. Установлено, что в зоне обрушения коэффициент поддержания 17,4 % ниже проектного.

2. Показано, что изолиния коэффициента поддержания 0,165 совпадает с контуром вторичного обрушения.

3. Доказано, что стихийное обрушение не может развиваться в сторону отработанной части камерного блока, так как коэффициенты поддержания постоянно увеличиваются, достигая 0,350.

4. Показано, что проектный коэффициент поддержания можно уменьшить до 0,165, при этом потери в междукammerных целиках уменьшаются на 1,3 %.

5. Показано, что данную методику можно использовать в качестве прогнозирования вероятных очагов обрушения в камерных блоках.

Л и т е р а т у р а

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

2. Временные указания по определению конструктивных элементов систем разработки с управлением кровлей целиками на сланцевых шахтах Прибалтийского бассейна. Л., фонды ВНИИ, 1971, 45 с.

3. Т а л в е Л.Г. Поведение толщи покрывающих пород при увеличении ширины пролета обнажения. — Тр. Таллинск. политехн. ин-та, 1972, № 318, с. 43-49.

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

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

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

J. Pastarus

Erkundigung und Analyse des Zustandes der
Kammerpfeiler in den estnischen Brennschiefergruben

Zusammenfassung

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

Bei der Analyse der Systemparameter des Kammerpfeilerbruchbaus wird im estnischen Ülschieferbergbau als einschlagiges Kriterium der Stützungskoeffizient und die Mächtigkeit verwendet. Nach den Isolinen der Stützungskoeffizienten und der Mächtigkeit auf dem Plane des Kammerblockes kann man den Spannungszustand der Pfeiler sowohl qualitativ als auch quantitativ charakterisieren. Die Ergebnisse der Analyse werden bei der Projektierung der Parameter des Kammerbruchbaues benutzt.

УДК 622.831

Л.Г. Талве

ПРОВЕРКА ПРОЕКТНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ
КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПО ТИПОВЫМ
ХАРАКТЕРИСТИКАМ КОНВЕРГЕНЦИИ

Начиная с 1959 г. на эстонских сланцевых шахтах применяется камерно-столбовая система разработки. За этот период времени объемы камерной добычи ежегодно увеличивались и составили в 1980 г. 10,2 млн.т в год (73,9 %) из общей подземной добычи 13,8 млн. т. Кроме упомянутой системы разработки применяются на шахтах ПО "Эстонсланец" еще комбайновая выемка с полным обрушением основной кровли - 2,2 млн.т в год и столбовая система разработки со спаренными лавами - ручной породовыборкой и выкладкой бутовых полос. Пока при комбайновой выемке потери промышленных запасов недопустимо велики и составляют только в части эксплуатационных потерь 48-52 % (с общими потерями 60-65 %). При спаренных лавах с ручной породовыборкой имеет место недопустимо большой удельный вес ручного труда.

Эстонский филиал ИГД им. А.А. Скочинского выполнил несколько шахтных экспериментов для разработки конкурирующего варианта подземной разработки эстонских горючих сланцев на базе современной механизации очистных работ. Наиболее крупный эксперимент осуществили на шахте "Ахтме" по двухслойной комбайновой выемке. По нижнему слою мощностью 1,50 м применяли комплекс с механизированной крепью КМ-87 и по верхнему слою мощностью 1,10 м с гидравлической крепью "Спутник". Две комплексно механизированные лавы работали по выяснению нового конкурирующего варианта несколько месяцев без положительных результатов. Неразрешенными осталось несколько основных вопросов, как управление кровлей с полным обрушением и др.

Таким образом, в настоящее время для подземной разработки эстонских горючих сланцев имеет практическое значение только один вариант в виде камерно-столбовой системы разработки, который, в основном, соответствует требованиям комплексной механизации подземных работ. Но за последние 10-15 лет весьма мало сделано для повышения эффективности применения упомянутой системы разработки, хотя существуют значительные резервы (за исключением опытных работ по камерной выемке с управляемым обрушением).

Одним из основных параметров системы разработки является уровень потерь промышленных запасов. Эксплуатационные потери при камерной выемке колеблются на разных шахтах в пределах 22-27 % и имеют тенденцию некоторого повышения. С учетом всех видов потерь (геологические нарушения, целики под наземными объектами, обогащение и др.) общие потери при камерно-столбовой системе разработки составляют более 40 %. В то же время известно, что на шахте "Эстония" эксплуатационные потери необоснованно завышены.

В настоящее время проектирование параметров камерной системы разработки выполняется по методике, разработанной по принципу допустимых напряжений [1]. В то же время полностью отсутствует обратная связь фактической динамики напряжений и их распределения в целиках. В результате этого и при наличии опасности стихийных обрушений фактические размеры целиков и камер необоснованно отклоняются от оптимальных значений в сторону увеличения потерь запасов. По предварительным оценкам имеется возможность уменьшить эксплуатационные потери при камерной выемке на эстонских сланцевых шахтах при глубине разработки 40-65 м до 15 %, т.е. практически на 10 %. Основные мероприятия по реализации существенного уменьшения эксплуатационных потерь:

- а) гибкий учет локальных горно-геологических условий месторождения;
- б) применение технологических схем отработки камерных блоков с минимальным сроком поддержания целиков;
- в) переход на обратный ход обработки камерных блоков и панелей шахтного поля и др.

Нами предложена двухстадийная проверка параметров камерной системы разработки. Во-первых, проверяют фактические параметры системы разработки относительно проектных и, во-вторых, проверяют соответствие проектных параметров системы разработки местным горно-геологическим условиям. Основные положения по первой ступени проверки приведены в работе [2] на основе коэффициента поддержания. Результаты по второй ступени проверки на основе характеристик конвергенции приводятся ниже.

Первые замеры конвергенции кафедра горного дела выполнила в июле 1972 г. в камерном блоке № 34 шахты "Ахтме" при организации первого удачно управляемого обрушения толщи основной кровли за барьерными поперечными разделами целиков. Систематические замеры конвергенции в отрабатываемых камерных блоках шахты "Ахтме", "Виру" и "Эстония" были организованы, начиная с 1973 г. и продолжаются до настоящего времени. Всего сооружено более 500 реперных станций. Замеры конвергенции выполняли на 9-ти реперных станциях в пределах камерного блока, из которых три располагались на длинной оси левого крыла, три на сборном штреке и три на длинной оси правого крыла блока. Расстояние между станциями вдоль упомянутых направлений в среднем 150 м. В ходе длительной практики замеров разработана детальная методика замеров.

Под конвергенцией понимается сближение кровли к почве. Это происходит за счет пучения почвы, деформирования целиков и прогиба кровли.

$$\delta = \delta' + \delta'' + \delta''',$$

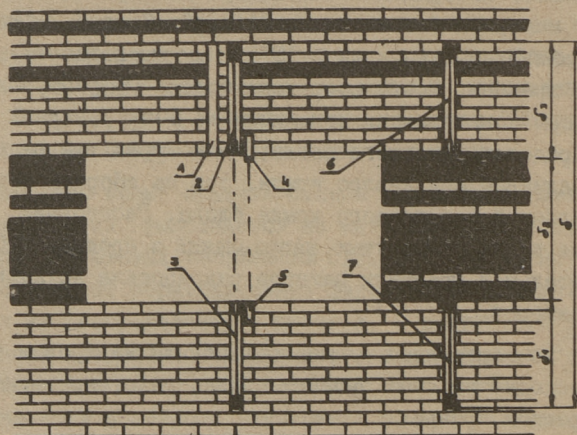
где δ — полная величина конвергенции;
 δ' — величина пучения почвы;
 δ'' — величина деформирования целика;
 δ''' — величина прогиба кровли.

На форму характеристик и скорость конвергенции влияют локальные физико-механические свойства и строение пласта и вмещающих пород, параметры разработки, скорость фронта отработки камерного блока, способ управления кровлей и т.д.

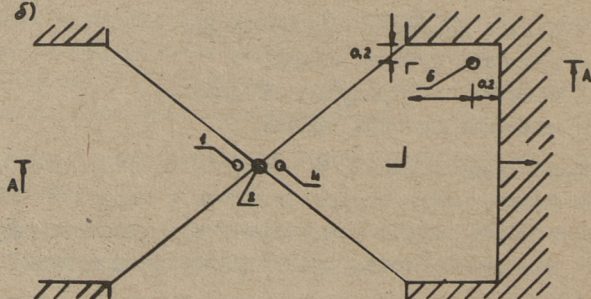
На фиг. I приведена схема реперной станции. Максимальные значения прогиба кровли и пучения почвы фиксируют по реперам, расположенным около точки пересечения осей про-

дольных и поперечных камер. Для замера деформации целиков устанавливают реперы около целика - 0,2-0,5 м от контура последнего и с отставанием от линии фронта отработки крыла 0,2-0,5 м. При невозможности соблюдения последнего условия для обеспечения принципа сравнимости получаемых характеристик конвергенции последние подвергаются корректуре, в зависимости от фактического расстояния репера от линии фронта отработки крыла камерного блока в течение первого цикла отработки крыла. Для оптического исследования характера расслоения кровли стратоскопом пробурили в кровле скважину I. База замера конвергенции, т.е. расстояние точек закрепления стержней реперов составляла в среднем 6,4 м.

а)

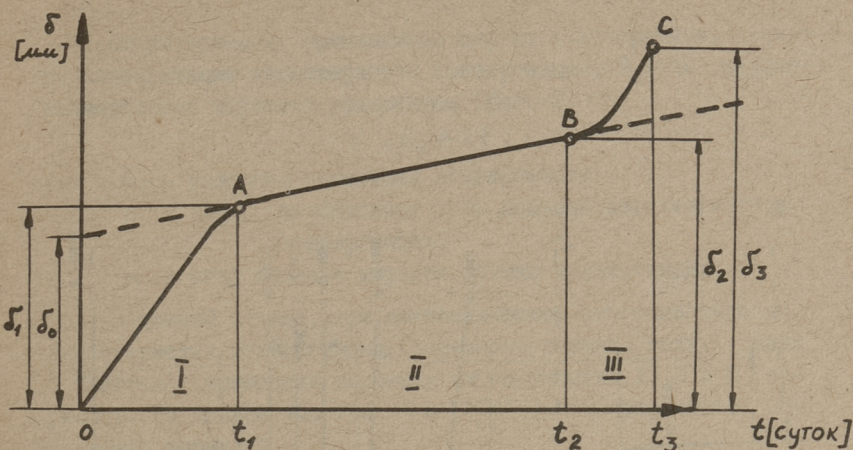


б)



Фиг. 1. Схема реперной станции:

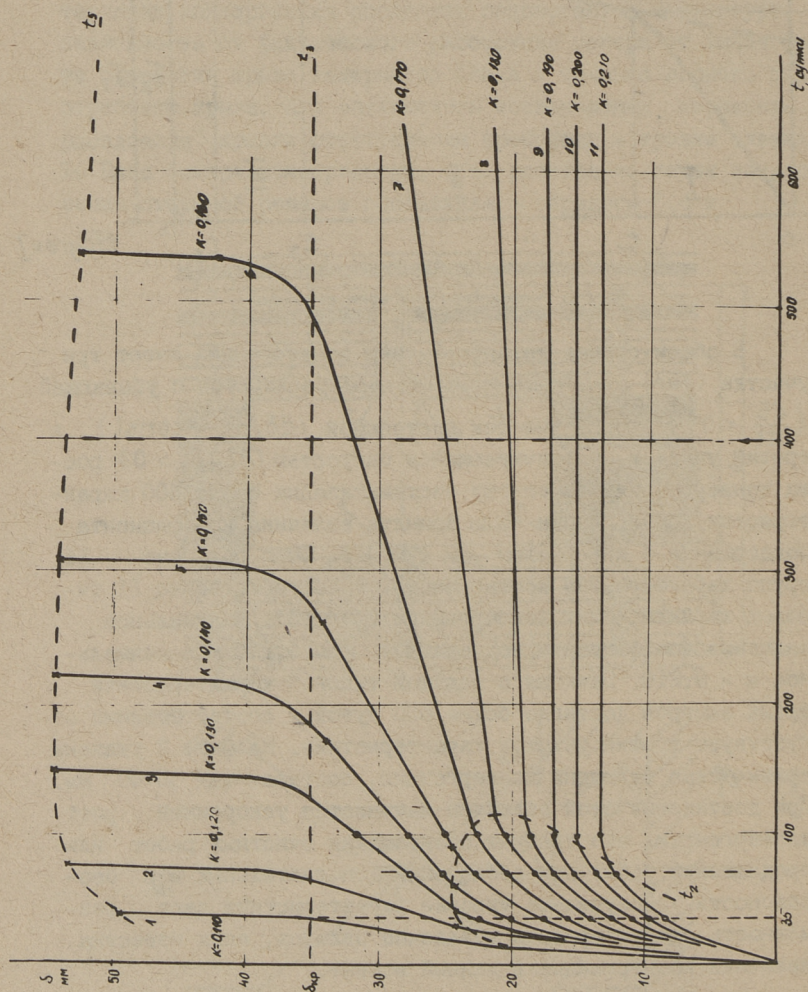
а - в разрезе; б - в плане; 1 - скважина для стратоскопических замеров и исследований; 2, 3, 6, 7 - репера с длинным стержнем; 4, 5 - репера с коротким стержнем.



Фиг. 2. Характеристика конвергенции.

В общем случае характеристика конвергенции имеет три участка (фиг. 2). Первый участок характеризуется с убывающей ($\frac{d\delta}{dt} < 0$), второй участок постоянной ($\frac{d\delta}{dt} = \text{const}$) и третий участок увеличивающейся скоростью ($\frac{d\delta}{dt} > 0$) роста конвергенции. За основу систематизации более 400 характеристик конвергенции была принята величина коэффициента поддержания с интервалом $\Delta k = 0,010$. Было получено II групп характеристик конвергенции и соответственно II типовых характеристик конвергенции (фиг. 3). Минимальное значение коэффициента поддержания $k = 0,110$ и максимальное $k = 0,210$. Начиная с седьмой типовой характеристики время замеров достигло более 600 суток и соответственно отсутствует третий участок характеристики. На фиг. 2 указана критическая величина конвергенции, составляющая 35–40 мм. При достижении этой величины начинается ускоренный рост конвергенции, что требует прекращения очистных работ или продолжения работ при соблюдении дополнительных мер безопасности. Полученные типовые характеристики дают возможность прогнозировать поведение целиков, если известна величина конвергенции в данный момент.

В литературе известны различные предложения для математического описания характеристик конвергенции – М. Рейнер, Ж. Ержанов, Л. Ферхуген, И. Черняк, Г. Литвинский и др.



Фиг. 3. Семейство типовых характеристик конвергенции камерных блоков (экспериментальное).

Одним приемом, применяемым широко в литературе, является линеаризация характеристик конвергенции. В этом случае конвергенцию выражают уравнением (фиг. 2)

$$\delta = \delta_0 + ct,$$

где δ_0 - условная начальная конвергенция;

$c = \operatorname{ctg} \alpha$ - коэффициент угла подъема характеристики конвергенции;

α - угол подъема характеристики конвергенции.

В данном случае, при математическом описании типовых характеристик конвергенции (совместно с канд. техн. наук К. Лайгна) применяли разбивку их на участки I, II и III периодов. На первом участке $t \in [20; t_1]$ конвергенцию определяют формулой

$$\delta = At^B. \quad (1)$$

На втором участке $t \in [t_1; t_2]$ применяют формулу

$$\delta = \delta_0 + ct \quad (2)$$

и на третьем $t \in [t_2; t_3]$

$$\delta = Et^F. \quad (3)$$

Продолжительность отдельных периодов характеристик конвергенции определяют дифференцированно, в зависимости от коэффициента k поддержания по следующим уравнениям:

Конец t_1 первого периода

$$t_1 = -1,5698 \cdot 10^2 + 1,5653 \cdot 10^3 k - 4,7 \cdot 10^8 \cdot k^{10} \quad (4)$$

при $k \in (0,120; 0,210)$.

Конец t_2 второго периода

$$t_2 = 0,1385 e^{51,06k} \quad (5)$$

при $k \in (0,110; 0,160)$.

Конец t_3 третьего периода

$$t_3 = 0,1474 e^{51,53k} \quad (6)$$

при $k \in (0,110; 0,160)$.

Расчетным путем определенная величина конвергенции по отдельным типовым характеристикам, по сравнению с экспериментальными значениями не превышает $\pm 8,5\%$.

Постоянные формулы типовых характеристик конвергенции определены дифференцированно, в зависимости от значения коэффициента поддержания, с учетом границ, соответствующих периодов характеристик конвергенции:

I период

$$\delta = At^B \quad \text{при} \quad t \in [20; t_1],$$

где t_1 дано формулой (4).

Постоянные имеют следующие значения:

а) при $\kappa \in [0,120; 0,140/$

$$A = 6,873 - \frac{2,828 \cdot 10^{-9}}{\kappa^{10}}; \quad (7)$$

$$B = 0,28 + \frac{5,253 \cdot 10^{-14}}{\kappa^{14}}; \quad (8)$$

б) при $\kappa \in [0,140; 0,210/$

$$A = 196,59 e^{-24,44 \kappa}; \quad (9)$$

$$B = 3,675 \kappa - 0,227. \quad (10)$$

II период

$$\delta = \delta_0 + ct \quad \text{при} \quad t \in [t_1; t_2],$$

$$\text{где } \delta_0 = -2,386 + 137,17 \kappa - 8,623 \cdot 10^7 \cdot \kappa^{10} \quad (11)$$

при $\kappa \in [0,110; 0,210/$

$$C = 2,0421 \cdot 10^3 - 72,4 \kappa \quad (12)$$

при $\kappa \in [0,110; 0,210/;$

$$t_2 = 0,1385 e^{51,06 \kappa} \quad \text{и}$$

$$t_3 = 0,1474 e^{51,53 \kappa}$$

при $\kappa \in [0,110; 0,160/$

III период

$$\delta = Et^F \quad \text{при} \quad t \in [t_2; t_3]$$

а) при $\kappa \in [0,110; 0,130/$

$$E = 3,5 \cdot 10^{-20} \cdot \kappa^{-19,89} \quad (13)$$

$$F = 1,16 + 22 \kappa \quad (14)$$

б) при $k \in /0,130; 0,140/$

$$E = 0,228 - 1,627k \quad (15)$$

$$F = -11,725 + 102,7k \quad (16)$$

в) при $k \in /0,140; 0,160/$

$$E = 7,145 \cdot 10^{-22} \cdot e^{106k} \quad (17)$$

$$F = 77,4 - 36,15k \quad (18)$$

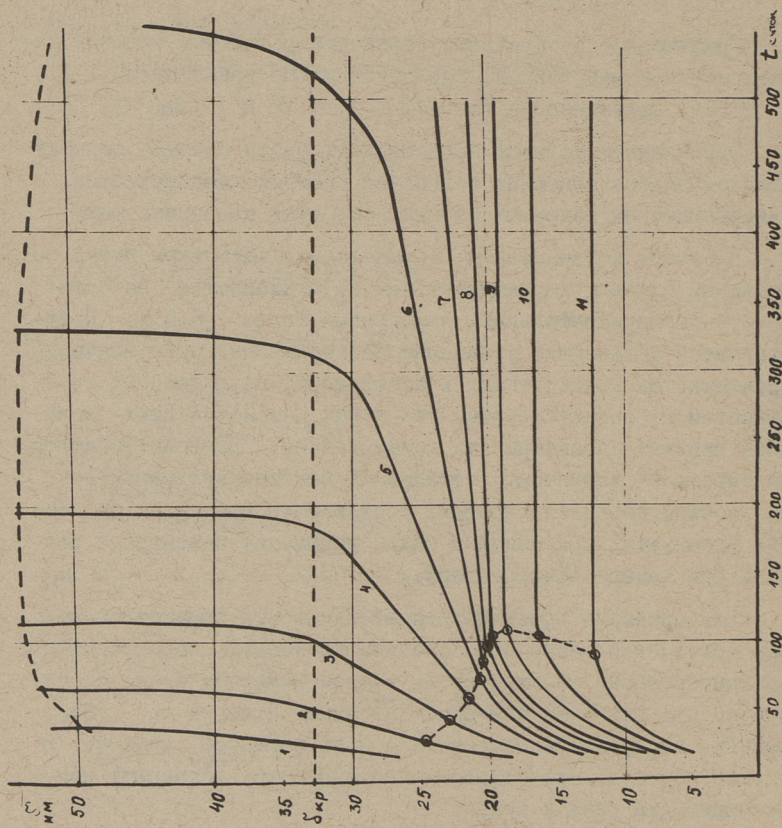
Графическое изображение семейства расчетных типовых характеристик конвергенции, определенных по уравнениям (1), (2) и (3), приведено на фиг. 4.

Приведенные формулы представляют собой первую попытку математического описания семейства типовых характеристик конвергенции на камерных блоках эстонских сланцевых шахт.

Величина конвергенции, определенная расчетным путем по отдельным типовым характеристикам, не отклоняется по сравнению с экспериментальными значениями более $\pm 8,5\%$. Предполагается дальнейшее уточнение экспериментальных значений характеристик конвергенции в зависимости от локальных особенностей и соответствующее уточнение математических выражений типовых характеристик конвергенции. Предусматривается лимитирование допустимых отклонений фактических характеристик конвергенции от типовых, составление номограмм на основе упомянутых уравнений в целях упрощения инженерных расчетов при замере конвергенции.

Для проверки проектных технологических параметров камерно-столбовой системы разработки по типовым характеристикам конвергенции необходимо на каждом камерном блоке сооружать по две реперных станции – по одной станции на обоих крыльях, не ближе расстояния $L = H$ от нарезной камеры. В течение первого периода (примерно 100 суток) замеряют конвергенцию два раза в месяц.

Через 35–40 суток можно предварительно сравнить результаты замеров с типовыми характеристиками, через 70 суток уточняют предварительные замеры первый раз и через 100 суток – второй раз. При необходимости проектные параметры системы разработки можно корректировать результатам данной проверки.



Фиг. 4. Семейство типовых характеристик конвергенции камерных блоков (расчетное).

Например, на шахте "Эстония" работают по типовой характеристике II с коэффициентом поддержания $\kappa = 0,210$, т.е. с потерями под междуканальными целиками 21 % и сроком поддержания целиков более 5 лет. Такая практика технологически не обоснована, так как потребный срок поддержания целиков при принятой технологической схеме не превышает двух лет. Этому сроку соответствует типовая характеристика 8 с коэффициентом поддержания $\kappa = 0,180$ (с потерями 18 %). Необоснованные эксплуатационные потери составляют соответственно 3 % или 150000 т в год.

Следующим шагом при уменьшении эксплуатационных потерь является применение технологической схемы, например, с поперечным барьерным рядом целиков в середине канального блока. В этом случае можно параметры системы разработки проектировать по типовой характеристике 6 с коэффициентом поддержания $\kappa = 0,160$ (с потерями 16 %) и сроком поддержания целиков $t = 500$ суток. Это мероприятие дает дополнительное уменьшение потерь на 2 % или на 100000 т.

Таким образом, элементарное упорядочение практики проектирования параметров системы разработки позволяет на шахте "Эстония" уменьшить эксплуатационные потери на 250000 т в год. В настоящее время часть из этого объема добычи фактически реализуется, но с нарушением соблюдения проектных параметров.

Учитывая реализацию перечисленных выше мероприятий по уменьшению эксплуатационных потерь при канальной выемке можно на шахтах ПО "Эстонсланец" сократить до одного миллиона тонн в год или другими словами - давать 10 % очистной добычи за счет необоснованных потерь промышленных запасов горючих сланцев.

Л и т е р а т у р а

1. Технологическая схема очистных подготовительных работ при канальной системе разработки для шахт ПО "Эстонсланец". Эстонский филиал ИГД им. А.А. Скочинского. М., 1979.

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

3. T a l v e L. Methoden zur Kontrolle der wirklichen Systemparameter beim Kammerbruchbau nach Streifen des Kammerblockflügels. - Neue Bergbautechnik, Januar, 1981, Heft I, S. 10-13.

L. Talve

Kontrolle der projektierten Systemparameter des
Kammerpfeilerbaus auf Grund der Typenkennlinien
der Konvergenz

Zusammenfassung

Der Zustand des Massivs der Deckgebirge beim Kammerpfeilerbau und Kammerpfeilerbruchbau ist unter zwei Bedingungen leitbar:

a) bei den Gewinnungsarbeiten müssen die projektierten Systemparameter mit den zulässigen Abweichungen beachtet werden;

b) die projektierten Systemparameter müssen den örtlichen geologischen Bedingungen entsprechen.

Die gegebene Kontrollmethodik der projektierten Systemparameter des Kammerbaus, ausgearbeitet auf Grund der Konvergenzmessungen, ermöglicht in Form der Rückbindung bei Bedarf die Durchführung der örtlichen Korrektur der Systemparameter. Die Resultate der Konvergenzmessungen sind in elf Gruppen systematisiert. Für jede Gruppe gibt es eine Typenkennlinie der Konvergenz, die den bestimmten örtlichen geologischen Bedingungen und dem Systemparameter entspricht. Bei der Veränderung der örtlichen geologischen Bedingungen muß man die Systemparameter entsprechend verändern, damit das nötige Niveau der Sicherheit der Bergarbeiten und minimale Verluste der Vorräte des Flötzes garantiert werden.

В.Х. Лаурингсон

О ВЫБОРЕ ВАРИАНТА ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ТРАНСПОРТА
НА КРУПНЫХ СЛАНЦЕВЫХ ШАХТАХ

I. Общие положения

Современный технический уровень горнотранспортных машин, отечественный и зарубежный опыт по применению средств вспомогательного транспорта, а также результаты изучения условий работы вспомогательного транспорта в конвейеризированной сланцевой шахте "Эстония" дает основу предлагать для новых крупных сланцевых шахт ("Куремяэ", "Пермискула", "Уус-Кивиыли") два основных варианта вспомогательного транспорта:

- электровозный транспорт;
- безрельсовый транспорт с грузо-людскими самоходными вагонетками.

Вариант монорельсового вспомогательного транспорта не рассмотрен как сравниваемый вариант из-за следующих соображений:

- обычно монорельсовый транспорт применяется в тех случаях, когда рельсовый транспорт по каким-либо техническим причинам нецелесообразно или невозможно использовать (сложная гипсометрия пласта, пучение почвы выработок, малые радиусы поворотов, ограниченные габариты выработок и т.д.);
- невозможно транспортировать тяжелые грузы (более 7 т);
- во время строительства шахты нужны другие средства транспорта;
- лишь при разработке винтовых анкеров для крепления данный вариант может конкурировать с другими в Эстонском сланцевом месторождении.

Сравнение вариантов вспомогательного транспорта целесообразно выполнять для момента, когда конвейеризированная шахта осваивает проектную мощность. При этом, исходя из приемной способности существующих ленточных конвейеров, допускается не более четырех действующих камерных блока и четыре подготовительных забоя на одной панели. Следовательно, для обеспечения проектной мощности 6 млн. т в год товарного сланца для строящихся шахт требуется не менее четырех действующих панелей. Для упрощения сравнения вариантов предполагается, что при всех видах вспомогательного транспорта определяющим фактором для поперечных сечений выработок является вентиляция, а не транспортные средства.

2. Характеристика вспомогательных грузопотоков

Необходимое количество рейсов для перевозки материалов и различного оборудования, а также для общешахтных служб (служба магистральных конвейеров, служба путей и т.д.) удобно определить на основе фактических данных крупной сланцевой шахты "Эстония". Для обеспечения работы одной панели (4 камерных блока и 4 подготовительных забоя) необходимы следующие количества рейсов в смену для перевозки:

- ВВ - 2 рейса;
- различных материалов - 2 рейса;
- людей - 4 рейса.

Количество одновременно перевозимых грузов для одного камерного блока:

- ВВ - 600-700 кг;
- горюче-смазочные материалы (ГСМ) - до 1 т;
- штанги для крепления - до 600 шт. (3 т);
- лесоматериалы - до 2 вагонеток.

При этом максимальное количество людей одновременно работающих на панели принято 60 человек.

3. Варианты вспомогательного транспорта

3.1. Электровозный вспомогательный транспорт

Количество оборудования определено на основе вспомогательных грузопотоков и работы специальных служб в условиях

шахты "Эстония" и соответствует средневзвешенной длине откатки - до 7 км (табл. I).

Рельсовый путь на главных штреках - двухколейный, а на панельных - одноколейный (с применением на путях рельсов Р-33 и ж/б шпал). Предусматриваются контактные электровозы К-10 и грузовые вагонетки ВГ-3,3, которые предназначены, в первую очередь, для строительства шахты, а в дальнейшем для вспомогательного транспорта.

3.2. Безрельсовый вспомогательный транспорт

Вспомогательный транспорт предусматривается осуществить при помощи мобильного самоходного оборудования на базе грузо-людских самоходных вагонеток с дизельным приводом ВГЛ-1 и ВГЛ-3 совместно с платформами ПГ-8. Для транспортировки материалов и оборудования в контейнерах, пакетах используются грузовые платформы ПГ-8, а для перевозки людей переоборудованные платформы ПГ-8 (20 мест). При перевозке сверхтяжелых грузов (рулон конвейерной ленты) платформа буксируется двумя машинами ВГЛ-3.

Грузолюдские вагонетки ВГЛ-3 предусматриваются, в первую очередь, для обслуживания камерных блоков (1 машина на каждый камерный блок), а вагонетки ВГЛ-1 для обслуживания подготовительных забоев (1 машина на два забоя). Оба типа машин применяются также для общешахтных нужд.

Количество оборудования и основные фонды приведены в табл. 2.

4. Техничко-экономическое сравнение вариантов вспомогательного транспорта

Сравнительные экономические показатели приведены в табл. 3, которые определены по методике, изложенной в [3]. При этом цены на оборудование и материалы, а также тарифные ставки определены по действующим прейскурантам, по рекомендациям, а также по данным ПО "Эстонсланец". При определении штата рабочих учтены фактические профессии и количество людей, занятых на вспомогательном транспорте на шахте "Эстония". Годовые приведенные затраты вспомогательного транспорта выражаются:

Т а б л и ц а I

Оборудование и прочие основные фонды электровозного вспомогательного транспорта

Наименование	Количество в работе, шт.	Коэффициент резерва	Инвентарное количество, шт.	Оптимальная цена единицы, руб.	Коэффициент дополнения, %	Общая стоимость, руб.	Коэффициент амортизации, %	Амортизационные отчисления, руб.	Примечания
Электровозы К 10	19	1,11	21	8700	1,26	230202	18,6	143	
Людские вагонетки ВП 18	35	1,11	40	605	1,12	27104	20,8	19	
Грузовые вагонетки ВГ 3,3	130	1,11	140	334	1,12	52371	32,1	56	Для строительства шахты
Специальные вагонетки	65	1,11	70	334	1,12	26186	32,1	28	
Тяговые подстанции ^х АТП-500-275	3	-	3	-	-	18000	14,8	9	Стоимость по данным ПО "Эстонсланец"
Кран КЭД	1	-	1	4000	1,072	4288	14,8	2	
Итого оборудования						358151		257	
Рельсовый путь ^{хх}	-	-	-	-	-	886080	2,2	65	Удельная стоимость 24 руб/м
Контактная сеть ^{хх}	-	-	-	-	-	110760	12,5	46	Удельная стоимость 3 руб/м
Гараж электровозов	-	-	-	-	-	67025	2,2	5	Удельная стоимость 35 руб/м
Итого прочих фондов								116	
ВСЕГО						1063865		373	

^х - стоимость тяговой подстанции включает и цены силового трансформатора и высоковольтного ящика.
^{хх} - контактная сеть и рельсовый путь имеют расчетную длину 26 км.

Т а б л и ц а 2

Оборудование и прочие основные фонды безрельсового вспомогательного транспорта

Наименование	Количество в работе, шт.	Коэффициент резерва	Инвентарное количество, шт.	Оптимальная цена единицы, руб.	Коэффициент дополнения, %	Общая стоимость, руб.	Коэффициент амортизации, %	Амортизационные отчисления	Примечания
Самоходная вагонетка ВГЛЗ	21	1,37	29	8000	1,072	248704	23,0	182	
Самоходная вагонетка ВГЛ I	8	1,37	11	4000	1,072	47168	23,0	33	
Платформа ПГ 8	25	1,11	28	390	1,072	11706	32,0	10	
Заправочное оборудование	1	-	1	2000	1,072	2144	10,0	1	
Кран КЭД	1	-	1	4000	1,072	4288	14,8	2	
Итого оборудования:						314010			Удельная стоимость 35 руб/м³
Гараж самоходных ваго- неток (объем 2200 м³)						77000			
Подземные дороги ^x						1177000			
Итого прочих фондов:						1254000			
ВСЕГО:						1568010			

^x Удельная стоимость однопутевых щебеночных дорог принята 34,5 руб/м на панельных штреках с расчетной длиной 16 км

Удельная стоимость двухпутевых бетонных дорог - 125 руб/м на главных штреках с расчетной длиной 5 км.

$$S = C + E_1 \cdot K_{об} + E_2 \cdot K_c, \text{ руб.}$$

где C - годовые эксплуатационные расходы варианта вспомогательного транспорта, руб. Однако при сравнении вариантов, наряду с годовыми, пользуются также и суточными эксплуатационными расходами;

$E_1 = 0,15$ - нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений по оборудованию;

$E_2 = 0,14$ - нормативный коэффициент эффективности на горные и строительные работы капитального характера;

$K_{об}$ - капитальные вложения на оборудование, руб.;

K_c - капитальные вложения на горные и строительные работы, руб.

Т а б л и ц а 3

Сводные данные для сравнения вариантов вспомогательного транспорта

Наименование	Электровозный транспорт	Безрельсовый транспорт
Капитальные затраты, руб.	1442016	1559085
в том числе:		
стоимость оборудования, руб.	358151	314010
Эксплуатационные расходы, руб./сутки	1958	2223
в том числе:		
зарплата, руб./сутки	1207	1289
стоимость энергии, руб./сутки	212	235
Приведенные затраты, руб./год	807971	905262
Удельные приведенные затраты, руб./т	0,081	0,091 ^x

^x Удельные затраты уменьшаются на 11 % при отсутствии щебеночного покрытия на панельных штраках.

Годовые эксплуатационные расходы определяются для рельсового транспорта по формуле

$$C = C_a + C_3 + C_э + C_m, \text{ руб.},$$

где C_a - годовые амортизационные отчисления, руб.;

C_3 - годовой фонд зарплаты, руб.;

$C_э$ - годовая стоимость потребляемой энергии, руб.

Затраты на электроэнергию определены по действующим тарифам Эстонэнерго;

C_m - стоимость материалов и запчастей, руб. В данной работе эта стоимость принята в размере 10 % от стоимости оборудования.

Годовые эксплуатационные расходы для безрельсового транспорта определяются по формуле:

$$C = C_0 + C_1 + C_{ш} + C_3 + C_э + C_m, \text{ руб.}$$

где C_0 - годовые расходы на все виды технического обслуживания, руб.;

$C_{ш}$ - годовые расходы на износ шин, руб.

Заклучение

Из выполненного технико-экономического анализа следует, что оба предлагаемые варианты равноценны. Однако по мере освоения промышленностью самоходного дизельного оборудования для вспомогательного транспорта следует использовать мобильное самоходное оборудование благодаря таким преимуществам, как:

- 1) самый большой радиус действия по людскому транспорту (9 км);
- 2) отсутствие надобности сооружения околоствольного двора;
- 3) автономность энергопитания.

При самоходном оборудовании транспортирование горной массы из подготовительных забоев осуществляется самоходными машинами и основным конвейерным транспортом.

Л и т е р а т у р а

1. Основные положения по проектированию подземного транспорта новых и действующих угольных шахт. М., ИГД им. А.А. Скочинского, 1977.

2. Технологическая схема очистных и подготовительных работ при камерной системе разработки для шахт ПО "Эстонсланец". М., Эстонский филиал ИГД им. А.А. Скочинского, 1979.

3. Пономаренко В.А. и др. Технология, организация и экономика подземного транспорта. М., Недра, 1977.

4. Скормяков Ю.Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд. М., Недра, 1978.

5. Братченко Б.Ф. Рудничный транспорт и механизация вспомогательных работ. М., Недра, 1978.

V. Lauringson

About the Choice of Auxiliary Transport
in Big Oil Shale Mines

Summary

The paper deals with the possible variants for auxiliary transport in big oil shale mines where conveyors are used in the main transport system. A technical-economical analysis of the two rivalling variants - electric haulage versus shuttle car - is presented. As can be seen from the analysis the use of shuttle cars has some technical advantages over the electric haulage.

МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ
БУЛЬДОЗЕРОВ НА РЕКУЛЬТИВАЦИОННЫХ РАБОТАХ

Рост масштабов рекультивации, нарушенных горными работами площадей, связан с соответствующим ростом объемов планировочных работ, осуществляемых главным образом с помощью мощных бульдозеров. Между тем существующие до настоящего времени методы расчета объемов бульдозерных работ и производительности бульдозеров на планировке рекультивируемых площадей не отражают всю специфику процесса и требуют уточнения.

Объектом настоящих исследований является процесс планировки бульдозером Д-572 рекультивируемых площадей после размещения на них различных почвообразных пород. Исследования выполнялись на фосфоритном карьере Маардуского химзавода, где преобладающими вскрышными породами являются известняки, поэтому поверхность отвалов после ее первичной планировки не пригодна для рекультивации и требует покрытия слоем рыхлых почвообразующих пород. Помимо целей рекультивации покрытие поверхности рыхлыми породами служит профилактическим средством предотвращения самовозгорания находящихся в отвалах вскрышных пород диктионемовых сланцев. Для покрытия используются рыхлые суглинки и песчаники из объемов транспортной вскрыши, имеющей место на карьере. Доставка их на отвалы производится автосамосвалами непосредственно из экскаваторных забоев. Толщина слоя покрытия в среднем составляет 0,5-0,6 м.

Объем бульдозерных работ на единицу планируемой площади зависит от толщины слоя покрытия и степени равномерности размещения транспортируемой на отвалы породы.

В принципе могут иметь место два способа разгребения породы:

- площадное, когда автосамосвалы разгружаются равномерно в пределах всей рекультивируемой площади;

- сосредоточенное, когда автосамосвалы не могут свободно перемещаться по отвалам и вынуждены разгружаться на ограниченных участках. Факторы, определяющие удельный объем планировочных работ, будут различными в зависимости от вышеуказанных способов размещения породы.

При разгрузке из автосамосвала порода располагается в виде элементарного навала, имеющего форму трехгранной призмы с примыкающими к ней двумя полуконусами. Длина верхнего ребра призмы равна ширине кузова автосамосвала. Высоту навала можно определить из выражения:

$$V_a K_a = \frac{\pi}{3} h^3 \operatorname{ctg}^2 \beta + b h^2 \operatorname{ctg} \beta,$$

где V_a - геометрический объем кузова автосамосвала, м^3 ;
 K_a - коэффициент наполнения кузова;
 b - ширина кузова, м ;
 β - угол естественного откоса породы в навале, град;
 h - высота навала, м .

Площадь основания навала:

$$S = \pi (h \cdot \operatorname{ctg} \beta)^2 + 2 b h \operatorname{ctg} \beta.$$

Потребное количество разгрузок на 1 га площади отвалов в зависимости от толщины слоя покрытия h_c :

$$n = \frac{10000 h_c}{V_a K_a}.$$

Коэффициент заполнения площади при разгрузке автосамосвалов:

$$\gamma = \frac{S n}{10000}.$$

Удельный объем бульдозерных работ зависит от количества разгрузок на единицу площади и объема среза элементарного навала выше отметки планировки:

$$V_\delta = n V_0 = \frac{\pi n}{3} (h - h_c)^3 \operatorname{ctg}^2 \beta + b (h - h_c)^2 \operatorname{ctg} \beta.$$

После подстановки значений входящих величин и преобразований получаем в окончательном виде:

$$V_\delta = \frac{10000 h_c (h - h_c)^2}{V_a K_a} \left[\frac{\pi}{3} (h - h_c) \operatorname{ctg} \beta + b \right], \text{ м}^3/\text{га}.$$

Из полученного выражения видно, что удельный объем бульдозерных работ зависит от толщины слоя покрытия и гео-

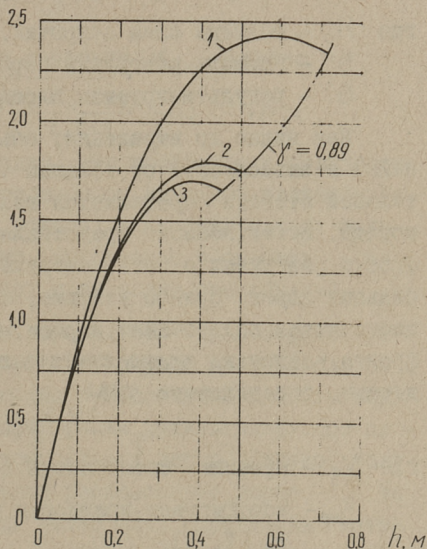
метрических параметров элементарного навала породы, которые, в свою очередь, определяются типом используемого на транспортировке породы автосамосвала.

Изложенная методика расчетов пригодна при сравнительно небольшой толщине слоя покрытия, когда количество разгрузок на единицу площади невелико и имеет возможность свободной разгрузки автосамосвалов. Пределом является случай соприкосновения оснований элементарных навалов, определяемый коэффициентом заполнения поверхности навалами, примерно одинаковым для любого типа автосамосвала:

$$\gamma = \frac{\pi(h \cdot \operatorname{ctg} \beta)^2 + 2bh \cdot \operatorname{ctg} \beta}{2h \operatorname{ctg} \beta (b + 2h \operatorname{ctg} \beta)} = 0,89.$$

Расчеты удельных объемов бульдозерных работ были выполнены для возможных случаев использования на транспортировке автосамосвалов МАЗ-503А, КраЗ-256Б и БелАЗ-540А грузоподъемностью соответственно 8,12 и 27 т.

$V, \text{ тыс. м}^3/\text{га}$



Варьируемым параметром является толщина слоя покрытия. В расчетах приняты исходные показатели: $\beta = 45^\circ$, $K_a = 1,25$ [2]. Результаты показаны в виде графиков на фиг. 1, где кривые ограничиваются условием заполнения поверхности элементарными навалами.

Как видно из графиков, удельный объем бульдозерных работ при площадном размещении породы существенно отличается от объема породы, доставляемой на отвалы автосамосвалами, причем разница увеличивается по мере роста толщины слоя покрытия.

Фиг. 1. Объемы планировочных работ в зависимости от толщины слоя покрытия. 1-3 - соответственно при использовании на транспортировке породы автосамосвалов БелАЗ-540А, КраЗ-256Б и МАЗ-503А.

Например, при толщине слоя 0,1 м бульдозерной планировке подвергается 85 % всей породы, при толщине 0,4 м – только 43...56 % в зависимости от типа автосамосвала. Установленные закономерности позволяют ввести существенные коррективы в практику производственного планирования и учета, где обычно в объем бульдозерных работ включается вся транспортируемая на отвалы порода.

В случае сосредоточенного способа размещения породы на отвалах, когда автосамосвалы разгружаются на ограниченных участках, объем бульдозерных работ возрастает по сравнению с площадным способом размещения. Изменяется также характер работ – существенной функцией становится не планировка поверхности, а доставка и укладка породы бульдозером по всей рекультивируемой поверхности.

Удельный объем бульдозерных работ можно определить как:

$$V_8 = 10000 h_c \left(1 - \frac{S'}{S}\right), \text{ м}^3/\text{га},$$

где h_c – толщина слоя покрытия, м;

S' – площадь разгрузки породы из автосамосвалов, м^2 ;

S – рекультивируемая площадь, м^2 .

Как видно из выражения, объем работ изменяется линейно в зависимости от толщины слоя покрытия и в значительной степени определяется величиной фронта разгрузки породы. Естественной представляется увязка возможного фронта разгрузки с сетью сооружаемых на отвалах автомобильных дорог. Приняв условие, что разгрузка породы осуществляется по обочинам дороги, показателем величины фронта разгрузки можно считать приемную способность I м дороги, определяемую так:

$$V_g = \frac{2V_a K_a \bar{K}_{кр}}{b},$$

где V_g – приемная способность дороги, $\text{м}^3/\text{м}$;

$K_{кр}$ – коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова [1, 3].

Тогда общая приемная способность участка отвалов по разгрузке составит:

$$V_{yч.} = V_g \cdot L, \text{ м}^3/\text{га},$$

где L – удельная протяженность автомобильных дорог на отвалах, $\text{м}/\text{га}$.

Исходя из полученных выражений и геометрической формы навала породы при разгрузке выведена формула для расчета удельного объема бульдозерных работ, имеющая окончательный вид:

$$V_{\delta} = 10000 h_c - 2 h_c L \left(2 \sqrt{\frac{V_a K_a K_{кр}}{b \cdot \operatorname{tg} \beta}} - h_c \operatorname{ctg} \beta \right), \text{ м}^3/\text{га}.$$

Расчеты по этой формуле показывают, что удельный объем работ в основном зависит от толщины слоя покрытия и удельной протяженности дорог, т.е. от длины фронта разгрузки. Тип автосамосвала не является влияющим фактором, поскольку приемная способность I м дороги остается почти одинаковой при любом типе автосамосвала.

Для практического пользования удобен относительный показатель, характеризующий удельный вес бульдозерных работ в общем объеме транспортируемой на отвал породы (коэффициент бульдозерной планировки):

$$K = \frac{V_{\delta}}{V} = \frac{V_{\delta}}{10000 h_c},$$

где V — общий объем породы, м^3 .

Подставив в выражение значение V_{δ} , получим:

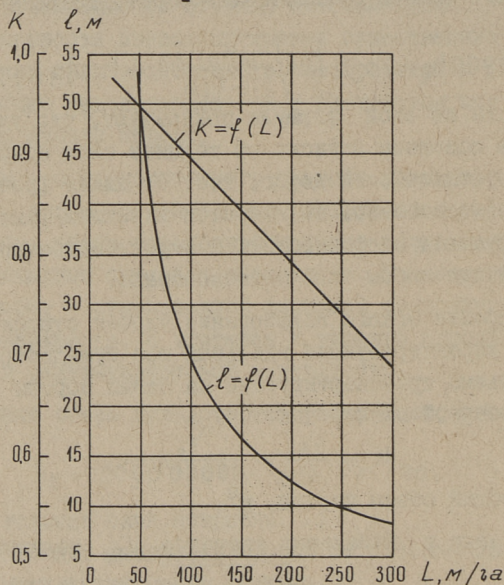
$$K = 1 - \frac{L}{5000} \left(2 \sqrt{\frac{V_a K_a K_{кр}}{b \cdot \operatorname{tg} \beta}} - h_c \operatorname{ctg} \beta \right).$$

Анализируя формулу, видим, что коэффициент бульдозерной планировки зависит в основном от удельной протяженности автомобильных дорог на отвалах и практически не зависит от толщины слоя покрытия (вычитаемое в скобках представляет очень малую величину и им можно пренебречь).

Важным технологическим показателем бульдозерных работ при сосредоточенном размещении породы на отвалах является дальность ее перемещения бульдозером. В конкретных условиях она зависит от конфигурации рекультивируемой площади и ориентации сети автомобильных дорог. Однако, если принять за основу параллельное расположение дорог, то дальность перемещения породы может быть определена математически, исходя из объема транспортируемой породы, толщины слоя покрытия и удельной протяженности дорог как:

$$l = \frac{V}{4 h_c L} = \frac{10000 h_c}{4 h_c L} = \frac{2500}{L}, \text{ м}.$$

Таким образом, средняя дальность перемещения породы зависит только от удельной протяженности дорог и не зависит от толщины слоя покрытия.



Фиг. 2. Коэффициент планировки (K) и средней дальности перемещения породы бульдозером (l) в зависимости от удельной протяженности дорог на отвалах.

Графики изменения коэффициента бульдозерной планировки и средней дальности перемещения породы в зависимости от удельной протяженности дорог изображены на фиг. 2, из которой следует, что со сгущением сети дорог значения исследуемых показателей уменьшаются. Например, при удельной протяженности дорог 50 м/га бульдозерному перемещению подлeжит 94 % всей транспортируемой на отвалы породы при средней дальности перемещения 56 м. С увеличением протяженности дорог до 100 м/га эти показатели снижаются соответственно до 89 % и 25 м.

Установленные закономерности могут служить не только целям определения объемов планировочных работ, но и для расчета производительности бульдозеров и норм затрат труда на планировку.

Сменная эксплуатационная производительность определялась комплексным исследовательско-расчетным методом. Ско-

ростные характеристики принимались по следующим регрессионным зависимостям; установленным на основе хронометрических наблюдений:

$$V_2 = 0,0024 + 0,3996 \cdot \lg L_{\text{уч.}},$$

$$V_n = 0,0041 + 0,6879 \cdot \lg L_{\text{уч.}},$$

где V_2 и V_n — средние скорости движения бульдозера соответственно с грузом и задним ходом, м/с;

$L_{\text{уч.}}$ — длина участка планировки, м.

Продолжительности вспомогательных операций определялись также по хронометрическим наблюдениям. Остальные показатели приняты по паспортным данным бульдозера Д-572 и установленным выше зависимостям. Нормальный баланс рабочего дня на основе рекомендуемых для бульдозеров нормативов [4]. Единицей измерения производительности принят м^2 спланированной площади, что соответствует требованиям целеустремленности показателя, исключает лишние факторы и облегчает замеры и учет выполненных работ. К объемному измерению при необходимости легко перейти, умножив производительность на соответствующий данным условиям удельный объем бульдозерных работ.

Поскольку характер бульдозерных работ существенно зависит от способа размещения транспортируемой на отвалы породы, определение производительности раздельно для каждого способа.

При площадном размещении породы на отвалах основными факторами, влияющими на производительность бульдозера, являются длина участка планировки, тип автосамосвала на транспортировке породы, толщина слоя покрытия и схема работ бульдозера (односторонняя, либо двусторонняя с разворотами). Длина участка планировки влияет на среднюю скорость движения (см. вышеприведенные регрессионные зависимости). От типа применяемого автосамосвала зависят геометрические параметры элементарных навалов породы, определяющие удельный объем бульдозерных работ. Толщина слоя покрытия определяет объем срезаемой вершины элементарного навала при планировке и необходимое качество проходов бульдозера по данной заходке для обеспечения качественной планировки. Последнее определялось из выражения:

$$m = \frac{V_0}{V_n} = \frac{\frac{\pi}{3}(h-h_c)^3 \operatorname{ctg} \beta + b(h-h_c)^2}{0,5 h_{\text{л}}^2 l_{\text{л}}},$$

где V_0 - объем срезаемой вершины элементарного навала, м^3 ;

V_n - объем призмы волочения, м^3 ;

$h_{\text{л}}$ и $l_{\text{л}}$ - соответственно высота и длина лемеха, м;

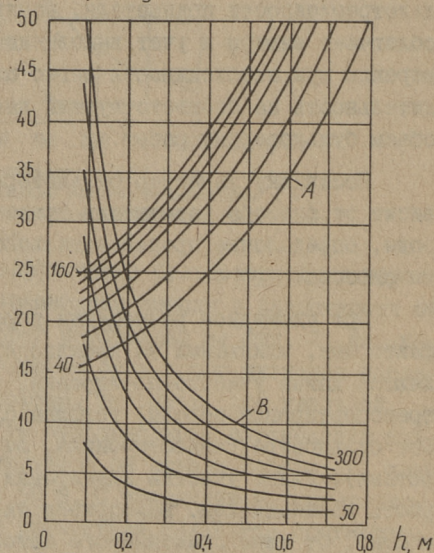
Остальные обозначения даны выше.

Расчеты производительности бульдозера были выполнены для условий транспортировки породы на отвалы автосамосвалами БелАЗ-540А и применения двусторонней схемы бульдозерной планировки с разворотом по концам планируемого участка.

При ограниченном фронте разгрузки автосамосвалов на отвалах и сосредоточенном размещении породы основными факторами, влияющими на производительность бульдозерных работ, являются удельная протяженность фронта нагрузки (автомобильных дорог), определяющая дальность перемещения породы бульдозером, и толщина слоя покрытия. При этом первый фактор влияет на производительность как в площадном, так и в объемном измерении, а второй - только в площадном измерении. Схема работы бульдозера при сосредоточенном размещении породы возможна только односторонняя.

Результаты расчетов производительности бульдозера при обоих способах размещения породы на отвалах представлены номограммами фиг. 3, характеризующими изменения показателя в зависимости от основных влияющих факторов. Как видно из полученных результатов, при площадном способе размещения породы на

Q , тыс. $\text{м}^2/\text{смену}$



Фиг. 3. Номограммы сменной эксплуатационной производительности бульдозера Д-572 на планировочных работах.

А - двусторонняя схема планировки при площадном размещении пород на отвалах, 40...160 - длина участка планировки (интервал 20 м); В - планировка при сосредоточенном размещении пород на отвалах, 50...300 - удельная протяженность дорог на отвалах (интервал 50 м).

отвалах имеется прямая связь между производительностью бульдозера и влияющими факторами. Увеличение длины участка положительно влияет на производительность из-за роста средних скоростей движения бульдозеров. Прямая связь между производительностью и толщиной слоя покрытия объясняется тем, что по мере роста толщины слоя уменьшаются как объемы срезаемых вершин элементарных навалов породы, так и необходимое количество проходов бульдозера по одной заходке.

При сосредоточенном размещении породы на отвалах производительность бульдозера имеет прямую связь с удельной протяженностью автомобильных дорог и обратную с толщиной слоя покрытия. Бульдозерные работы при таком размещении породы очень трудоемки. Например, при толщине слоя 0,5 м бульдозер за смену может покрыть породой и спланировать участок площадью 0,14...0,94 га (в зависимости от протяженности дорог). При площадном размещении породы за то же время можно спланировать 2,9...4,6 га площади (в зависимости от длины планируемого участка).

В целом производительность бульдозера на планировочных работах является показателем, реагирующим даже на незначительные изменения технологических параметров процесса. Поэтому в целях обеспечения реальности различных планово-проектных расчетов необходимо, во-первых, точно учитывать возможные значения этих параметров, во-вторых, иметь аналитические зависимости между производительностью и параметрами.

Обработка результатов исследований позволила вывести нижеследующие математические модели производительности бульдозерной планировки, описывающие зависимость показателя от влияющих факторов:

при площадном размещении породы на отвалах:

$$Q = (14,788 + 4,657 h_c + 44,704 h_c^2) \cdot \lg L_{\text{уч.}} - (8,285 + 2,540 h_c + 25,155 h_c^2), \text{ м}^2/\text{за смену}$$

при сосредоточенном размещении породы:

$$Q = \frac{L^{1,0396}}{0,0769 h_c}, \text{ м}^2/\text{за смену},$$

где h_c — толщина слоя покрытия, м;

- $L_{\text{уч.}}$ - длина участка планировки, м;
 L - удельная протяженность дорог на отвалах, м/га.

Использование математических моделей в практике проектирования схем бульдозерных работ и производственного планирования позволит реально оценить трудоемкость и затраты на планировку отвалов и оптимизировать технологические параметры работ.

Л и т е р а т у р а

1. М е л ь н и к о в Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. Недра, М., 1974.
2. Р ж е в с к и й В.В. Процессы открытых горных работ. Недра, М., 1974.
3. Р у с с к и й И.И. Отвальное хозяйство карьеров. Недра. М., 1971.
4. Справочник нормативов для нормирования труда на открытых горных работах фосфоритных предприятий, ГИТХС, Люберцы, 1960.

R. Päsok

The Mathematical Models of the Bulldozer's Productivity at Reclamation Works

Summary

The process of planning reclaimed surface by a bulldozer after it had been covered with soil forming rocks is analysed. The quantitative interdependence between the bulldozer's productivity and the basic technological parameters - the method of placing rock transported to the surface, the thickness of covering, the length of the planned area and the net of transport roads in the area has been determined. The mathematical models demonstrating the above-mentioned intercommunications have been deduced.

УДК 622.233

Х.Х. Арукола, А.Х. Рейер

СТАТИСТИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА И НЕКОТОРЫЕ КОРРЕЛЯЦИОННЫЕ
ЗАВИСИМОСТИ ФИЗИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ПОРОД
МЕСТОРОЖДЕНИЙ "ТООЛСЕ" и "МААРДУ"

Дальнейшее развитие горнодобывающей промышленности в Эстонской ССР требует строительства новых горных предприятий по добыче фосфоритов в том числе и на Тоолсеском месторождении.

При решении вопросов технологии вскрытия и разработки промышленного пласта фосфоритов требуется знание параметров физических свойств горных пород Тоолсеского месторождения и сравнение их с соответствующими параметрами Маардуского месторождения, где уже имеется опыт разработки промышленного пласта фосфоритов как открытым, так и подземным способом.

Тоолсеское месторождение было открыто в ходе поисковых работ в 1958...1960 гг. Детальная разведка его проводилась в 1969...1971 гг. и в 1973...1975 гг. В ходе детальных разведок были определены границы и запасы, в также качественные показатели фосфоритов и (в 1973...1975 гг.) известняков, глауконитового песчаника и аргиллита.

Первые разведочные работы на месторождении Маарду производились в 1937...1940 гг. В послевоенные годы, начиная с 1947 г. в связи с расширением добычных работ месторождение неоднократно было доразведано.

Месторождение Тоолсе расположено между городами Раквере и Кунда. Северной границей месторождения является глинт от деревни Селья на западе до города Кунда. Восточной границей служит река Кунда, западной – река Селья. Южная граница месторождения условная и проходит в широтном направлении.

нии севернее деревень Ухтна, Убья и Эссу. Протяженность месторождения с запада на восток около 8 км, с севера на юг около I0...II км. Общая площадь месторождения 90 км².

Маардуское месторождение находится в Харьском районе, в 16 км к востоку от г. Таллина, по обе стороны от шоссе-ной дороги Таллин-Ленинград. Общая разведанная площадь около 30 км².

Геологическое строение Тоолсеского и Маардуского месторождений в общих чертах сходное. Геологический разрез месторождений представлен следующими стратиграфическими подразделениями (сверху вниз).

Четвертичные отложения представлены почвенно-растительным слоем, моренными суглинками и в Тоолсеском месторождении также флювиогляциальными отложениями погребенных долин. Мощность четвертичных отложений, как правило, небольшая (0,5...2 м), но в некоторых местах достигает 10 и более м (торфяники, погребенные долины и др.).

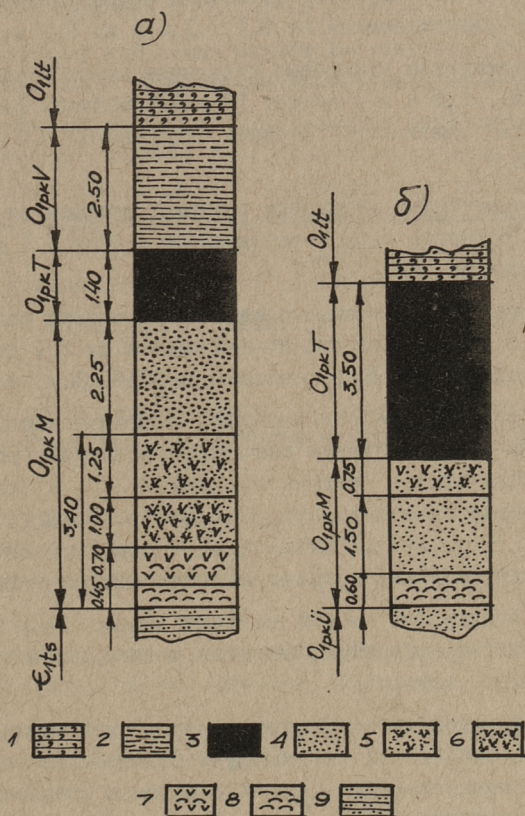
Ордовикские отложения представлены сверху известняками ухакусского, ласнамягиского, азериского, кундаского и волховского горизонтов. Суммарная мощность этих известняков вблизи южной границы месторождений достигает 20 м, а у северной границы они отсутствуют. В Маардуском карьере производится раздельная выемка известняков ласнамягиского и азериского горизонтов, которые используются для изготовления строительного щебня.

Под известняками залегают глауконитовые песчаники лээтсеского горизонта (O_{1lt}) мощность которых около I м.

Самый нижний горизонт ордовика - пакерортский (O_{1pk}) на месторождениях Тоолсе и Маарду имеет несколько различное строение. В Тоолсеском месторождении выделяют три пачки:

1) валангуская пачка сланцеватой глины (O_{1pkv}) со средней мощностью 2,5 м; 2) тюрисалуская пачка (O_{1pkt}) так называемых "диктионемовых сланцев" со средней мощностью I,4 м и 3) маардуская пачка (O_{1pkm}).

Маардуская пачка, содержащая промышленные скопления фосфоритов, разделяется на следующие слои (сверху вниз):



Фиг. 1. Геологическая колонка промышленной пачки и пород кровли и почвы месторождения Тоолсе (а) и Маарду (б). Условные обозначения: 1 - глауконитовый песчаник; 2 - сланцеватая глина; 3 - аргиллит (диктионемовый сланец); 4 - кварцевый песчаник; 5 - детритовый кварцевый песчаник; 6 - детритовый песчаник; 7 - детритовый брахиоподовый конгломерат; 8 - брахиоподовый конгломерат; 9 - кварцевый песчаник и алевролит.

а) кварцевые песчаники состоят из алевритового и мелкозернистого песчаного материала и содержат многочисленные тонкие прослойки черного аргиллита. Мощность кварцевого песчаника увеличивается от 0,1...1,5 м до 5,5 м;

б) детритовые кварцевые песчаники имеют среднюю мощность 1,0...1,5 м и содержат 17..18 % мелкого фосфороносного детрита брахиопод. Среднее содержание P_2O_5 в песчанике 5,55 %;

в) детритистые песчаники содержат детрита от 25 до 50...60 %. Мощность слоя колеблется от 0,3 до 1,7 м при среднем содержании P_2O_5 9,57 %;

г) детритистые брахиоподовые конгломераты содержат детрита 50...70 %. Мощность их колеблется от 0,1 до 1,4 м, а среднее содержание P_2O_5 составляет 17,82 %;

д) брахиоподовые конгломераты содержат наряду с брахиоподовым детритом также значительное количество целых раковин брахиопод, и среднее содержание P_2O_5 в слое 17,87 %. Брахиоподовые конгломераты образуют локальные залежи мощностью 0,2...0,7 м. Слои б, в, г и д образуют пром-пласт месторождения, средняя мощность которого около 3 м.

Под маардуской пачкой залегают светло-серые или белые мелкозернистые кварцевые песчаники и алевролиты тискреской свиты нижнего кембрия.

В Маардуском месторождении пакерортский горизонт имеет следующие особенности: отсутствуют сланцеватые глины валангуской пачки и верхняя часть горизонта представлена диктионемовыми сланцами тюрисалуской пачки, мощность которой достигает 3,5...4,0 м. На границе с нижележащей маардуской пачкой встречается маломощный (5...10 см) "пиритовый слой" - твердый кварцевый песчаник с крепким пиритовым цементом.

Маардуская пачка разделяется на три слоя (сверху вниз):

а) "детритовый слой" - кварцевый песчаник с детритом брахиопод, содержание которых 15...30 %. Средняя мощность слоя около 0,75 м и среднее содержание P_2O_5 4,5 %.

б) "оболевый песчаник" - светло-серый кварцевый песчаник, почти не содержащий детрит брахиопод. Средняя мощность слоя 1,5 м.

в) брахиоподовый ("оболевый") конгломерат - промышленный пласт месторождения - обогащенный целыми раковинами и обломками створок брахиопод имеет среднюю мощность 0,6 м при среднем содержании P_2O_5 от 15 до 20 %.

Почвой маардуской пачки служат желтовато-серые песчаники юлгасеской пачки того же пакерортского горизонта (O_{1pkU}).

При детальной разведке месторождений фосфоритов из физико-механических свойств были определены только объемная масса, лабораторная влажность и гранулометрическая характеристика. Для определения остальных физико-механических свойств, имеющих большое значение для оценки устойчивости целиков и кровли при подземной разработке месторождения Тоолсе, были использованы образцы, взятые из обнажения по реке Тоолсе и из забоя карьера Маарду, а также 70 керновых проб по девяти скважинам, из которых шесть располагались недалеко друг от друга в центре месторождения Тоолсе, одна вблизи его южной границы, а две в западной части месторождения.

При определении свойств пород были из плотного материала изготовлены образцы в виде призм и цилиндров, прочностные свойства которых определялись под прессом по методике ВНИИ [1].

Физико-механические свойства россыпных проб определялись полевой лабораторией им. Литвинова по стандартной методике [2].

При определении физико-механических свойств оценивались ошибки измерения и репрезентативности, вычислялись статистические оценки: средние значения, коэффициенты вариации и доверительные интервалы (по критерию Стьюдента на уровне значимости 0,95).

Относительные ошибки прямых измерений (размеров и массы образцов, усилий на прессе при испытаниях образцов на прочность) были ниже 1 %.

Относительные ошибки косвенных измерений определялись по методике авторов [3]. Например, средняя относительная ошибка определения предела прочности пород при сжатии $\sigma_{сж}$

$$\frac{\Delta \sigma_{сж}}{\sigma_{сж}} = \sqrt{\left(\frac{\Delta P}{P}\right)^2 + \left(\frac{\Delta a}{a}\right)^2 + \left(\frac{\Delta b}{b}\right)^2},$$

где a и b — средние поперечные размеры образцов в мм;

P — средняя разрушающая нагрузка, кгс;

Δa , Δb , ΔP и $\Delta \sigma_{сж}$ — соответствующие абсолютные ошибки измерения.

Подставляя в формулу средние значения параметров, получим оценку средней относительной ошибки

$$\frac{\Delta \sigma_{сж}}{\sigma_{сж}} = \sqrt{\left(\frac{5}{628,5}\right)^2 + \left(\frac{0,5}{48,8}\right)^2 + \left(\frac{0,5}{46,3}\right)^2} = 0,0168.$$

Аналогично были определены относительные ошибки измерения всех параметров физико-механических свойств, превышающие 3 %. Средние значения относительных ошибок измерения других параметров следующие: плотности 0,9 %, влажности 0,5 %, коэффициента разрыхления 0,7 %, угла естественного откоса 1,2 %, предела прочности при растяжении 2,4 %, при сдвиге 2,9 %.

Поскольку ошибка репрезентативности при определении параметров физических свойств значительно выше, например, для прочностных свойств до 100 % и выше, то ошибки измерения на точность оценки параметров физико-механических свойств существенного влияния не оказывают.

Статистические оценки параметров физико-механических свойств пород фосфоритного месторождения Тоолсе приведены в табл. 1, 2 и 3 и месторождения Маарду в таблице 4.

Сравнение средних параметров физико-механических свойств пород месторождений Тоолсе и Маарду приведено в таблице 5.

Выборочные уравнения прямых линий регрессии и коэффициенты корреляции между некоторыми параметрами физико-механических свойств пород месторождений Тоолсе приведены в таблице 6.

По статистическим оценкам (табл. 1...4) максимальный коэффициент вариации имеет пределы прочности пород при сжатии и растяжении и минимальные плотность и угол естественного откоса.

Из корреляционных зависимостей, приведенных в таблице 6, интерес представляют зависимости предела прочности при сжатии от объемной массы, плотности и пористости, угла внутреннего трения, угла естественного откоса и объемной массы,

Т а б л и ц а 1
Статистическая оценка показателей физико-механических
свойств пород фосфоритового месторождения Тоолсе
(по кернам из скважин)

Показа- тели	Геологи- ческий индекс пород	Число испы- таний n	$X_{\min}$	$X_{\max}$	Среднее $\bar{X}$	Козф. вари- аций K_B
1	2	3	4	5	6	7
$\sigma_{сж}$ кгс/см ²	$O_{лт}$	10	10,2	63,5	30,3	60,1
	$O_{тркV}$	18	1,0	107	35,8	94,0
	$O_{тркT}$	4	177	278	232	20,8
σ_p кгс/см ²	$O_{лт}$	10	0,32	8,1	1,84	130
	$O_{тркV}$	24	0,35	10,8	3,49	125
	$O_{тркT}$	16	0,86	23,8	12,1	47,3
γ_c г/см ³	$O_{лт}$	10	1,77	2,44	2,20	8,6
	$O_{тркV}$	18	1,92	2,17	2,06	3,7
	$O_{тркT}$	4	1,75	1,95	1,80	7,3
W %	$O_{лт}$	10	2,7	10,3	5,9	39,8
	$O_{тркV}$	18	4,5	14,1	8,6	34,6
	$O_{тркT}$	4	5,4	13,1	8,8	36,0
ρ г/см ³	$O_{лт}$	10	2,75	2,90	2,83	1,6
	$O_{тркV}$	18	2,36	2,72	2,66	2,9
	$O_{тркT}$	4	2,25	2,55	2,40	5,7
P %	$O_{лт}$	10	14,4	37,6	22,0	31,4
	$O_{тркV}$	18	18,6	27,1	22,6	10,7
	$O_{тркT}$	4	24,8	27,2	25,4	6,5
E 10 ⁴ кгс/см ²	$O_{лт}$	8	0,10	0,62	0,24	73,9
	$O_{тркV}$	10	0,05	0,43	0,21	63,1
	$O_{тркT}$	4	0,46	0,87	0,61	29,1

I	2	3	4	5	6	7
K _p	O _{1lt}	10	1,5	2,1	1,8	8,7
	O _{1pкV}	18	1,3	2,2	1,9	12,1
	O _{1pкT}	4	1,7	2,0	1,8	7,8
α градус	O _{1lt}	10	20	38	29,7	23,6
	O _{1pкV}	18	19	37	26,7	21,3
	O _{1pкT}	4	21	27	22,5	13,3

которые могут быть использованы при оценке предела прочности при сжатии и угла внутреннего трения, непосредственное определение которых сложнее и более трудоемкое.

Испытания сопротивления сдвигу позволили вывести следующие средние показатели для кварцевого песчаника месторождения Тоолсе:

угол внутреннего трения $\varphi = 62,9^\circ$

сцепление $C = 1,1 \text{ кгс/см}^2$

При сравнении средних параметров физико-механических свойств месторождений Тоолсе и Маарду (табл. 5) видно, что по детритовому песчанику прочностные и плотностные параметры месторождения Маарду несущественно выше, а по детритовому конгломерату значительно ниже соответствующих параметров месторождения Тоолсе. При оценке предела прочности пород при сжатии следует обратить внимание на анизотропию. Максимальный коэффициент анизотропии наблюдался по кварцевому песчанику месторождения Тоолсе

$$k_{\text{ан}} = \frac{\sigma_{\text{сж I}}}{\sigma_{\text{сж II}}} = 10,4$$

и по оболовому песчанику месторождения Маарду $k_{\text{ан}} = 3,3$.

По результатам определения физико-механических параметров свойств пород месторождения Тоолсе наблюдалось изменение параметров в южном направлении, однако, для точного определения параметров тренда необходимы дополнительные испытания.

Т а б л и ц а 2

Статистическая оценка параметров физико-механических свойств пород месторождения Тоолсе по пробам (рассыпной материал из скважин)

Параметр	Порода	Число испы- таний	$\chi_{\min}$	$\chi_{\max}$	Сред- ние $\bar{\chi}$	Коеф. ва- риа- ции K_B
Объемная масса γ_n мг/м ³	Кв. песчаник	33	1,44	1,84	1,64	3,5
	Детр. песчаник	35	1,60	1,92	1,77	2,6
	Конгломерат	12	1,60	1,93	1,75	6,1
	Алевролит	12	1,48	1,82	1,68	5,8
Влажность W %	Кв. песчаник	33	11,6	21,2	14,2	7,9
	Детр. песчаник	35	8,0	13,2	11,4	3,6
	Конгломерат	12	10,2	17,8	12,4	18,1
	Алевролит	12	11,8	15,1	14,0	6,3
Плотность ρ мг/м ³	Кв. песчаник	25	2,40	2,74	2,58	2,7
	Детр. песчаник	28	2,60	2,83	2,74	2,6
	Конгломерат	20	2,58	2,90	2,72	4,8
	Алевролит	10	2,53	2,67	2,62	1,2
Угол естествен- ного отко- са α_c	Кв. песчаник	33	30,5	43,3	34,2	4,8
	Детр. песчаник	35	32,4	42,8	35,1	4,4
	Конгломерат	12	35,5	42,8	38,4	4,0
Угол внут- реннего трения	Кв. песчаник	5	21,8	31,9	25,5	
	Детр. песчаник	5	29,9	34,0	32,6	
	Конгломерат	2	27,3	29,9	28,9	
	Алевролит	2	20,6	24,2	22,4	

Т а б л и ц а 3
Статистическая оценка параметров физико-механических
свойств пород фосфоритного месторождения Тоолсе
(обнажение реки Тоолсе)

Показатель	Порода	Число испы- таний	$\chi_{\min}$	$\chi_{\max}$	Сред- нее $\bar{\chi}$	Коеф. вариа- ции K_B
$\sigma_{\text{ж}}$ кгс/см ²	Кв. песчаник	12	1,9	44,3	21,2	66,7
	I Детр. песчаник	11	1,7	28,4	13,2	67,2
	Алевролит	9	25,0	92,2	54,8	39,1
	Кв. песчаник	8	0,43	6,8	2,05	101,0
	II Детр. песчаник	11	0,23	8,3	3,1	86,7
σ_p кгс/см ²	Кв. песчаник	13	0,06	2,5	0,89	78,6
	Детр. песчаник	9	0,28	2,7	0,96	92,7
γ_B г/см ³	Кв. песчаник	26	1,72	2,0	1,87	4,1
	Детр. песчаник	31	1,60	2,10	1,87	6,7
	Алевролит	9	1,93	2,40	2,11	6,3
ρ г/см ³	Кв. песчаник	16	2,66	2,74	2,69	0,8
	Детр. песчаник	12	2,68	2,97	2,73	3,0
p %	Кв. песчаник	18	28,4	38,4	32,0	9,2
	Детр. песчаник	12	30,3	39,2	34,4	6,9
W %	Кв. песчаник	17	0,2	8,6	2,7	93,3
	Детр. песчаник	15	1,3	9,5	4,5	65,5
K_p	Кв. песчаник	12	1,2	1,8	1,4	11,6
	Детр. песчаник	6	1,4	1,8	1,5	9,9
α°	Кв. песчаник	12	25	42	29,6	11,1
	Детр. песчаник	6	30	42	35,8	14,2

Т а б л и ц а 4

Статистическая оценка показателей физико-механических свойств пород фосфоритового месторождения Маарду

Показатель	Порода	Число испы- таний	$\chi_{\min}$	$\chi_{\max}$	Сред- нее $\bar{\chi}$	Козф. вариа- ций K_B
$\sigma_{сж}$ кгс/см ²	Дикт. сланец	10	4,8	29,7	130	89,8
	Детр. песчаник	3	11,7	26,4	17,0	47,8
	Обол. песчаник	17	16,8	89,6	43,9	50,2
	Конгломерат	9	4,4	88	28,9	95,1
" "	Дикт. сланец	6	2,6	187	85,5	88,7
	Обол. песчаник	4	3,3	28,7	14,9	77,0
	Конгломерат	6	1,2	25,0	8,7	103,6
σ_p кгс/см ²	Дикт. сланец	5	9,4	16,9	13,7	23,5
	Детр. песчаник	5	1,1	3,6	2,0	50,1
	Обол. песчаник	6	1,9	14,7	6,3	85,1
γ_B г/см ³	Дикт. сланец	21	1,84	1,97	1,90	2,4
	Детр. песчаник	4	1,91	1,96	1,93	1,1
	Обол. песчаник	27	1,80	2,15	2,00	6,8
	Конгломерат	14	1,88	2,40	2,40	7,1

Средние параметры физико-механических свойств пород месторождений Тоолсе и Маарду

Порода	Месторождение	Объемная масса		Влаж- ность W %	Предел прочности		
					на сжатие		на растяжение
		при ес- теств. влажности	сухая		$\sigma_{сж \perp}$ кгс/см ²	$\sigma_{сж \parallel}$ кгс/см ²	σ_p кгс/см ²
		γ_v г/см ³	γ_c г/см ³				
Диктиономовый	Тоолсе	1,96	1,80	8,8	232	-	12,1
сланец	Маарду	1,90	1,78	5,8	130	85,5	13,7
Кварцевый песчаник	Тоолсе	1,87	1,82	2,7	21,2	2,05	0,89
Детр. песчаник	Тоолсе	1,87	1,79	4,5	13,2	3,1	0,96
	Маарду	1,93	1,91	1,1	17,0	8,1	2,0
Оболевый песчаник	Маарду	2,00	1,88	12,7	43,9	14,9	6,3
Конгломерат	Тоолсе	2,66	2,63	1,3	167	141	-
	Маарду	2,18	1,87	14,2	28,9	8,7	0,77
Алевролит	Тоолсе	2,11	1,87	11,5	54,8	-	-

Т а б л и ц а 6

Выборочные уравнения прямых линий регрессии и коэффициенты корреляции r_B между параметрами физико-механических свойств пород месторождения Тоолсе

I. По глауконитовому песчанику (керна)

$$\sigma_{сжI} = 18,2 + 70,7 E \quad (E = 0,08 \dots 0,61, r_B = 0,74, n = 8)$$

2. По кварцевому песчанику

а) обнажение реки Тоолсе

$$\sigma_{сжI} = -232,2 + 140 \gamma_c \quad (\gamma_c = 1,67 \dots 1,89, r_B = 0,72, n = 9)$$

$$\sigma_{сжII} = 145 - 3,74 P \quad (P = 29,5 \dots 36,3, r_B = -0,78, n = 8)$$

б) россыпной материал из скважин

$$\varphi = -1,83 + 1,26 \alpha_c \quad (\alpha_c = 32,7 \dots 39,3, r_B = 0,96, n = 10)$$

$$\varphi = -3,79 + 20,5 \gamma_H \quad (\gamma_H = 1,51 \dots 1,74, r_B = 0,83, n = 10)$$

3. По детритистому песчанику (обнажение реки Тоолсе)

$$\sigma_{сжI} = 124,5 - 3,36 P \quad (P = 30,3 \dots 35,8, r_B = 0,89, n = 8)$$

$$\sigma_{сжII} = -182,2 + 70,7 \rho \quad (\rho = 2,68 \dots 2,97, r_B = 0,88, n = 8)$$

Примечания: Все выборочные коэффициенты корреляции значимы, что проверено вычислением наблюдаемого значения критерия Стьюдента по формуле

$$T_{набл} = \frac{n_B \sqrt{n-2}}{\sqrt{1-n_B^2}},$$

где n — число испытаний и проверкой соблюдения неравенства

$$|T_{набл}| > t_{кр}(\alpha, k),$$

$t_{кр}(\alpha, k)$ — определяется по таблице критических точек распределения Стьюдента по заданному уровню значимости α и числу степеней свободы $k = n - 2$.

Уровень значимости принят $\alpha = 0,05$ и, например, по глауконитовому песчанику $r_B = 0,74, n = 8$

$$T_{набл} = \frac{0,72\sqrt{8-2}}{\sqrt{1-0,72^2}} = 2,69 > t_{кр}(0,05, 6) = 2,45$$

Л и т е р а т у р а

1. Требования к определению механических свойств горных пород при геологическом изучении полей шахт министерства угольной промышленности СССР. Всесоюзный институт горной геомеханики и маркшейдерского дела. Л., 1977.

2. Инструкция по исследованию строительных свойств грунтов полевой лабораторией систем И.М. Литвинова. Харьков, Пропор, 1966.

3. А р у к ю л а Х.Х., Р е й е р А.Х. Основы теории инженерного экспериментирования в горном деле. ТПИ, Таллин, 1973.

H. Aruküla, A. Reier

Statistische Schätzung und einige korrelationale
Abhängigkeiten der physikalischen Eigenschaften der
Gesteine aus den Lagerstätten "Toolse" und "Maardu"

Zusammenfassung

In dem Artikel wird eine geologische Beschreibung der Phosphoritlagerstätten "Toolse" und "Maardu" gebracht. Auf Grund der Proben aus 16 Bohrlöchern und Aufschlüssen sind die Dichteangaben und mechanischen Parameter der Deckengesteine und der nützlichen Schicht statistisch geschätzt worden.

УДК 622.023.623+531(001.57)

Э.А. Крипсаар

К ВОПРОСУ ПОВЕДЕНИЯ ТРЕЩИНОВАТЫХ ГОРНЫХ ПОРОД,
НАХОДЯЩИХСЯ ПОД ВОЗДЕЙСТВИЕМ ИЗМЕНЯЮЩИХСЯ
НАГРУЗОК

Для обеспечения безопасности ведения горных работ необходимо прогнозировать поведение горных выработок не только на период очистных работ, но часто и на период после проведения этих работ. Для прогнозирования устойчивости горных выработок основной информацией является информация о процессе разрушения. Основными стадиями процесса разрушения являются микроразрушение и макроразрушение. Чем раньше в ходе нагружения выявляются признаки процесса разрушения и определяется его уровень, тем за более продолжительный отрезок времени имеется возможность следить за процессом разрушения с целью его изучения. Благодаря этому, можно более достоверно и долгосрочно осуществить прогноз.

К настоящему времени накоплены значительные экспериментальные данные по поведению тела из трещиноватого материала в силовом поле, в том числе при воздействии на него изменяющихся нагрузок. Для случая макроразрушения разработаны феноменологические методы, которые не учитывают стадии микроразрушений. Главной причиной этого можно считать отсутствие апробированного описания поведения трещин в стадии микроразрушения при различном нагружении. Незнание этой стадии и влияния ее на ход макроразрушения не позволяют полностью использовать полученные в ходе эксперимента данные для прогноза процесса разрушения.

Сходство поведения горных пород за линейным участком графика деформации при различном напряженном состоянии без разделения его на простое и сложное указывает на единый процесс разрушения [1]. Для горных пород единая основа про-

цесса разрушения без разделения нагружения на простое и сложное принята А.Н. Ставрогиним [2]. Принимая за основу теорию развития трещин Гриффитса [3] и схему развития трещин при сжатии, предложенных в [4, 5], в работах [6, 7] на основе исходных положений корпускулярной модели [8], проанализирована стадия микроразрушения трещиноватых горных пород под действием сжимающей нагрузки. Влияние изменяющейся нагрузки на процесс разрушения обсуждено в работе [9].

В данной работе исследуются закономерности процесса микроразрушения, являющиеся общими для всех трещиноватых сред. Обсуждаются значимость и методика определения параметров различных горных пород, существенно влияющих на этот процесс. Рассматривается случай, когда главное влияние на процесс макроразрушения оказывает плотность развивающихся (увеличивающих свою площадь) микротрещин. Это дает возможность более обобщенно рассматривать физические процессы микроразрушения не только в образцах, но и в горном массиве.

Как известно, между частицами твердого тела существуют силы взаимодействия, которые при отсутствии внешних сил взаимно уравновешены. При нагружении тела действие внешних сил передается через частицы тела (зерна, кристаллы, молекулы), названные К. Олликом [8] обобщенно корпускулами. Согласно К. Оллику через корпускулы проводятся параллельные плоскости и рассматривается их взаимное перемещение при нагружении тела. В этом случае всегда имеются плоскости, которые перемещаются только в направлении нормали. Такие плоскости являются главными, а их нормали — главными осями.

Взаимное перемещение параллельных плоскостей при нагружении показано на фиг. 1. Для характеристики состояния поля введем соотношение, которое определяется отношением главных натяжений:

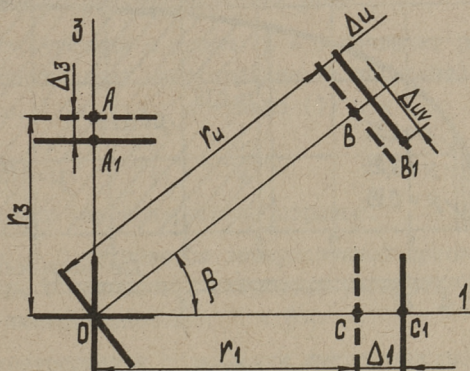
$$\varkappa = -\frac{\omega_1}{\omega_3}, \quad (I)$$

$$\text{где } \omega_1 = \Delta_1 / r_1, \\ \omega_3 = \Delta_3 / r_3.$$

В несжимаемом материале $\omega_1 \geq 0$, $\omega_3 \leq 0$.

В пределах линейного участка графика деформаций главные напряжения равны соответствующим главным деформациям, т.е. $\omega_1 = \varepsilon_1$, $\omega_2 = \varepsilon_2$ и $\omega_3 = \varepsilon_3$. В таблице приведены значения соотношения κ для характерных видов нагружения.

Вид нагружения	Соотношения главных напряжений	Значение соотношения κ	Обозначения на фиг. 2
Гидростатическое сжатие	$\omega_1 = \omega_2 = \omega_3 = 0$	0	I
Сжатие	$\omega_1 = \omega_3 $	$< I$	2
Чистое касательное натяжение	$\omega_1 = \omega_3$	I	3
Растяжение	$\omega_1 > \omega_2 $	$> I$	4



Фиг. 1.

Следует отметить, что при одноосном сжатии соотношение κ и коэффициент Пуассона μ имеют одинаковые, а при растяжении — обратные по величине значения.

При угле β между нормалью к параллельным плоскостям и главной осью I (см. фиг. 1) нормальный компонент натяжения определяется выражением:

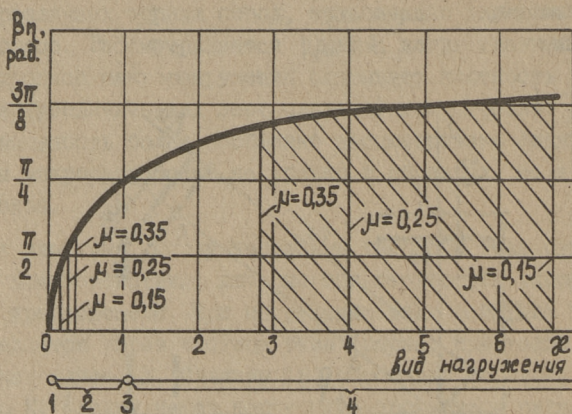
$$\omega_u = \frac{\Delta_u}{r_u} = (\cos^2 \beta - \frac{1}{\kappa} \sin^2 \beta) \omega_1 = (\sin^2 \beta - \kappa \cos^2 \beta) \omega_3, \quad (2)$$

а касательный компонент натяжения:

$$\eta_{uv} = \frac{\Delta_{uv}}{r_u} = -\frac{1+\varepsilon}{2\varepsilon} \omega_1 \sin 2\beta = \frac{1+\varepsilon}{2} \omega_3 \sin 2\beta. \quad (3)$$

Как явствует из формул (2) и (3) и фиг. 1, при нагружении тела параллельные плоскости в общем случае перемещаются друг относительно друга одновременно по нормали и по касательной. Перемещение только по нормали происходит при $\eta_{uv} = 0$ в направлении главных осей, а по касательной при $\omega_u = 0$. Согласно формуле (2) последнее возможно при значении угла $\beta = \beta_\eta$, где

$$\beta_\eta = \arctg \varepsilon^{\frac{1}{2}}. \quad (4)$$



Фиг. 2.

При значении угла $\beta < \beta_\eta$ между параллельными плоскостями нормальное натяжение положительное, следовательно, возможно микроразрушение отрывом. Зависимость значения угла β_η от состояния поля (значения соотношения ε) графически изображена на фиг. 2. Из фиг. 2 следует: во-первых, увеличение угла β_η , в пределах которого возможны микроразрушения отрывом, происходит при сжатии с увеличением, а при растяжении — с уменьшением коэффициента Пуассона — μ ; во-вторых, изменение состояния поля при сжатии оказывает на процесс микроразрушения отрывом значительно большее влияние, чем при растяжении. Например, при

изменении значений соотношения ε от 0,15 до 0,35 и от 2,9 до 6,7 абсолютное изменение значения угла β_η одинаковое, а относительное изменение — в первом интервале значений ε (при сжатии) в 2,4 раза больше, чем во втором интервале. Этим объясняется первоочередной интерес к вопросам микроразрушения при сжатии [6, 7, 9].

Рассмотрим микроразрушение от действия положительного нормального натяжения ($\omega_u > 0$), что возможно при значении угла $\beta < \beta_\eta$. Микротрещина начинает распространяться, а потенциальная микротрещина начинает раскрываться в собственной плоскости, когда ω_u достигает значения ω_k , где ω_k — критическое натяжение микротрещины (ослабления). В частном случае, при одинаковых значениях ω_k для всех микротрещин (ослаблений), процесс микроразрушения начинается с микротрещин, имеющих наименьшее значение угла β .

Итак, микротрещина с углом $\beta = 0$ начинает распространяться, а потенциальная микротрещина (ослабление) раскрываться при $\omega_1 = \omega_k$ или согласно (I) при

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

где ω_{3k} — порог микроразрушения отрывом.

Только при $\omega_k = 0$ начинается вышеуказанный процесс одновременно (но не с одинаковой скоростью раскрытия) у всех микротрещин, имеющих значение $\beta < \beta_\eta$.

Если микротрещины и ослабления имеют хаотическое расположение и одинаковые значения ω_k , то плотность развивающихся микротрещин отрывом можно определить по наибольшему значению угла $\beta = \max \beta_i$, при котором происходит этот процесс. Принимая в формуле (2) $\omega_u = \omega_k$:

$$\max \beta_i = \arcsin \left[\frac{\varepsilon}{1+\varepsilon} \left(1 - \frac{\omega_k}{\omega_1} \right) \right]^{\frac{1}{2}}. \quad (6)$$

При сжатии, когда $\beta \rightarrow 0$, $\sin \beta \rightarrow \beta$, формулу (6) можно упростить:

$$\max \beta_i \approx \left[\frac{\varepsilon}{1+\varepsilon} \left(1 - \frac{\omega_k}{\omega_1} \right) \right]^{\frac{1}{2}}. \quad (7)$$

Отношение плотности развивающихся микротрещин к плотности, возможной при $\omega_k = 0$, характеризуется показателем микротрещинообразования отрывом,

$$W_i = \frac{\max \beta_i}{\beta_\eta} = \frac{\arcsin \left[\frac{\varkappa}{1+\varkappa} \left(1 - \frac{\omega_k}{\omega_1} \right) \right]^{\frac{1}{2}}}{\operatorname{arctg} \varkappa^{\frac{1}{2}}}. \quad (8)$$

Анализ формулы (8) показал, что изменение $\varkappa$ незначительно влияет на отношение плотностей развивающихся микротрещин W_i и поэтому можно пользоваться приближенной формулой:

$$W_i \approx \left(1 - \frac{\omega_k}{\omega_1} \right)^{\frac{1}{2}}. \quad (9)$$

Доказано, что закономерность изменения W_i (формулы 8 и 9) справедлива и при микротрещинах (ослаблениях) с различными значениями ω_k , при этом значение W_i будет тем меньше, чем больше разброс значений ω_k .

При испытании материала с различным состоянием поля (I) и (2) и одинаковом соотношении ω_k/ω_1 согласно (8) и (4) отношение плотностей развивающихся микротрещин отрывом определяется:

$$\frac{\max \beta_{i(1)}}{\max \beta_{i(2)}} = \frac{\beta_{\eta(1)}}{\beta_{\eta(2)}} = \frac{\operatorname{arctg} \varkappa^{\frac{1}{2}}_{(1)}}{\operatorname{arctg} \varkappa^{\frac{1}{2}}_{(2)}}. \quad (10)$$

По плотности развивающихся микротрещин можно судить о снижении порога макроразрушения отрывом, если нагружение тела происходит при различных значениях соотношения $\varkappa$. Для случая небольшой плотности микротрещин и значений $\varkappa \leq 0,5$, этот вопрос рассмотрен в [6].

Итак, процессы микроразрушения отрывом при различных состояниях поля подобны. Плотность развивающихся микротрещин при заданном соотношении ω_k/ω_1 зависит лишь от значения $\varkappa$.

Источником микроразрушений могут быть также микротрещины, имеющие угол $\beta > \beta_\eta$. Нормальное натяжение на берегах этих микротрещин отрицательное и в своей собственной плоскости они развиваться не могут, а могут распространяться вследствие взаимного касательного перемещения берегов трещин (по схеме Ставрогина [5] и Бенявского [4]). В результате у концов микротрещин концентрируется положительное натяжение ω_1^ξ на тех же параллельных плоскостях, где уже имелось положительное натяжение от нагружения тела. Условиями возникновения ω_1^ξ является наличие

активной составляющей касательного натяжения на берегах трещины и взаимного касательного перемещения берегов трещины.

В общем случае касательное натяжение на берегах микротрещин, имеющих угол $\beta \geq \beta_\eta$ и не имеющих взаимного касательного перемещения берегов, определяется по формуле (3). Учитывая, что касательное натяжение частично может быть реализовано во взаимное касательное перемещение берегов, можно записать:

$$\eta_{uv} = \eta_{uv}^\xi + \eta_c + \eta_\omega = \eta_{uv}^\xi + \eta_c + f\omega_u, \quad (II)$$

где η_{uv}^ξ — активная составляющая касательного натяжения, которая при данном состоянии поля может реализоваться во взаимное касательное перемещение берегов трещин;

$\eta_\omega = f\omega_u$ и η_c — части пассивной составляющей, соответственно зависящая и не зависящая от величины нормального натяжения ω_u на берегах микротрещины;

f — коэффициент пропорциональности, называемый обычно коэффициентом трения. В данной работе рассматривается, в основном, случай, когда значение $f = \text{const}$.

Исходя из вышеизложенного, можно заключить, что на берегах микротрещин с углом $\beta < \beta_\eta$ в стадии потенциальной трещины ($\beta_i < \beta < \beta_\eta$) натяжение $\eta_\omega = 0$, а у раскрытых ($0 < \beta < \beta_\eta$) $\eta_\omega = 0$ и $\eta_c = 0$.

Значения η_c и f определяются на основе экспериментальных данных аналитически или по кругам натяжения (Мора), полученным в ходе нагружения при двух различных значениях ε [6]. При экспериментальном определении коэффициента f необходимо учитывать значение ε , в противном случае значение f может получиться заниженным. Например, испытания при $\varepsilon = 0,4$ позволяют определить f , если значение меньше 0,5, при $\varepsilon = 0,2$ — меньше 1 и при $\varepsilon = 0,1$ — меньше 2.

Взаимное касательное перемещение берегов трещины возможно только при $\max \eta^\xi > 0$, т.е. при условии

$$\omega_3 \geq \omega_{3c} = -\frac{\eta_c}{\max m}, \quad (I2)$$

где ω_{3c} — порог скольжения;

$\max m$ — максимальное значение коэффициента влияния главного натяжения ω_3 на активную составляющую касательного натяжения [7].

Доказано, что

$$\max m = \max m_0 + \frac{1}{4\max m_0} \varkappa, \quad (I3)$$

а

$$\max m_0 = \frac{1}{2} \left[(1 + f^2)^{\frac{1}{2}} - f \right], \quad (I4)$$

где $\max m_0$ значение $\max m$ при значении соотношения $\varkappa = 0$.

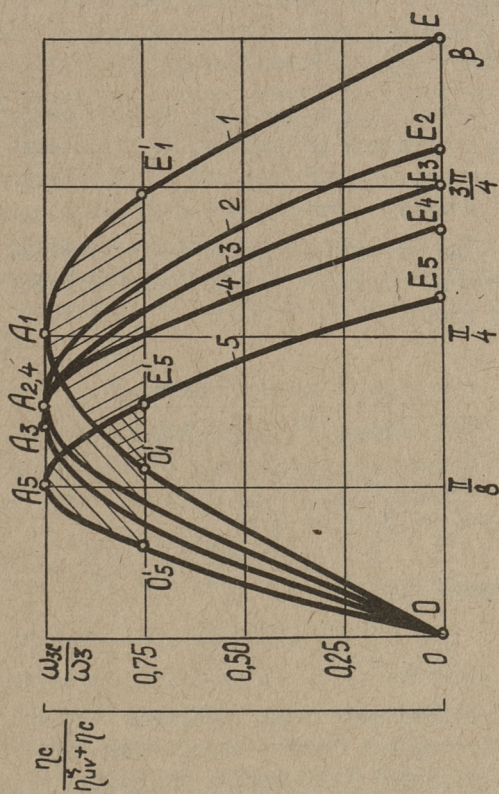
Взаимное касательное перемещение берегов начинается у трещины, имеющей на берегах максимальное значение $m = \max m$ и угол:

$$\beta_{\max m} = \frac{\operatorname{arccctg} f}{2} \geq \beta_\eta. \quad (I5)$$

При $f = 0$ значение $\beta_{\max m} = \pi/4$. По мере роста f значение $\beta_{\max m}$ уменьшается. Минимальным значением $\beta_{\max m}$ при данном соотношении $\varkappa$ является β_η , вычисляемое по формуле (4).

Кривые $\eta_{uv}^\xi + \eta_c = f(\beta)$ вычерчены на фиг. 3 согласно формулам (3) и (9) и нормированы по отношению порога скольжения ω_{3c} к главному натяжению ω_3 . Интервал $\beta_{0'E'}$ показывает значение угла, в пределах которого при данном соотношении ω_{3c}/ω_3 возможно взаимное касательное перемещение берегов трещин. Таким образом, отношение $\omega_{3c}/\omega_3 = \eta_c / \max \eta^\xi + \eta_c$ определяет скорость взаимного перемещения берегов трещин, а отношение F^ξ/F (площади фигур $O'_I A'_I E'_I$ и OAE) показывает, какая часть касательного натяжения при данном значении f может через взаимное касательное перемещение берегов трещин трансформироваться в положительное натяжение ω_1^ξ .

Диапазон значений угла β_{0E} (фиг. 3), при котором возможно взаимное касательное перемещение берегов трещин при $\omega_{3c}/\omega_3 = 0$, определяется согласно (II), (2) и (3) по формуле:



Фиг. 3.

$$\beta_{0E} = \arctg \frac{1}{2f} \left\{ (1+x) + [(1+x)^2 + 4f^2x]^{\frac{1}{2}} \right\}. \quad (16)$$

Установлено, что с достаточной для практических расчетов точностью

$$\frac{\beta_{0'E'}}{\beta_{0E}} = \left(1 - \frac{\omega_{3c}}{\omega_3}\right)^{0,65}, \quad (17)$$

где $\beta_{0'E'}$ — то же, что и β_{0E} , но при $\omega_{3c}/\omega_3 > 0$ и отношение

$$\frac{F^z}{F} = \left(1 - \frac{\omega_{3c}}{\omega_3}\right) \frac{\beta_{0'E'}}{\beta_{0E}} = \left(1 - \frac{\omega_{3c}}{\omega_3}\right) e^{\frac{1}{2}}. \quad (18)$$

Если взаимное касательное перемещение берегов микротрещин происходит при постоянной деформации, то релаксация напряжения зависит от соотношения площадей F^z (при данном значении η_c и f) и F (при $\eta_c = 0$ и $f = 0$).

При испытании материала с различным состоянием поля (1) и (2) отношение порогов скольжения определяется согласно (13) и (14) как:

$$\begin{aligned} \frac{\omega_{3c(1)}}{\omega_{3c(2)}} &= \frac{\max m_{(2)}}{\max m_{(1)}} = \frac{x_{(2)} + 4 \max m_{0(2)}^2}{x_{(1)} + 4 \max m_{0(1)}^2} = \\ &= \frac{x_{(2)} + [(1+f^2)^{\frac{1}{2}} - f]^2}{x_{(1)} + [(1+f^2)^{\frac{1}{2}} - f]^2}. \end{aligned} \quad (19)$$

Предел соотношения (19)

$$\lim_{f \rightarrow 0} \frac{\omega_{3c(1)}}{\omega_{3c(2)}} = \frac{x_{(2)} + 1}{x_{(1)} + 1}. \quad (20)$$

Итак, вышеизложенным можно объяснить подобие процесса взаимного перемещения берегов микротрещин, в результате которого осуществляется пластическая деформация. Чем выше значение f , тем больше сужается интервал угла $\beta_{0'E'}$ (фиг. 3), при котором возможно взаимное перемещение берегов микротрещин. Сужение интервала $\beta_{0'E'}$ может в зависимости от плотности микротрещин существенно изменить характер процесса взаимного касательного перемещения берегов микротрещин и весь процесс микроразрушения. Необходимо отметить, что порог скольжения при изменении состояния поля

изменяется значительно меньше, чем порог микротрещинообразования отрывом.

Взаимное касательное перемещение берегов трещин является процессом, зависящим от времени, поэтому в зависимости от скорости роста натяжения по главным осям активная составляющая касательного натяжения может реализоваться во взаимное касательное перемещение берегов трещины не полностью. Теоретически возможны два предельных случая: активная составляющая вследствие очень короткого промежутка времени нагружения совершенно не реализуется (значение $\omega_1^{\xi} = 0$) и активная составляющая полностью реализуется во взаимное касательное перемещение. Условием микроразрушения в последнем случае является неравенство:

$$\omega_1 + \omega_1^{\xi} \geq \omega_k. \quad (21)$$

Невыполнение этого неравенства является условием длительной прочности. В работе [6] доказано, что если на берегах нераскрытых микротрещин происходит только перераспределение натяжения, то максимальное натяжение длительной прочности:

$$\omega_{3\infty} = \frac{1}{2} (\omega_{3k} + \omega_{3c}). \quad (22)$$

При испытании материала с различным состоянием поля (I) и (2) соотношение максимальных натяжений длительной прочности согласно (5), (I3) и (I4) будет:

$$\frac{\omega_{3\infty(1)}}{\omega_{3\infty(2)}} = \frac{\varepsilon_{(2)}}{\varepsilon_{(1)}} \frac{4s^2 + \varepsilon_{(2)}}{4s^2 + \varepsilon_{(1)}} \frac{4s^2 + \varepsilon_{(1)}(1 + 4s \frac{\eta_c}{\omega_k})}{4s^2 + \varepsilon_{(2)}(1 + 4s \frac{\eta_c}{\omega_k})}, \quad (23)$$

где $s = \max m_0$.

Установлено, что величина f на значение соотношения (23) практически не влияет. Значения величин η_c , ω_k , а также значение $\max m_0$, зависящее от f и вычисленное по формуле (I4), являются для данного состояния исследуемой горной породы величинами постоянными. Тогда предел соотношения (23):

$$\lim_{s \frac{\eta_c}{\omega_k} \rightarrow 0} \frac{\omega_{3\infty(1)}}{\omega_{3\infty(2)}} = \frac{\varepsilon_{(2)}}{\varepsilon_{(1)}}, \quad (24)$$

т.е. такой же, как предел соотношения порогов микротрещинообразования отрывом.

В заключение необходимо еще раз подчеркнуть, что значение коэффициента $\uparrow$ имеет некоторое влияние на микроразрушение при нагружении тела сжатием, но основное влияние как на пороги, так и на ход микроразрушения оказывает состояние поля, т.е. соотношение κ .

Рассмотрение процесса микроразрушения усложняет наличие двух источников положительного нормального натяжения и неравномерность напряженного, следовательно, и натяженного состояния. Влияние неравномерного напряженного состояния на ход микроразрушения изучалось на моделях и обсуждалось в работе [9].

Учет изменения состояния поля, осуществляемый на основе несложных измерений, должен существенно помочь прогнозированию поведения горных пород в горных выработках.

Л и т е р а т у р а

1. P o r o v i c s S. Fracture mechanism in concrete: how much do we know? - J. Eng. Mechanics Div. Proc. American Soc. Civ. Eng., 1969, vol. 95, N 3, p. 531-544.

2. С т а в р о г и н А.Н. Деформация и разрушение горных пород. В сб.: "Некоторые прикладные задачи механики горных пород". Фрунзе, Илим, 1971, с. 31-61.

3. G r i f f i t h A.A. - Phil. Trans. Roy. Soc. A., 1921, vol. 221, p. 163.

4. B i e n i a w s k y Z.T. Mechanism of brittle fracture of rock. - Inter. J. of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1967, vol. 4, N 4.

5. С т а в р о г и н А.Н. Исследование предельных состояний и деформаций горных пород. - Изв. АН СССР. Физика земли, 1969, № 12.

6. К р и п с а а р Э.А. К вопросу об изменении трещинообразования и прочности при сжатии. - Тр. Таллинск. политехн. ин-та, 1974, № 386, VII, с. 63-71.

7. К р и п с а а р Э.А. К анализу взаимного перемещения берегов трещин. - Тр. Таллинск. политехн. ин-та, № 451, 1978, с. 15-21.

8. О л л и к К.К. Корпускулярная модель материала в сопротивлении материалов.-Тр. Таллинск. политехн. ин-та, 1965, № 227, с. 3-40.

9. К р и п с а а р Э.А. Влияние условий приложения сжимающей нагрузки на процесс хрупкого разрушения горных пород.-Тр. Таллинск. политехн. ин-та, № 493, 1980, с. 27-32.

Е. Kripsaar

On the Behaviour of Frissured Rock
in Various Loads

Summary

The author has studied microcrack initiation and propagation in various loads on the basis of the material corpuscular model. It is shown how the microcrack propagation and thresholds of microcrack fracture vary with the ratio between the extreme principal strains and partial with the coefficient of friction, depending on the nature of the materials and state of the surfaces in contact.

О ВЗАИМОСВЯЗИ МЕЖДУ ДИЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ПРОНИЦАЕМОСТЬЮ И ПЛОТНОСТЬЮ СМЕСИ ПОРОШКОВ ГОРНЫХ ПОРОД

1. Введение

Физико-механические свойства [1] горных пород являются одним из важнейших факторов, определяющих конструктивные особенности горнодобывающих машин и режимы обработки. Определяющими физическими свойствами горючих сланцев являются механические (с точки зрения добычи сланцев) и термодинамические (с точки зрения энергетического применения и переработки). Определение этих свойств в настоящее время проводят столь сложными методами, что они не имеют перспективы для оперативного контроля параметров горючих сланцев.

Исследуются возможности для экспресс-анализа интересных величин при помощи зависимостей между различными физическими величинами. Но исследования показывают, что такие связи являются функциональными в основном только для однородных малокомпонентных систем. Для промышленного сланца такие связи преимущественно корреляционные, вследствие чего результат измерения получается с недопустимо большой погрешностью.

Несмотря на это приходится искать возможности для разработки экспресс-анализа. В данной работе изложены результаты измерения плотности и диэлектрической проницаемости системы, состоящей из смеси порошков керогена и доломита или из керогена и известняка с различным процентным содержанием компонентов.

2. Измерение плотности

Плотностью ρ_0 называется масса единицы объема твердой фазы

$$\rho_0 = \frac{m}{V_0} = \frac{\sum \rho_{oi} V_{oi}}{V_0} = \sum \rho_{oi} v_i, \quad (I)$$

где m — масса тела;

ρ_{oi} — плотность слагающих пород,

V_{oi} — соответствующий объем,

v_i — относительный объем слагающих пород.

Горные породы содержат также поры. Поэтому наряду с понятием плотности применяется понятие объемной массы

$$\rho = \frac{m}{V} = \frac{m}{V_0 + V_n}, \quad (2)$$

где V — объем породы с порами,

V_n — объем пор.

Если определяем пористость

$$P = \frac{V_n}{V_0 + V_n}, \quad (3)$$

то получим, что

$$\rho = \rho_0 (1 - P). \quad (4)$$

В данной работе для определения плотности порошков применяется пикнометрический метод [2]. Плотность вычисляется по формуле

$$\rho_0 = \frac{(m_2 - m_1) \rho_{ж}}{(m_4 - m_1) - (m_3 - m_2)}, \quad (5)$$

где m_1 — масса пикнометра,

m_2 — масса пикнометра с навеской,

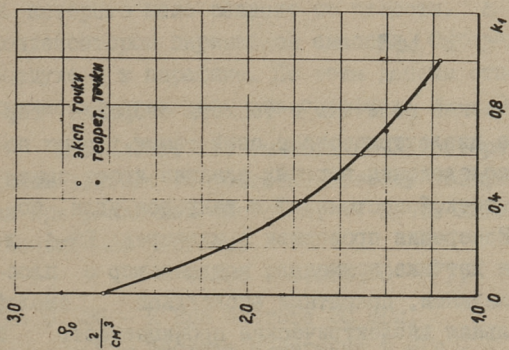
m_3 — масса пикнометра с навеской и водой или инертной жидкостью,

m_4 — масса пикнометра с водой или инертной жидкостью.

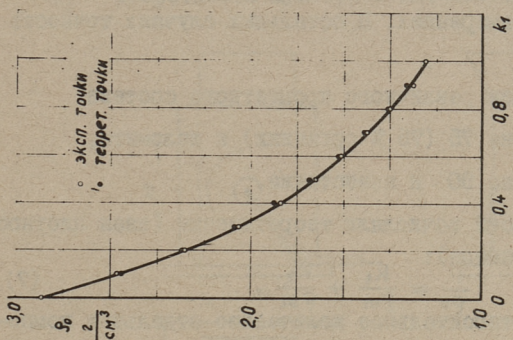
Плотность материала определяют параллельно для двух навесок и вычисляют как среднее арифметическое этих определений. Так как измерения независимы друг от друга, то вычисляется погрешность косвенных измерений плотности:

$$\varepsilon = \frac{\Delta \rho_0}{\rho_0} = \frac{\Delta m_2 + \Delta m_1}{m_2 - m_1} + \frac{\Delta \rho_{ж}}{\rho_{ж}} + \frac{\Delta m_4 + \Delta m_1 + \Delta m_3 + \Delta m_2}{m_4 - m_1 - m_3 + m_2}. \quad (6)$$

Абсолютные погрешности определяются точностью взвешивания на аналитических весах, точностью заполнения пикнометра жидкостью и загрязнением пикнометра при кипячении. Плотность воды принята $(1,000 \pm 0,0025) \text{ г/см}^3$.



Фиг. 1. Плотность смеси из керогена 75 и известняка в зависимости от относительного количества керогена.



Фиг. 2. Плотность смеси из керогена 90 и доломита в зависимости от относительного количества керогена.

Для среднего значения ошибка увеличивается вследствие разницы плотностей двух навесок, но не превышает 0,75 %. Можно гарантировать, что средний результат двух измерений определяется с точностью $\pm 0,02 \text{ г/см}^3$. Как показывают результаты измерения, такая ошибка возникает примерно один раз при двадцати измерениях. В остальных случаях точность более высокая.

Готовили смеси различного процентного состава:

1) из керогена 75 (75 % органики) и доломита,

2) из керогена 90 и известняка.

Плотность этих смесей вычисляли теоретически (зная плотности исходных компонентов):

$$\frac{1}{\rho_0} = \frac{k_1}{\rho_{01}} + \frac{k_2}{\rho_{02}}, \quad (7)$$

где k_1 и k_2 — относительное количество отдельных компонентов по массе, и определили экспериментально. Результаты приведены на фиг. 1 и 2.

Разность между экспериментальными и теоретическими результатами не превышает $0,03 \text{ г/см}^3$, что в самом невыгодном случае дает относительную погрешность 2,3 %.

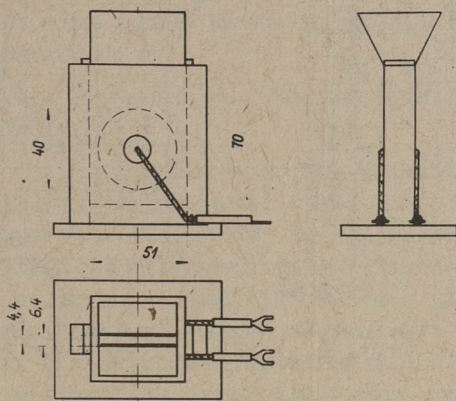
3. Измерение ϵ и $\text{tg} \delta$

Физико-механические величины и теплота сгорания горных пород связаны с диэлектрическими свойствами горных пород. Поэтому при исследовании горючих сланцев имеет смысл измерение диэлектрической постоянной и тангенса угла потерь [3, 4, 5, 6]. Измерения проводили в куметрах Е9-4 и „Tesla“. В качестве датчика применяли конденсатор с плоскими круговыми обкладками, покрытыми эпоксидной смолой (фиг. 3). Относительная диэлектрическая проницаемость и тангенс угла потерь выражаются формулами

$$\epsilon = K(C_1 - C_2) + 1, \quad (8)$$

$$\text{tg} \delta = \frac{C_1(Q_1 - Q_2)}{(C_2 - C_1)Q_1Q_2}, \quad (9)$$

где C_1 — емкость куметра с датчиком,
 C_2 — емкость куметра с датчиком и образцом,
 K — коэффициент датчика, определяемый экспериментально,
 Q_1 — добротность куметра с датчиком,
 Q_2 — добротность куметра с датчиком и образцом.



Фиг. 3. Емкостный датчик с круговыми плоскими обкладками.

Для определения коэффициента K использовали парафин, ϵ которого мало зависит от частоты. ϵ парафина измеряли конденсатором переменной емкости. Определили его емкость в воздухе и в парафине. По этим данным относительная диэлектрическая проницаемость парафина $\epsilon = 2,23 \pm 0,05$.

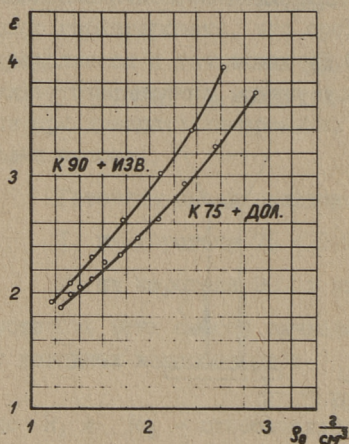
Оказалось, что емкость конденсатора с воздухом и парафином зависит от частоты. Поэтому коэффициент K определяли при различных частотах. K почти линейно увеличивается с уменьшением частоты:

$$K = 0,386 + 0,018(20 - f), \quad (10)$$

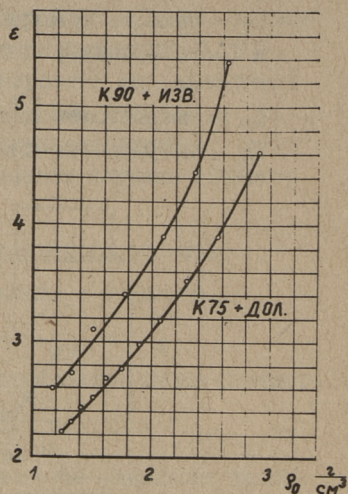
где 0,386 — K при частоте 20 МГц,
 f — частота измерения в МГц.

Измерения при частоте 0,1 МГц выполняли на куметре Е9-4 и при частоте 30 МГц на куметре "Tesla".

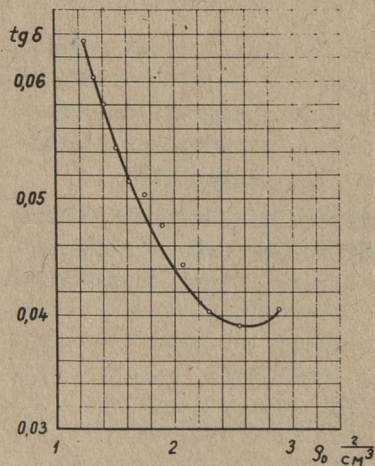
Относительная погрешность определения емкости на куметре Е9-4 составляет 2 %, на "Tesla" 0,5 %. Соответствующие погрешности для Q будут 2 и 1 %.



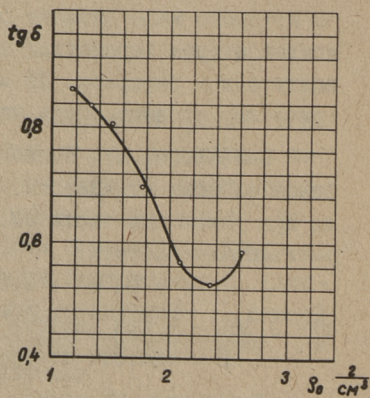
Фиг. 4. ϵ смеси в зависимости от ρ_0 при частоте 30 МГц.



Фиг. 5. ϵ смеси в зависимости от ρ_0 при частоте 0,1 МГц.



Фиг. 6. $\text{tg } \delta$ смеси из керогена 75 и доломита в зависимости от ρ_0 при частоте 30 МГц.



Фиг. 7. $\text{tg } \delta$ смеси из керогена 90 и известняка в зависимости от ρ_0 при частоте 30 МГц.

Результат измерения зависит от плотности упаковки (от пористости) порошка. Порошок насыпали в конденсатор и уплотняли деревянной линейкой. Как показали измерения, средняя пористость изменяется в данном случае максимально $\pm 3,4\%$. Показание измерительного конденсатора изменялось в пределах $0,6\%$ и показание куметра $\pm 2,9\%$. Таким образом, неоднородности по пористости больше влияют на результаты измерения $\text{tg } \delta$ и меньше на ϵ .

Результаты измерения ϵ и $\text{tg } \delta$ для сухих порошков приведены на фиг. 4-7.

Между ϵ и ρ_0 имеется хорошая функциональная зависимость, так что погрешность при самом невыгодном измерении для ρ_0 не превышает 5% и для ϵ 3% . Зависимость $\text{tg } \delta$ от ρ_0 является функциональной только при частоте 30 МГц . Пока трудно объяснить, почему при небольшом добавлении керогена к известняку или доломиту $\text{tg } \delta$ резко падает. Можно предположить, что небольшое количество жирных частиц керогена между частицами известняка или доломита увеличивает удельное сопротивление порошка. При частоте $0,1 \text{ МГц}$ связь между ρ_0 и $\text{tg } \delta$ является только корреляционной.

Для сравнения зависимости $\epsilon = f(\rho_0)$ с теоретическими результатами [7] определили пористость (среднее из трех измерений) керогена 75 и доломита (табл. I) в измерительном конденсаторе.

Т а б л и ц а I

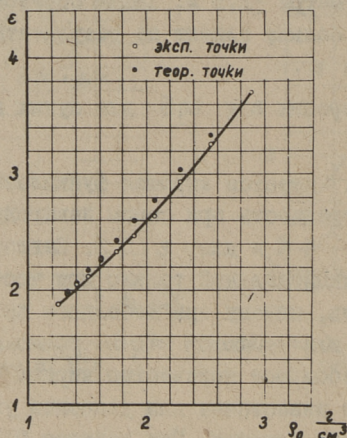
Материал	Плотность	Объемная плотность	Пористость	Относительная диэлектрическая проницаемость при 30 МГц
	ρ_0	ρ_k	$P = 1 - \rho_k / \rho_0$	ϵ
	г/см^3	г/см^3	—	—
Кероген 75	1,25	0,550	0,560	1,88
Доломит	2,89	1,536	0,468	3,72

Из этих данных, используя модель слоистого материала [7], вычисляем относительную диэлектрическую проницаемость порошка при частоте 30 МГц и при пористости $P = 0$. Для керогена

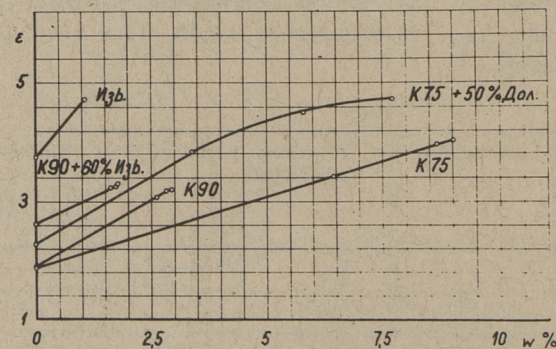
$$\varepsilon_{10} = \frac{(\varepsilon_1 - \rho_1) \rho_{01}}{\rho_{k1}} = 3,00 \quad (\text{II})$$

и для доломита

$$\varepsilon_{20} = \frac{(\varepsilon_2 - \rho_2) \rho_{02}}{\rho_{k2}} = 6,11. \quad (\text{I2})$$



Фиг. 8. Теоретическая и экспериментальная зависимость $\varepsilon = f(\rho_0)$ для керогена + доломита при частоте 30 МГц.



Фиг. 9. ε смеси в зависимости от влажности при частоте 30 МГц.

Дальше вычислили относительную диэлектрическую проницаемость по формуле

$$\varepsilon = \rho_k \left(\frac{k_1}{\rho_1} \varepsilon_{10} + \frac{k_2}{\rho_2} \varepsilon_{20} \right) + P, \quad (\text{I3})$$

принимая, что изменение пористости от различной зернистости компонентов смеси линейна. На фиг. 8 видно, что теоретическая зависимость почти линейна, причем максимальное отклонение от экспериментальных данных составляет 5 %.

4. Влияние влажности на ε и $\operatorname{tg} \delta$

Для определения влияния влажности на ε и $\operatorname{tg} \delta$ сухие порошки взвешивали на аналитических весах, после чего увлажняли пульверизатором. Увлажненные порошки выдерживали в эксикаторе двое суток, после чего снова взвешивали и определяли влажность. Измерения показали, что влажность очень сильно влияет на ε и $\operatorname{tg} \delta$ (фиг. 9). Например, на куметре Е9-4 при частоте 0,1 МГц измерения невозможны. В связи с большими активными потерями во влажном порошке куметр не реагирует на резонанс. На куметре „Tesla“ можно измерить ε для порошков с влажностью примерно до 4 %.

5. Выводы

1. Для сухих порошков между плотностью и диэлектрической проницаемостью имеет место функциональная связь с погрешностью ± 4 % для данной методики.

2. Функциональную связь $\varepsilon = f(\rho_0)$ можно использовать для экспресс-анализа, если отношение количеств доломита и известняка не колеблется в больших пределах. При колебании соотношения в больших пределах (от 0 жл ∞) погрешность может возрасти до 20 %.

3. Зависимость $\operatorname{tg} \delta = f(\rho_0)$ проявляется менее точно и в большей степени зависит от плотности упаковки порошка.

4. Влажность повышает диэлектрическую проницаемость в пределах от 0 до 4 % почти линейно, независимо от состава порошка. Средняя скорость изменения $\Delta \varepsilon / \Delta w = 0,4^{-1}$ %.

5. Тангенс угла потерь точно определить нельзя в связи с большим активным сопротивлением порошка.

6. Для данного состава порошка влажность можно измерить экспресс-методом.

Л и т е р а т у р а

1. Р ж е в с к и й В.В., Н о в и к Г.Я. Основы физики горных пород. М., Недра, 1973.

2. ГОСТ 6427-75. Материалы стеновые и облицовочные. Метод определения плотности.

3. Г р о х о л ь с к и й А.Л. Измерители добротности - куметры. Новосибирск, Наука, 1966.

4. Ф о р е й т И. Емкостные датчики неэлектрических величин. М.-Л., Энергия, 1966.

5. Б е р л и н е р М.А. Электрические измерения, автоматический контроль и регулирование влажности. М.-Л., Энергия, 1965.

6. А р ш Э.И. Высокочастотный автогенераторный контроль в горном деле. М., Недра, 1971.

7. В и т к о в а Л.И., Ш у л ь т с К.Я. Исследование взаимосвязи между электрическими плотностными свойствами горных пород Эстонского сланцевого месторождения. 1977, Отчет НИР.

Über Zusammenhang zwischen dielektrischer Durch-
dringlichkeit und Dichte der Mischung der
Berggesteinspulver

Zusammenfassung

Die mechanischen und elektrischen Eigenschaften der Berggesteine hängen von der stofflichen Zusammensetzung des Gesteins ab. In der vorliegenden Forschungsarbeit sind die Messungsergebnisse von der Dichte, der dielektrischen Durchdringlichkeit und vom Tangens des Verlustwinkels des zweikomponenten-Systems, das aus der Mischung von Kerogen- und Dolomitpulver oder aus Kalkstein mit verschiedenen Beimengungen besteht, gegeben.

Die Messungsergebnisse zeigen, daß es für die trockenen Pulver einen funktionellen Zusammenhang zwischen der dielektrischen Durchdringlichkeit und der Dichte gibt. Die Veränderung der Feuchtigkeit wirkt einen starken Einfluß auf die Messungsergebnisse aus.

Р.Е. Фадеева

ИССЛЕДОВАНИЕ ДЕЙСТВИЯ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ ПРИ ФЛОТАЦИИ ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ

Для получения концентратов керогена-70 на сланцеперерабатывающем заводе (СПЗ) "Сланцы" применяют один флотореагент - среднюю камерную смолу фракции 150-300 °С, которая, судя по получаемым технологическим показателям, не является достаточно эффективным флотореагентом [1].

С целью изыскания более эффективного реагентного режима, а следовательно, и получения более высоких технологических показателей, были проведены исследования действия отдельных групп реагентов-собирателей.

Эксперименты проводились на лабораторной флотомашине типа "Механобр" с постоянным числом оборотов импеллера и одинаковой глубиной его погружения в камеру. Для опытов использовалась водопроводная вода, температура ее поддерживалась постоянной 20 °С. Время контакта с реагентами равнялось восьми минутам. Плотность пульпы составляла 100 г/л. Расход исследуемых реагентов определялся применением симплексного метода планирования эксперимента [2].

Необходимое число опытов определялось по формуле:

$N = \Pi + 1$, где Π - означает число переменных факторов.

Значения факторов в опытах вычислялись по формуле:

$$X = x^0 + rSi,$$

где x^0 - основной уровень переменного фактора,

Si - шаг варьирования,

r - коэффициент, определяемый матрицей.

К числу факторов, изменявшихся в процессе опытов, относятся расход собирателя и вспенивателя.

Значения основных уровней, интервалов варьирования и пределов изменяемых факторов приняты на основных и промышленных данных.

В качестве критерия оценки эффективности процесса флотации в проводимых опытах принималось содержание ОВ в концентрате, извлечение ОВ в концентрат, а также максимальное значение коэффициента общей технологической эффективности $E_{\text{общ}}$ [3]. Собираательная способность реагентов оценивалась по выходу концентрата.

Хотя на основании проведенных исследований [4] кероген сланца можно считать аполярным, обладающим природной гидрофобностью веществом, практически степень его гидрофобности далеко недостаточна для того, чтобы успешная флотация могла протекать без реагентов-собирателей.

Для условия естественной флотируемости керогена сланца необходимо применение реагента-собирателя, позволяющего избирательно гидрофобизировать поверхность керогена и тем самым создавать благоприятные условия его прилипания к воздушным пузырькам для последующего извлечения в концентрат.

Гидрофобизирующий эффект собирателей зависит от их состава и строения. Носителями этого эффекта собирателей является углеводородный радикал и солидофильная группа, влияющая на характер взаимодействия, прочность закрепления собирателя на поверхности минерала и избирательность действия реагента.

В зависимости от способности собирателей диссоциировать на ионы в водных растворах, реагенты-собиратели классифицируют на ионогенные, неионогенные и смешанные.

В практике флотации сланца в настоящее время применяют только смешанный собиратель-фракцию 200-300 °С генераторной смолы СПЗ "Сланцы".

С целью выявления собирательной способности других реагентов по отношению к керогену была исследована их флотоактивность при флотации и сланца-кукерсита.

Из группы смешанных реагентов-собирателей исследовалась сланцевая смола и ее фракции с производственного объединения (П/О) "Сланцехим" и СПЗ "Сланцы", из неионогенных -

аполярные углеводородные масла: керосин и трансформаторное масло, а из группы ионогенных – катионный собиратель АНП.

Сланцевая смола и ее фракции образуются при термической переработке горючего сланца-кукерсита в газогенераторах и камерных печах. В настоящее время на сланцеперерабатывающих предприятиях Прибалтийского бассейна свыше 50 % сланцевой смолы получается в газогенераторах (генераторная смола), остальное количество в камерных печах [5]. В дальнейшем доля генераторной смолы будет возрастать, остальных уменьшаться. Поэтому в качестве флотореагентов исследовалась сланцевая генераторная смола и ее фракции.

Специфика сланцевой смолы [6] состоит в том, что она на 80 % представляет собой смесь кислородосодержащих соединений, в то время как нефть – это смесь углеводородов. Сланцевая смола имеет следующий элементарный состав (средний), %

C – 82,3; H – 10,1; O – 6,7; S – 0,9.

Выход сланцевой смолы на кероген составляет 66–67 %. Средняя молекулярная масса сланцевой смолы равна 200.

Сланцевая смола состоит из следующих групп соединений: 1) кислородные соединения, 2) углеводороды и 3) зернистые соединения.

Кислородные соединения. В сланцевой смоле содержание кислородных соединений составляет до 80 %. Кислородные соединения в сланцевой смоле представлены кислотами, фенолами и нейтральными кислородными соединениями.

Общее содержание кислот составляет до 2 % от смолы. В сланцевой смоле присутствуют насыщенные и ненасыщенные жирные кислоты, содержащие 5 и более атомов углерода. Кроме собственно кислот установлено также наличие большого количества оксикислот.

Фенолы составляют значительную часть смолы, их содержание определяется 15–19 % от общего количества. В сланцевой смоле фенолы имеют своеобразный состав и представлены одноатомными, двухатомными и гетероциклическими, причем основное количество представлено двухатомными фенолами, являющимися представителями гомологов резорцина.

Последующими работами по изучению состава фенолов смолы было установлено в их составе наличие нафтолов.

Нейтральные кислородные соединения (НКС) представляют собой количественно преобладающую и самую активную часть сланцевой смолы, и их свойства ближе всего объясняют главные свойства сланцевой смолы в целом. В НКС входят кетоны, альдегиды и эфиры.

Углеводородная часть представлена, в основном, непредельными углеводородами и имеет основное значение только в низкокипящих фракциях. В средних и высших фракциях количество углеводородов все время уменьшается. Основную массу углеводородов сланцевой смолы составляют парафины и олефины нормального строения. Содержание углеводородов в неразогнанной смоле составляет около 20 %.

Сернистые соединения содержатся в сланцевой смоле до 10 %. Основная масса сернистых соединений сланцевой смолы состоит из производных тиафена. Второе место по количеству среди сернистых соединений занимает меркаптан, затем следуют сульфиды и дисульфиды.

Техническая характеристика суммарных генераторных смол приводится в табл. 1, а их фракционный и химический групповой состав приведены в табл. 2.

Сравнение характеристик генераторных смол П/О "Сланцехим" и СПЗ "Сланцы" показывает, что эти смолы несколько отличаются друг от друга. По сравнению со смолой с П/О "Сланцехим" смола СПЗ "Сланцы" отличается более высокой вязкостью, повышенным соотношением С:Н и некоторым увеличением содержания ароматических углеводородов. Авторы [5] объясняют указанные различия в свойствах генераторных смол различным качеством исходного сырья. При использовании бедного ароматическими веществами горючего сланца, как это имеет место на СПЗ "Сланцы", увеличивается длительность пребывания парогазовой смеси в шахте полукоксования, а это, в свою очередь, вызывает более глубокое протекание процесса пиролиза летучих продуктов, отражающихся на физико-химических свойствах смол. Все эти отличия в свойствах как самих смол, так и их фракций, несомненно оказывают влияние на их флотационные свойства.

Т а б л и ц а I
Техническая характеристика суммарных
генераторных смол [5]

Показатели	Един. изм.	Сланцеперерабатывающие предприятия	
		П/О "Сланцехим"	СПЗ "Сланцы"
Плотность при 20 °С	мг/м ³	0,9998-1,0170	1,014-1,0191
Вязкость при 75 °С · 10 ⁻⁶	м ² /с	17,7-20,5	25,5-33,9
То же, °Е75	м ² /с	2,8-3,0	3,6-4,2
Температура вспышки	°С	104-129	122-133
Фракционный состав	об. %		
начало кипения	°С	170-205	207-208
выкипает до			
220		2	I
240		6	2
260		12	7
280		17	11
300		23	17
320		27	23
340		31	32
360		47	44
Содержание суммар- ных фенолов	вес, %	28,1-31,7	26,3-27,0
Показатель прелом- ления n _D ²⁰		1,535	1,540
Теплота сгорания, 0 ⁰ _г	<u>мдж/кг</u> ккал/кг	<u>39,3-39,5</u> 9390-3440	<u>39,1-39,2</u> 9348-3361
Элементарный состав	%		
C ^c		82,2	83,6
H ^c		10,1	9,6
S ^c		0,8	0,6
O ^c + N ^c		6,9	6,2
C : H		7,99-8,27	8,47-8,94

Фракционный и химический групповой состав
генераторных смол, вес. % [5]

Т а б л и ц а 2

С о е д и н е н и я	Сланцеперерабатывающие предприятия	
	П/О "Сланцехим"	СПЗ "Сланцы"
I	2	3
Фракция до 200 °С		
Парафины и нафтены	13	12
Олефины	44	22
Ароматические углеводороды	14	35
Нейтральные кислородные соединения	19	21
Фенолы	10	10
Выход от исходной смолы	1,86	2,00
Фракция 200-300 °С		
Парафины и нафтены	10	12
Олефины	22	20
Ароматические углеводороды	29	33
Нейтральные кислородные соединения	18	17
Фенолы	21	18
Выход от исходной смолы	15,26	15,65
Фракция 300-350 °С		
Парафины и нафтены	5	5
Олефины	4	4
Ароматические углеводороды	31	32
Нейтральные кислородные соединения	26	27
Фенолы	34	32
Выход от исходной смолы	10,78	16,10

Продолжение таблицы 2

I	2	3
Фракция 200-350 °С		
Парафины и нафтенy	8	9
Олефины	15	12
Ароматические углеводороды	29	32
Нейтральные кислородные соединения	21	22
Фенолы	27	25
Выход от исходной смолы	26,04	31,75
Фракция до 350 °С		
Парафины и нафтенy	9	9
Олефины	17	13
Ароматические углеводороды	28	32
Нейтральные кислородные соединения	21	22
Фенолы	25	24
Выход от исходной смолы	27,90	33,75

Продукты термической переработки горючего сланца - сланцевые смолы и ее фракции по характеру действия относятся к реагентам смешанного типа.

По своим флотационным свойствам сланцевая смола и ее фракции являются одновременно собирателями и вспенивателями. Характер действия сланцевых смол и ее фракций зависит от их физико-химических свойств и соотношения содержащихся в реагенте активных групп.

Наличие вспенивающих свойств у сланцевой смолы и ее фракций по данным ВНИИПС [7] обусловлено присутствием в них нейтральных кислородных соединений (НКС), от концентрации которых зависит вспенивающая способность реагента. Все основные группы кислородных соединений, содержащихся в сланцевой смоле и ее фракциях, являются вспенивателями. Наиболее эффективны в этом отношении кислородные циклического строения, фенолы и простые эфиры.

По данным Гинцветмета [8] специально приготовленный 86 %-ный концентрат НКС по своим вспенивающим данным не уступает сосновому маслу при расходе в 1,5 раза ниже последнего.

Сланцевые смолы и их фракции, получаемые в настоящее время на сланцеперерабатывающих комбинатах, содержат не более 25 % НКС. При таком содержании, как это следует по данным ВНИИПС [7] сланцевые смолы и их фракции обладают невысокими вспенивающими свойствами и без дополнительного введения реагентов-вспенивателей не могут дать удовлетворительных результатов.

Исследования Н.С. Власовой [9] показали, что нейтральные кислородные соединения обладают некоторым собирательным действием. Собирательную способность НКС она связывает с наличием в их составе карбонилсодержащих соединений.

Из продуктов термической переработки сланца в качестве флотореагентов были исследованы фракции 200–300 °С генераторной смолы П/О "Сланцехим" и СПЗ "Сланцы", а также смесь смол полукоксования и коксовый дистиллят с П/О "Сланцехим". Их характеристика приводится в табл. 3, а результаты флотации со сланцевой смолой и ее фракциями – в табл. 4. Они показывают, что лучшие результаты по всем показателям получены при флотации с обесфеноленной и не-обесфеноленной дизельными фракциями генераторной сланцевой смолы с П/О "Сланцехим", а худшие с продуктами СПЗ "Сланцы". Для всех исследованных реагентов расходы 500 и 1000 г/т недостаточны, высокое извлечение может быть получено при расходах свыше 2000 г/т. Так, для фракции 200 – 300 °С СПЗ "Сланцы" извлечение больше 90 % получено при расходе свыше 4000 г/т, а для обесфеноленной дизельной фракции с П/О "Сланцехим" это же достигнуто при расходе 3000 г/т.

По селективности все исследованные реагенты примерно одинаковы – колебания в качестве концентрата невелики, особенно при расходах 1500 и более г/т, а изменение расхода реагентов в 4 раза незначительно влияет на качество концентрата (табл. 4).

Лучшие результаты, полученные при использовании фракций сланцевой смолы с П/О "Сланцехим" по сравнению с результатами, достигнутыми с фракцией сланцевой смолы СПЗ

Физико-химическая характеристика продуктов термической переработки горючего сланца Прибалтийского бассейна, исследованных в качестве флотореагентов при флотации сланца-кукерита

Т а б л и ц а 3

Показатели	Един. изм.	П/О "Сланцевхим"			СПЗ "Сланцы"		
		Необесфено- ленная ди- зельная фракция	Обесфено- ленная ди- зельная фракция	Смесь смо- л полукок- сования	Коксо- вый дистил- лат	Фракция сланцевой смола	°C
1. Плотность при 20 °C	г/см ³	0,92-0,93	0,92-0,93	1,017	0,98-0,99		0,94
2. Вязкость при 20 °C	ост	2,80	2,96	3,00	40,50		3,30
3. Содержание фенолов	% вес	21	1-3	31-32	25-30		18
4. Содержание нейтральных кислородных соединений	% вес	18	18	17	10-11		17
5. Фракционный состав:	°C						=
начало кипения		170-180	170-180	205	250		180-200
конец кипения		320-340	320-340	360	340		320-350

Флотация горючего сланца-кукерсита продуктами
термической переработки сланца

Т а б л и ц а 4

Р е а г е н т ы	Рас- ход реа- гента, г/т	Концентрат, %			Отходы			Содер. ОВ в исх. %
		Вы- ход	Сод. ОВ	Извл. ОВ	Вы- ход	Сод. ОВ	Извл. ОВ	
I	2	3	4	5	6	7	8	9
Смесь смол полукоксо- вания сланца П/О "Сланцехим"	500	3,8	42,9	5,3	96,2	30,2	94,7	30,7
То же	1000	6,3	43,0	7,9	93,7	33,7	92,1	34,3
То же	1500	15,5	48,6	22,2	84,5	31,2	77,8	33,9
Коксовый дистиллат П/О "Сланцехим"	500	5,7	43,5	7,5	94,3	32,6	92,5	33,2
То же	1000	8,6	54,8	13,8	91,4	30,3	86,2	34,2
То же	1500	21,4	54,9	34,1	78,6	28,9	65,9	34,4
Дизельная фракция генераторной слан- цевой смолы(необес- феноленная) П/О "Сланцехим"	500	9,1	46,7	12,2	90,9	33,6	87,8	34,8
То же	1000	15,2	57,3	24,7	84,8	31,4	75,3	35,3
То же	1500	40,1	57,1	63,0	59,9	22,45	37,0	36,3
То же	2000	46,9	59,5	80,8	53,1	12,49	19,2	34,6
Дизельная фракция генераторной сланце- вой смолы(обесфено- ленная)П/О "Сланцехим"	500	6,8	50,3	9,9	93,2	33,3	90,1	32,8
То же	1000	13,0	58,0	23,0	87,0	28,9	77,0	32,6
То же	1500	19,7	57,7	30,8	80,3	28,7	69,2	32,8

Продолжение таблицы 4.

I	2	3	4	5	6	7	8	9
Дизельная фракция генераторной сланцевой смолы (обесфеноленая) П/О "Сланцехим"	2000	34,8	60,7	61,5	65,2	20,3	38,5	34,4
То же	3000	58,8	58,8	89,0	41,2	10,2	11,0	38,4
То же	4000	66,1	55,1	92,5	33,9	8,7	7,5	39,3
То же	6000	65,7	55,8	92,8	34,3	8,2	7,3	39,5
Фракция 200-300 сланцевой смолы СПЗ "Сланцы"	500	5,5	38,3	6,2	94,5	33,8	93,8	34,0
То же	1000	6,5	45,3	8,6	93,5	33,2	91,4	34,0
То же	1500	9,6	55,2	15,6	90,4	31,8	84,4	34,1
То же	2000	18,9	62,0	35,2	81,1	26,2	64,8	33,3
То же	3000	29,7	75,4	60,2	70,3	21,1	29,7	37,2
То же	4000	34,0	76,4	73,2	66,0	14,4	26,8	35,4
То же	6000	58,3	61,2	94,6	41,7	4,8	5,4	37,1

"Сланцы", объясняются различием в физико-химических свойствах этих продуктов, о чем речь шла выше (табл. I). Очевидно, эти различия отрицательно сказываются на результатах флотации с применением фракции сланцевой смолы на СПЗ "Сланцы".

На основании проведенных исследований по выявлению флотационной активности некоторых продуктов-фракций сланцевой смолы по отношению к сланцевому керогену при их индивидуальном применении показано следующее:

- исследованные продукты термической переработки сланца по отношению к сланцевому керогену обладают определенным собирательным действием, которое тесно связано с количеством реагента, находящегося в пульпе и повышается с его увеличением;

- для всех исследованных реагентов при увеличении их расхода характерно резкое увеличение выхода концентрата и извлечения керогена в концентрат при незначительном измене-

нии его качества. Причина подобного явления, очевидно, заключается в избирательности закрепления аполярной части исследуемых реагентов на керогене с последующей флокуляцией зерен;

- из всех исследованных сланцевых реагентов наиболее эффективным следует считать необесфеноленную дизельную фракцию генераторной сланцевой смолы с П/О "Сланцехим". Однако ее применение приводит к образованию токсичных фенольных сбросов. Последнее заставляет отказаться от ее использования в качестве флотореагента;

- после обесфеноливания необесфеноленной дизельной фракции получают обесфеноленную дизельную фракцию, которая обладает несколько пониженной активностью флотационной по сравнению с необесфеноленной по выходу концентрата и извлечению керогена в концентрат. Это объясняется отсутствием в ней фенолов, что вызывает снижение ее пенообразующих свойств. Однако качество концентрата при индивидуальном использовании каждой фракции практически одинаково. Это свидетельствует об идентичности их собирательной способности;

- используемая в настоящее время при флотации сланца на СПЗ "Сланцы" фракция 200-300 °С генераторной смолы обладает самой низкой флотационной активностью из всех исследованных в этой работе сланцевых реагентов. Удовлетворительные результаты при использовании этой смолы могут быть получены при ее высоких расходах 3-4 и более г/т исходного сырья;

- наиболее существенным фактором, определяющим собирательную способность фракций сланцевой смолы, является их вязкость. Все качественные показатели флотации сланца растут с уменьшением вязкости фракций сланцевой смолы;

- в качестве реагента-собирателя при флотации сланца следует использовать обесфеноленную дизельную фракцию сланцевой смолы с П/О "Сланцехим", обладающую более высокой собирательной способностью и нетоксичностью по сравнению с применяемой в настоящее время.

Типичными аполярными реагентами-собирателями являются керосин и трансформаторное масло, они широко используются при флотации таких природно-гидрофобных минералов, как графит, сера, молибденит, уголь и другие.

Кероген кукерсита, являясь также природно-гидрофобным веществом, должен флотироваться в присутствии этих реагентов. С целью проверки этого предположения была проведена серия опытов по флотации сланца с аполярными реагентами.

Характеристика физико-химических свойств керосина и трансформаторного масла здесь не приводится, так как она дана в соответствующей литературе [10].

Результаты опытов показаны в табл. 5.

Т а б л и ц а 5

Флотация горючего сланца-кукерсита аполярными
собираателями

Наименование реагента	Расход реагента, г/т	Концентрат, %			Отходы, %			Со- держ. ОВ в исх. % ОВ
		вы- ход	содер. ОВ	извл. ОВ	вы- ход	содер. ОВ	из- вле- чен. ОВ	
Освети- тельный керосин	500	сланец не флотируется						35,2
	1000	9,4	51,2	13,8	90,6	33,4	86,2	35,1
	1500	15,5	49,0	47,5	84,5	10,0	52,5	35,2
Трансфор- маторное масло	500	сланец не флотируется						
	1000							
	1500							
	2000							

Исследование флотационной активности аполярных реагентов-собираателей по отношению к сланцевому керогену показало, что трансформаторное масло не проявляет собирательных свойств, а керосин проявляет их весьма слабо. Такое неактивное поведение аполярных собирателей при сланцевой флотации несомненно связано с их физико-химическими свойствами. По всей вероятности, отсутствие в них полярных групп, активно взаимодействующих с поверхностью керогена, резко снижает флотационную активность аполярных собирателей, и тем самым делает их непригодными при индивидуальном применении в сланцевой флотации.

Различное поведение керосина и трансформаторного масла при флотации сланца является следствием различий их физико-химических свойств, и в первую очередь, вязкости. Так, при 20 °С, керосин имеет вязкость 1,6 сст, а трансформаторное масло – 30 сст. Известно [11], что закрепление аполярных реагентов на поверхности минералов основано на адгезии. Керосин, имея меньшую вязкость, легче закрепляется и растекается на поверхности керогена, а трансформаторное масло, как более вязкое, закрепляется труднее или не закрепляется вообще. П.А. Усачев и Б.Е. Чистяков показали, что с повышением вязкости и температуры застывания углеводов резко ухудшаются условия их растекания по трехфазному периметру [12], а это, естественно, снижает прочность прилипания частицы керогена к пузырьку и приводит к ухудшению качественных показателей процесса флотации.

Ряд авторов [10, 13] показывают, что в случае применения аполярных реагентов тяжелые углеводородные масла легче флотируют крупные частицы, а мелкие, шламистые частицы в присутствии легких масел с меньшей вязкостью. Очевидно, что это положение справедливо и в сланцевой флотации, так как объектом обогащения служит сырье, средний размер частиц которого составляет 30–60 микрона, т.е. мелкие шламистые частицы, а использование керосина дает лучшие результаты, чем трансформаторное масло.

Проведенные исследования показали следующее:

- аполярные реагенты-собиратели, осветительный керосин и трансформаторное масло, при их индивидуальном применении не обладают заметным собирательным действием по отношению к сланцевому керогену и поэтому не могут быть использованы самостоятельно при флотации сланца;

- осветительный керосин является более активным по сравнению с трансформаторным маслом.

Катионные собиратели являются производными иона аммония или аммиака. Современные катионные реагенты представлены двумя классами органических веществ – аминами и аммонийными солями. Катионные собиратели широко применяются при флотации неметаллического сырья, например, при обратной флотации фосфоритной руды.

С целью выявления возможности обратной или прямой флотации сланца были проведены опыты с катионным собирателем АНП.

Реагент АНП представляет собой водорастворимую жидкость, состоящую из хлоргидратов первичных аминов. Исходным сырьем для получения АНП служат синтетические жирные кислоты C_7-C_9 и $C_{16}-C_{20}$ [10].

В опытах с АНП были исследованы расходы от 500 до 1500 г/т при $pH = 7,5$. Опыты показали, что в присутствии АНП пена в пульпе не образуется и кероген не флотируется. Обратной флотации также не наблюдается, следовательно, АНП не пригоден для сланцевой флотации.

Сопоставление результатов, полученных при флотации сланца с различными собирателями (табл. 4, 5), свидетельствует о более высокой собирательной способности обесфеноленной дизельной фракции сланцевой генераторной смолы, чем других фракций сланцевых смол, а также и аполярных собирателей.

При равных расходах (1000 и 2000 г/т) выход пенного продукта в присутствии обесфеноленной дизельной фракции сланцевой смолы П/О "Сланцехим" на 10-40 % выше, чем при использовании других собирателей.

Качество концентрата при использовании смешанных собирателей на 8-10 % выше, чем при использовании аполярных собирателей.

Наиболее эффективными собирателями для сланцевого керогена являются смешанные собиратели, представленные сланцевой смолой и ее фракциями.

При использовании неионогенных аполярных собирателей флотация сланца идет слабо, а при применении ионогенного катионного собирателя - не идет вообще.

Из смешанных собирателей более эффективными являются фракции сланцевой генераторной смолы с П/О "Сланцехим".

Наиболее существенным фактором, определяющим флотационную эффективность фракций сланцевой смолы, является их вязкость. Извлечение керогена в концентрат растет с уменьшением вязкости фракций.

В качестве реагента-собирателя при флотации сланца целесообразно применять нетоксичную обесфеноленную дизельную фракцию сланцевой генераторной смолы с П/О "Сланцехим", обладающую пониженной вязкостью и обеспечивающую получение лучших технологических показателей по сравнению с другими.

Л и т е р а т у р а

1. Б е л я н и н Ю.И., Н а у м к о Е.С., Ш у л ь - м а н А.И. Исследование флотационного обогащения прибалтийских сланцев на промышленной установке комбината "Сланцы". - Всесоюзное научно-техническое совещание по обогащению горючих сланцев. Тезисы докладов (24-26 окт. 1973 г., г. Коктла-Ярве).

2. Н а л и м о в В.В., Ч е р н о в а Н.А. Статистические методы планирования экстремальных экспериментов. М., Наука, 1965.

3. М и т р о ф а н о в А.Т. Исследование руд на обогатимость. М., Недра, 1975.

4. Ф а д е е в а Р.Е. Исследование флотации горючего сланца-кукерсита. - Всесоюзное научно-техническое совещание по обогащению горючих сланцев. Тезисы докладов (24-26 окт. 1973 г., г. Коктла-Ярве). М., АН СССР.

5. Е ф и м о в В.М., П и й к Э.Э., С о о М.О., В а х е р Д.Х. К характеристике генераторных смол. - В сб.: Добыча и переработка горючих сланцев. Тр. Ин-та сланцев. Вып. 18, Л., Недра, 1969.

6. З е л е н и н Н.И., Ф а й н б е р г В.С. Ч е р н ы ш е в а К.Б. Химия и технология сланцевой смолы. Л., Химия, 1968.

7. З е л е н и н Н.И., Ч е р н ы ш е в а К.Б., П ы ш к и н а Н.И. Изучение флотирующих свойств отдельных групп соединений сланцевой смолы. Отчет ВНИИПС по теме № 3, 1975 г. (Фонд НИИсланцев).

8. Л и в ш и ц А.К. Отчет Гинцветмета по теме № 363, 1953 (Фонд Гинцветмета).

9. В л а с о в а Н.С., К л а с с е н В.И., П л а к - с и н И.Н. Исследования действия реагентов при флотации

каменных углей. Изд-во АН СССР, М., 1962.

10. Дуденков С.В., Шубов Л.Я. и др. Основы теории и практики применения флотационных реагентов. М., Недра, 1969.

11. Глембоцкий В.А., Классен В.И., Плаксин И.Н. Флотация. М., Госгортехиздат, 1961.

12. Усгачев П.А., Чистяков Т.Е. О влиянии состава углеводородов на их флотационные свойства. АН СССР Кольский филиал. Горнометаллургический институт. Л., Недра, 1971.

13. Глембоцкий В.А., Дмитриева Г.И., Сорокин М.М. Аполярные реагенты и их действие при флотации. М., Недра, 1968.

R. Fadeyeva

Investigation of the Action of Reagent Collectors
During the Floatation of Oil Shales

Summary

An experimental investigation of the floatational action of the representatives of reagent - collectors during deep concentration of oil shales, namely ionogenic, non-ionogenic and mixed ones were performed.

The mechanism of action of a group of mixed oil shale collectors that will find practical application both in concentration of oil shales and other hydrophobian useful minerals as coals, sulphur and others were thoroughly investigated.

A new effective and untotoxic floatoreagent - collector - dephenol diesel fraction of oil shale mineral pitch which can be widely used with no damage for the environment was put forward.

С о д е р ж а н и е

1.	Пастарус Ю.В. Изучение и анализ состояния камерных блоков на шахтах ПО "Эстонсланец".....	3
2.	Талве Л.Г. Проверка проектных технологических параметров камерно-столбовой системы разработки по типовым характеристикам конвергенции....	15
3.	Лаурингсон В.Х. О выборе варианта вспомогательного транспорта на крупных сланцевых шахтах...	27
4.	Пязок Р.А. Математические модели производительности бульдозеров на рекультивационных работах	35
5.	Арукюла Х.Х., Рейер А.Х. Статистическая оценка и некоторые корреляционные зависимости физических свойств пород месторождений "Тоолсе" и "Маарду".....	45
5.	Крипсаар Э.А. К вопросу поведения трещиноватых горных пород, находящихся под воздействием изменяющихся нагрузок.....	59
7.	Шульте К.Я. О взаимосвязи между диэлектрической проницаемостью и плотностью смеси порошков горных пород.....	73
8.	Фадеева Р.Е. Исследование действия реагентов-собирателей при флотации горючих сланцев....	85



Hind 80 kop.