

622(023)

525

А.И. БАРОН  
Б.М. ЛОГУНЦОВ  
Е.З. ПОЗИН

# ОПРЕДЕЛЕНИЕ

СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД

772004.

Л. И. БАРОН, Б. М. ЛОГУНЦОВ, Е. З. ПОЗИН

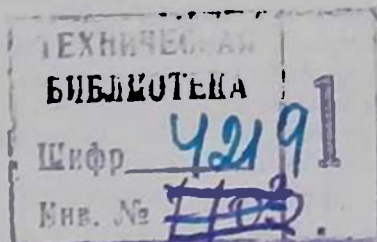
622 (983)

Б 25

# ОПРЕДЕЛЕНИЕ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД

(Справочное пособие)

Под редакцией проф. докт. техн. наук  
Л. И. БАРОНА



ГОСУДАРСТВЕННОЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО  
ЛИТЕРАТУРЫ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ  
Москва 1962

Рецензенты: Заслуженный деятель науки и техники РСФСР проф. докт. техн. наук В. К. БУЧНЕВ, проф. докт. техн. наук А. Н. ЗЕЛЕНИН.

## АННОТАЦИЯ

Книга содержит систематизированное изложение современных методик определения горнотехнологических свойств горных пород.

Книга состоит из трех разделов: в первом рассматриваются методы определения общих физико-технических характеристик горных пород; второй раздел посвящен определению механических свойств. В третьем разделе изложены методы определения обобщающих показателей сопротивляемости горных пород разрушению при добычании — дробимости, крепости (добываемости), буримости, взрываемости, сопротивляемости резанию, зарубаемости.

Справочное пособие предназначено для инженерно-технических работников всех отраслей горнодобывающей промышленности и горноразведочного дела, а также может быть полезно для студентов горных и геологоразведочных вузов и факультетов.

---

*Барон Лазарь Израилевич, Логунцов Борис Максимович,  
Позин Евгений Зальманович*

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД

Ред. изд. *Л. М. Гейман*. Переплет художника *Б. Г. Лударева*  
Техн. редакторы *В. Л. Прозоровская, В. Г. Овсенко*. Корректор *Е. А. Сизова*

---

Сдано в набор 18/X 1961 г. Подписано в печать 11/XII 1961 г.  
Формат бумаги 84×108<sup>1/16</sup>. Печ. л. 10,38+1 вклейка. Усл. печ. л. 17,02.

Уч.-изд. л. 18,25. Тираж 4000 экз. Т-13656.

Изд. № 316. Инд. 2/2а. Цена 91 коп. Переплет 20 коп. Зак. № 2082

Государственное научно-техническое издательство литературы  
по горному делу

ГОСГОРТЕХИЗДАТ

Москва, Грузинский вал, д. 35

---

Харьковская типография Госгортехиздата, Харьков, ул. Энгельса, 11

## О Г Л А В Л Е Н И Е

Предисловие . . . . .	Стр. 5
-----------------------	-----------

### Раздел первый

#### *Методы определения общих физико-технических характеристик горных пород*

I. Общие сведения . . . . .	11
II. Кажущийся удельный (объемный) вес . . . . .	13
III. Истинный удельный вес . . . . .	27
IV. Пористость . . . . .	37
V. Насыпной вес . . . . .	41
VI. Сыпучесть . . . . .	46
VII. Угол естественного откоса . . . . .	49
VIII. Коэффициенты и углы трения . . . . .	51
IX. Влажность и водопоглощение . . . . .	60
X. Водо- и газопроницаемость . . . . .	65

### Раздел второй

#### *Методы определения механических свойств горных пород*

XI. Общие сведения . . . . .	68
XII. Временное сопротивление сжатию (раздавливанию) . . . . .	71
XIII. Временное сопротивление растяжению . . . . .	83
XIV. Временное сопротивление сдвигу (скалыванию) . . . . .	98
XV. Временное сопротивление изгибу . . . . .	114
XVI. Модули упругости и коэффициент Пуассона . . . . .	117
XVII. Паспорт прочности, пластичность и хрупкость . . . . .	145
XVIII. Статическая твердость. Контактная прочность . . . . .	153
XIX. Динамическая твердость . . . . .	180
XX. Абразивность . . . . .	192

## Раздел третий

### *Методы определения сопротивляемости горных пород разрушению при добывании*

XXI. Общие сведения . . . . .	204
XXII. Определение гранулометрического состава продуктов разрушения . . . . .	207
✓ XXIII. Энергоемкость разрушения (лабораторные методы)	213
✓ XXIV. Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова . . . . .	255
XXV. Буримость . . . . .	263
XXVI. Взрываемость . . . . .	277
XXVII. Сопротивляемость резанию. Зарубаемость . . . . .	288
Приложения . . . . .	314
Литература . . . . .	321

---

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Внедрение экспериментальных методов определения физико-механических свойств горных пород и углей<sup>1</sup> применительно к условиям и требованиям технологии их добытия представляет в настоящее время одну из актуальнейших научных и практических задач. Нельзя успешно совершенствовать и создавать научно обоснованные новые методы и средства высокопроизводительного добытия полезных ископаемых без точного знания свойств разрушаемых горных пород. Поэтому изучение физико-механических характеристик пород и углей является необходимым условием для практического разрешения задач по повышению производительности труда и внедрению механизации и автоматизации работ в горнодобывающей промышленности.

До настоящего времени горные породы изучались главным образом в отношении их минералогического и петрографического состава или же физико-химических свойств, влияющих на выбор способа и технологии обогащения. Однако крайне мало сделано по изучению горно-технологических свойств пород и углей, т. е. тех свойств, которые имеют важное значение для технологии добытия — наиболее трудоемкого звена в общей цепи производственных процессов использования ископаемых для нужд человеческого общества. Такое положение не отвечает ни общему современному уровню развития науки и техники в нашей стране, ни задачам горнодобывающей промышленности. Безусловно настало время формирования в системе горной науки специальной научной дисци-

---

<sup>1</sup> Угли, являющиеся также горными породами, обладают специфическими свойствами, поэтому в технической литературе их часто выделяют особо. Такое же выделение в ряде случаев проводится в настоящем справочном пособии. Прим. автора.

плны — горнотехнологического породоведения (по аналогии, например, с металловедением).

Одной из главных причин неудовлетворительного положения с оценкой свойств пород и углей является отсутствие единых унифицированных методик определения горнотехнологических констант. Это тормозит не только внедрение обоснованных инженерных расчетов в практику горного дела, но и развитие физических основ самой горной науки, ибо давно известно, что физические законы устанавливаются прежде всего посредством измерений. Между тем за последние десятилетия и особенно в послевоенный период проведено немало исследовательских работ по созданию методик определения физико-механических свойств горных пород и углей. Заметно продвинулось вперед развитие техники механических испытаний в смежных областях науки и техники. Однако все эти материалы, разрозненные в различных статьях, еще не поставлены должным образом на службу практики горного дела и горной науки. Собрать и систематизировать существующие методики, отобрав из них наиболее проверенные и перспективные, — такова цель данной книги.

Первая трудность, возникшая перед авторским коллективом при составлении настоящего справочного пособия, заключалась в установлении профиля книги. Было решено придать ей четко выраженную практическую направленность, уделив главное внимание тем методикам, которые наиболее пригодны для практического применения на производстве и в научно-исследовательских работах прикладного характера. При этом намечено охватить все отрасли горнодобывающей промышленности по разработке твердых полезных ископаемых — угольную, рудную, строительных материалов, нерудных ископаемых, что обусловило необходимость рассмотрения методик определения свойств самых разнообразных горных пород, включая сыпучие.

Вторая трудность заключалась в установлении перечня тех свойств, методики определения которых следует включить в справочное пособие указанного профиля. На основе тщательного анализа было решено включить три группы свойств: 1) общие физико-технические константы; 2) временное сопротивление элементарным видам деформаций, включая характеристики упругости, а также по-

казатели твердости, контактной прочности и абразивности; 3) сопротивляемость разрушению при добывании. Этот принцип и определил деление книги на три раздела.

В первом разделе, посвященном общим физико-техническим константам, приведены методики определения истинного и кажущегося удельного (объемного) веса, пористости, насыпного веса, сыпучести, угла естественного откоса, коэффициента и угла трения, влажности и водопоглощения, водо- и газопроницаемости. Все эти характеристики имеют важное значение при современной технологии добывания полезных ископаемых. Не включены методики измерения электрических, термических и некоторых других констант горных пород, поскольку технологические процессы, при расчете которых эти константы практически используются, пока не получили массового распространения.

Во втором разделе приведены методики определения временного сопротивления пород и углей сжатию (раздавливанию), растяжению, сдвигу (скалыванию) и изгибу, модулей упругости, показателей пластичности и хрупкости, статической и динамической твердости, контактной прочности, абразивности. При современном состоянии развития теории разрушения горных пород часть этих показателей не находит прямого приложения в инженерных расчетах по горной технологии, однако они имеют несомненно большое научное значение.

В третьем разделе, посвященном сопротивляемости горных пород и углей разрушению при добывании, изложены методики определения дробимости, коэффициента крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова, буримости, взрываемости, сопротивляемости резанию, зарубаемости. Показатели, получаемые при подобных испытаниях, представляют обобщающие (интегральные) характеристики относительной прочности горных пород, позволяющие оценить поведение последних в реальных производственных процессах. В настоящее время показатели такого рода применяются в горном деле наиболее широко. В раздел не включены методы определения кусковатости в производственных условиях, имеющие весьма важное значение для оценки сопротивляемости горных пород дроблению при взрывной отбойке. Необходимые данные по этому специальному вопросу можно найти



в монографии автора «Кусковатость и методы ее измерения» (Изд-во Академии наук СССР, 1960).

При отборе методик для определения каждого из перечисленных выше свойств горных пород авторы отдавали предпочтение прежде всего имеющимся отдельным ГОСТам, а также тем методикам, которые в наибольшей мере проверены сопоставлением получаемых по ним показателей с данными практики. В значительной части это — приближенные, наиболее простые, а потому и наиболее доступные способы. Пониженная точность единичных измерений при их использовании компенсируется относительной легкостью выполнения значительного числа измерений, что позволяет получить достаточно достоверные и вполне надежные средние. Следует заметить, что нередко использование более сложных методик вместо кажущегося уточнения на деле приводит к обратному результату, так как препятствует массовому применению методики, а следовательно, и накоплению таким путем необходимых данных для действительного повышения степени ее точности.

Для определения некоторых из рассматриваемых свойств приведены новые методики поискового характера, еще недостаточно проверенные практикой, но представляющие интерес по заложенным в них идеям и мощные, по мнению авторов, считаться перспективными. В ряде случаев включены методики измерений, оправдавшие себя в смежных областях (в частности, в практике механических испытаний металлов) и в принципе пригодные также для горных пород.

Там, где это оказалось возможным, приведены методики из зарубежной практики. Однако до настоящего времени исследования по созданию методов определения горнотехнологических свойств пород и углей развиты за рубежом значительно меньше, чем в нашей стране.

Авторы ограничились приведением лишь основных сведений по рассматриваемым методикам. Опущены частности и детали, представляющие чисто методический интерес. Рабочие указания даются почти исключительно по методикам, рассчитанным на определение повсеместно необходимых констант и показателей, а также по ГОСТам. В соответствии с прикладной направленностью книги и ее профилем справочного пособия по методикам определения горнотехнологических свойств пород,

а не справочника по этим свойствам, почти не приводятся результаты определений и конкретные значения констант для разных пород. Немногие исключения сделаны для отдельных новых методик. В ряде случаев указаны приближенные обобщенные значения некоторых важных соотношений и порядок величин получаемых показателей, что полезно для общей ориентировки. По наиболее существенным вопросам, где это оказалось возможным, даны ссылки на литературные источники, в которых содержатся конкретные результаты экспериментов. Сделаны также литературные ссылки на отдельные частные методики, не приводимые в тексте.

При изложении нами принята своя система буквенных обозначений. Естественно, что указываемые обозначения величин нередко не соответствуют тем, которые даны в источнике, откуда заимствована та или иная формула.

В двух приложениях к основному тексту даны рекомендуемые методики установления необходимого числа опытов при испытаниях (приложение I) и построения классификационных шкал на основе полученных результатов (приложение II). В заключительном приложении III приведена предложенная автором шкала стабильности (точности) горнотехнических показателей и расчетов.

Если книга поможет внедрению экспериментальных методов определения горнотехнологических свойств углей и пород в обиход горной науки и практики, содействуя тем самым накоплению фактических данных, абсолютно необходимых для последующей унификации таких методов и становления новой научной дисциплины — горнотехнологического породоведения, — цель настоящей работы будет достигнута.

*Проф. докт. техн. наук*  
**Л. И. БАРОН**

## Раздел первый

# МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОБЩИХ ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ГОРНЫХ ПОРОД

### 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

В данной части книги изложены методы определения тех общих физико-технических характеристик горных пород (в том числе и ископаемых углей), которые имеют существенное значение для процессов современной технологии добывания твердых полезных ископаемых. В соответствии с профилем настоящего издания, предусмотрен охват различных типов пород — скальных, мягких, рыхлых, сыпучих, как в сухом, так и в обводненном состоянии, уплотненных и неуплотненных.

Каждой из рассматриваемых характеристик посвящен специальный параграф.

Первые два из них содержат изложение методик определения столь важного характеристического показателя, каким является удельный вес кажущийся, или объемный (II) \*, и истинный (III). Здесь даны основные правила определения этих показателей согласно ГОСТам и описаны некоторые новые предложения, хотя и не введенные в общесоюзные стандарты, но достаточно проверенные в исследовательской практике и несомненно обладающие рядом существенных преимуществ. Эти методы касаются главным образом определения удельного веса каменных углей. Кратко освещен также появившийся в самое последнее время прогрессивный метод опреде-

---

\* Здесь и в дальнейшем ссылки на соответствующие подразделы настоящей книги приведены в скобках.

ления плотности горных пород при помощи гамма-излучений.

Имея в виду прикладную целенаправленность настоящего справочного пособия и ограничение его тематики лишь вопросами современной технологии добывания твердых полезных ископаемых, авторы не сочли возможным подробно излагать методы определения пористости и привели лишь два способа: один — простейший лабораторный и другой — производственный, предназначенный для условий угольных шахт (IV).

Следующие три параграфа посвящены определению важных физико-технических характеристик сыпучих тел: насыпного веса (V), показателя сыпучести (VI) и угла естественного откоса (VII). Знание этих характеристик необходимо не только для инженерных расчетов процессов разработки сыпучих и рыхлых пород, но также для разрешения весьма многочисленных в современной практике горного дела технических задач, связанных с перемещением и хранением кусковатых породных масс. Наряду с общими методиками, оправдавшими себя в ряде смежных отраслей, здесь освещаются некоторые специфичные для горной техники способы определения характеристических констант сыпучих и кусковатых материалов, разработанные в последние годы.

Излагаются способы определения коэффициентов и углов трения горных пород по различным материалам (VIII). Приведены лишь наиболее простые методики, в том числе две новые, специфичные для условий горной технологии: одна — позволяющая определять углы трения для кусковатых горных масс разной крупности, что имеет чрезвычайно важное значение для проектирования многих горнотехнических устройств, в частности выпускных и погрузочных, и другая — предназначенная для установления коэффициентов трения металла о породу (или породы о породу) в движении и в покое.

Два последних параграфа посвящены определению влажности и водопоглощения горных пород (IX), а также их водо- и газопроницаемости (X). Правила определения влажности и водопоглощения достаточно хорошо разработаны и регламентированы ГОСТами (в соответствии с последними они и излагаются в книге). Характеристики проницаемости пород для жидкостей и газов, являющиеся показателями первостепенной важности при

разработке нефтяных и газовых месторождений, как известно, значительно труднее поддаются измерению. Поскольку в современной технологии добывания твердых полезных ископаемых данное свойство горных пород в большинстве случаев имеет подчиненное значение, в книге этот вопрос изложен весьма кратко.

## II. КАЖУЩИЙСЯ УДЕЛЬНЫЙ (ОБЪЕМНЫЙ) ВЕС

Удельным весом вещества называется вес единицы объема данного вещества, или отношение веса к объему. Для пористых материалов, какими являются горные породы, и в частности ископаемые угли, следует различать: кажущийся удельный вес и истинный удельный вес.

Различие между ними заключается в том, что первый, часто называемый *объемным весом*, представляет отношение веса к общему объему, включая объем содержащихся в веществе пор, а второй — к объему только твердой фазы.

Математическим выражением понятия «удельный вес» является формула

$$\gamma = \frac{G}{V}, \quad (1)$$

где  $\gamma$  — удельный вес;  
 $G$  — вес вещества;  
 $V$  — объем вещества.

При лабораторных определениях, а также во многих технических расчетах удельный вес выражают размерностью  $г/см^3$ . В расчетах по горной технологии иногда используют для той же цели размерность  $т/м^3$ , а в отдельных случаях и  $кг/дм^3$ .

Кажущийся удельный (объемный) вес породы  $\gamma_k$  определяют либо для условия естественной влажности, либо в абсолютно сухом состоянии. Во втором случае образец предварительно высушивают до постоянного веса.

Вес образцов определяют обычным взвешиванием на технических весах. Для определения объема может быть применен в зависимости от свойств и строения исследуемой горной породы один из следующих методов:

- 1) непосредственного измерения линейных размеров;
- 2) гидростатического взвешивания;

3) измерения объемомером (волюменометрический метод);

4) пикнометрический.

Метод непосредственных измерений линейных размеров (с последующим вычислением по ним объема) применим для пород, допускающих изготовление из них образцов правильной геометрической формы.

Размеры и число образцов для некоторых типов пород регламентированы ГОСТами. Так, определение объемного веса естественных камней, применяемых для морских гидротехнических сооружений, должно производиться согласно ГОСТ 5219—50 [18] на 12 образцах кубической формы размером  $7 \times 7 \times 7$  см (вычисляется среднее значение объемного веса из 12 определений).

Для щебня из естественного камня согласно ГОСТ 8269-56 [24] объемный вес следует определять на трех образцах кубической формы размером  $5 \times 5 \times 5$  см или на образцах цилиндрической формы с высотой и диаметром основания, равными 5 см.

Для определения объемного веса стеновых и облицовочных материалов по ГОСТ 6427—52 [20] требуется изготовить пять образцов в виде куба, параллелепипеда или цилиндра, которые должны иметь следующие наименьшие измерения: из пористых материалов — не менее 7 см; из плотных и мелкопористых материалов — не менее 5 см.

При этом образцы должны высушиваться до постоянного веса при температуре  $105—110^\circ$  и взвешиваться по одному после охлаждения до температуры  $+20^\circ (\pm 2^\circ)$ .

При определении объема образцов каждый линейный размер вычисляют как среднее арифметическое трех измерений: двух параллельных ребер, лежащих в плоскости одной грани, и средней между ребрами линии.

Для определения диаметра образца цилиндрической формы на каждой параллельной плоскости цилиндра измеряют по два взаимно перпендикулярных диаметра. Значение диаметра образца вычисляют, как среднее арифметическое четырех измерений.

Высоту образца цилиндрической формы вычисляют как среднее арифметическое измерений четырех образующих цилиндра, расположенных на двух взаимно перпендикулярных плоскостях, пересекающих цилиндр по его продольной оси.

Измерение образцов с длиной стороны до 10 см должно производиться с точностью 0,1 мм, а больших размеров — с точностью 1 мм. Точность взвешивания образцов весом менее 500 г — 0,1 г, весом 500 г и более — 1 г.

Метод гидростатического взвешивания (т. е. взвешивания в воде) применяется для образцов неправильной формы весом 5—8 г, отобранных из пород, не имеющих инородных включений, каверн и трещин.

Образцы предварительно высушивают при температуре 105—107° до постоянного веса и охлаждают в эксикаторе. Взвешивание производят на технических весах со шкалой 1 кг и 500 г.

После взвешивания удаляют острые углы образца и, плотно обвязав его навощенной или шелковой нитью, опускают на 1—2 сек в сосуд с парафином, расплавленным до температуры 80—90°. Более высокая температура недопустима, так как парафин станет очень жидким и проникнет в поры образца, а при более низкой температуре он, наоборот, загустеет и пленка не прилипнет к поверхности породы.

Пузырьки воздуха, образующиеся в остывающей на образце парафиновой пленке, удаляют нагретой иглой, прокалывая каждый пузырек. Затем, проводя иглой плашмя, выравнивают и закрывают отверстие расплавляющимся в этом месте парафином. Не должны оставаться открытыми и поры, через которые вода может проникнуть внутрь образца.

Запарафинированный образец вторично взвешивают на технических или гидростатических весах. При взвешивании на технических весах на одной чашке весов устанавливают скамеечку так, чтобы она при взвешивании не касалась краев чашки. На скамеечку ставят сосуд с водой (желательно дистиллированной). Образец подвешивают к дужке коромысла и, полностью погрузив его в воду так, чтобы он не касался при этом дна и стенок сосуда, взвешивают.

Кажущийся удельный (объемный) вес вычисляют по формуле

$$\gamma_k = \frac{G}{G - G_1 - k(G_1 - G)}, \text{ г/см}^3, \quad (2)$$

где  $\gamma_k$  — кажущийся удельный (объемный) вес образца, г/см<sup>3</sup>;

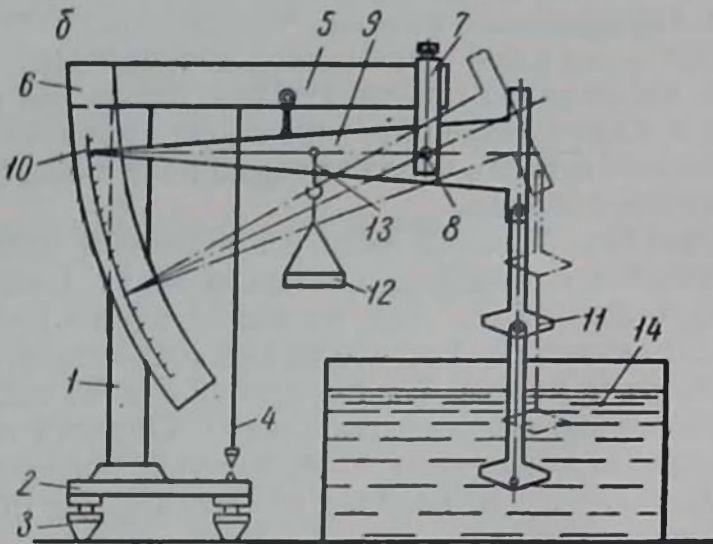
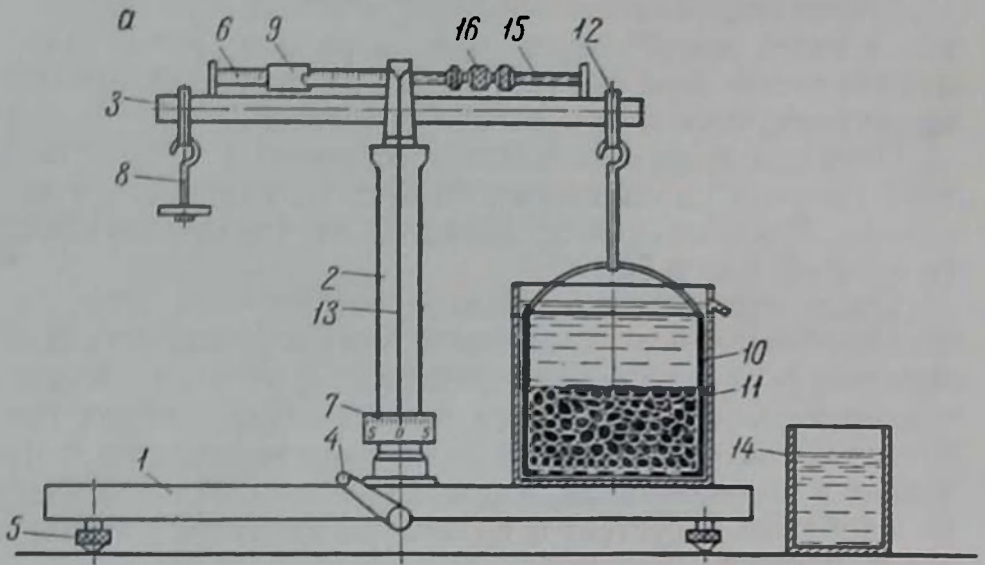


Рис. 1. Приборы для определения кажущегося удельного (объемного) веса методом гидростатического взвешивания:  
 а — гидростатические весы; б — квадрант-весы



$G$  — вес образца в воздухе, г;  
 $G_1$  — вес запарафинированного образца в воздухе, г;  
 $G'_1$  — вес запарафинированного образца в воде, г;

$\kappa_{\text{п}} = \frac{1}{\gamma_{\text{п}} - 1}$  — постоянная величина;

$$\gamma_{\text{п}} = \frac{G_{\text{п}}}{G_{\text{п}} - (G'_{\text{п}} - g_{\text{г}})}, \text{ г/см}^3, \quad (3)$$

где  $\gamma_{\text{п}}$  — объемный вес парафина, г/см<sup>3</sup>;  
 $G_{\text{п}}$  — вес парафина в воздухе, г;  
 $G'_{\text{п}}$  — вес парафина с грузом в воде, г;  
 $g_{\text{г}}$  — вес груза в воде, г.

Для плотных пород величину  $\gamma_{\text{к}}$  определяют без парафинирования по формуле

$$\gamma_{\text{к}} = \frac{G}{G - G'}, \text{ г/см}^3, \quad (4)$$

где  $G$  — вес образца или пробы в воздухе, г;  
 $G'$  — то же, в воде, г.

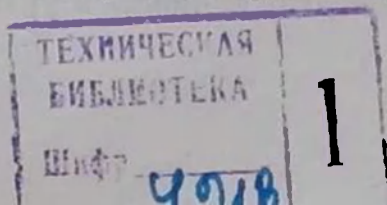
Устройство гидростатических весов, сконструированных КузНИУИ [44] для определения кажущегося удельного (объемного) веса угля, показано на рис. 1, а.

Весы состоят из деревянной столешницы 1, снабженной ручкой-арретиром 4 и четырьмя установочными винтами 5, стальной стойки 2, установленной на столешнице; шкалы 7, прикрепленной к нижней части стойки; стального коромысла 3, по обоим концам которого укреплены стальные призмы, на которые подвешиваются стремячки 12; стрелки 13, укрепленной на коромысле; рейки 6, на левом плече которой нанесены деления и имеется скользящий груз 9; подвески 8, на которую могут устанавливаться разрезные съемные гири весом 1, 0,5, 0,2; 0,1 и 0,05 кг; трех медных контргрузов 16, передвигающихся на винтовой оси 15; подвесного ведерка 10 из оцинкованного железа с перфорированным дном; ведерка 11 из оцинкованного железа, в верхней части которого находится сливная трубка. Вспомогательные приспособления включают ведерко 14 из оцинкованного железа, металлический прут и металлическое сито с отверстиями 3×3 мм.

В собранном виде прибор должен отвечать следующему требованию: подвеска 8 должна уравнивать (без гирь) подвесное ведро 10, погруженное в воду. Для этой цели в подвеске сделана полость, в которую для регулирования веса насыпают дробь.

Согласно методике КузНИУИ, проба должна содержать 5—6 кг угля крупностью 50—25 мм (при хрупких углях или малом объеме пробы можно взять класс 50—30 мм).

Перед определением кажущегося удельного веса про-



$$\gamma_k = \frac{G}{G_2 - \frac{G_1 - G}{\gamma_n}}, \text{ г/см}^3, \quad (5)$$

где  $G$  — вес образца, высушенного до постоянного веса, г;

$G_1$  — вес образца, покрытого парафином, г;

$G_2$  — вес воды, вытесненной образцом, г;

$\gamma_n$  — удельный вес парафина (0,93 г/см<sup>3</sup>).

Для образца, насыщенного водой, расчет ведут по формуле

$$\gamma_k = \frac{G}{G_2}. \text{ г/см}^3. \quad (6)$$

Пикнометрический метод заключается в определении объема навески исследуемого материала по изменению веса пикнометра — сосуда строго определенной емкости, наполненного жидкостью, при замене части этой жидкости навеской материала, вводимой в прибор.

Этот метод находит применение в основном при определении истинного удельного веса, поэтому более детальное его описание дается в следующем параграфе. Здесь приводятся лишь сведения, относящиеся к использованию пикнометрического метода для установления кажущегося удельного веса углей и других весьма пористых горных пород, что обусловлено практической невозможностью изготовления из них образцов правильной формы, а также получением искаженных результатов при взвешивании в воде (вследствие проникновения последней в поры образца).

При применении пикнометрического метода для определения кажущегося удельного веса пористых гор-

ных пород либо производят парафинирование образцов (метод Кульбека), либо используют в качестве пикнометрической жидкости ртуть (метод Харбста) [48].

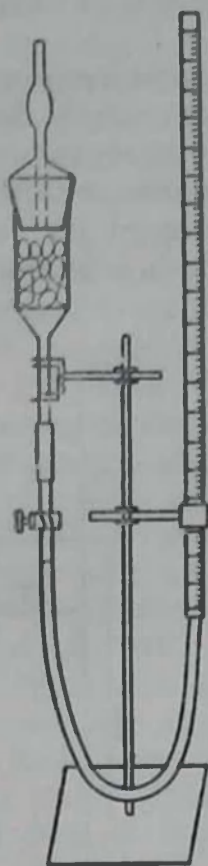


Рис. 3. Схема прибора для определения кажущегося удельного (объемного) веса ртутным методом

По первому способу образец погружается в жидкий парафин на водяной бане, после чего отсасывают избыток парафина в воронке горячего фильтрования, а пропитанный материал для удаления излишнего парафина осторожно кладут на подогретую фильтровальную бумагу.

Определение ведется обычным для пикнометрического метода путем (см. стр. 30). Кажущийся удельный вес вычисляют по формуле

$$\gamma_k = \frac{G}{\frac{G_i}{\gamma_1} - \frac{G_{II}}{\gamma_{II}}}, \text{ г/см}^3, \quad (7)$$

где  $G_{II}$  — вес парафина, г;

$\gamma_1$  — удельный вес парафинированного образца, г/см<sup>3</sup>.

Недостаток такого способа заключается в том, что пористый материал при пропитке и дальнейших операциях дробится и часть его теряется в виде пыли вместе с избытком парафина. Это приводит к завышению значений кажущегося удельного веса.

Более надежные результаты дает так называемый ртутный метод. Прибор (рис. 3) для определения удельного веса (методом Хербста) состоит из пикнометра и ртутной бюретки, градуированной в см<sup>3</sup> и присоединенной к пикнометру посредством резинового шланга.

Определение производят следующим образом: опусканием и подниманием бюретки доводят ртуть сначала до нижней метки пикнометра, а затем — до верхней. Разность между первым и вторым показаниями характеризует объем пустого пикнометра  $V_0$ . Затем в пикнометр помещают навеску угля  $G$  и таким же путем измеряют объем ртути в «пустом пространстве» и между частичками угля  $V_1$ .

Кажущийся удельный вес вычисляют по формуле

$$\gamma_k = \frac{G}{V_0 - V_1}, \text{ г/см}^3. \quad (8)$$

Этот метод дает наиболее правильные результаты при размерах кусочков в пробе 9—10 мм.

На аналогичном принципе основан прибор, изображенный на рис. 4 и являющийся усовершенствованной моделью прибора Хербста [47]. Не уступая по точности прибору Хербста, эта модель позволяет сократить время на одно определение с 20 до 5 мин и имеет несомненные преимущества в отношении выполнения правил техники безопасности при работе с ртутью.

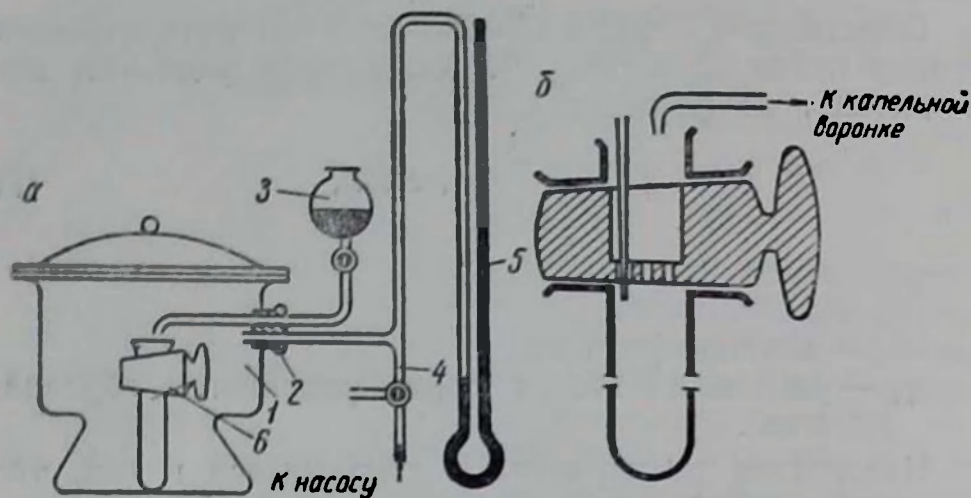


Рис. 4. Устройство усовершенствованного прибора для определения кажущегося удельного (объемного) веса:  
 а — общая схема; б — пробирка с краном

В боковой трубе вакуум-эксикатора 1 через резиновую пробку 2 проходят две трубки: от капельной воронки 3 с ртутью и от тройника 4, соединяющего эксикатор с вакуум-насосом, ртутным манометром 5 и атмосферой.

Существенной частью прибора является пробирка с краном 6. В широкое отверстие пробки крана впаяно стеклянное доньшко, имеющее несколько отверстий диаметром 1—1,5 мм. Пробирку, содержащую материал пробы, взвешивают, помещают в эксикатор и под вакуумом наполняют ртутью из капельной воронки 3. После заполнения пробирки ртутью кран капельной воронки закрывают, а в эксикатор впускают воздух. Затем закрывают кран пробирки и избыток ртути сливают в эксикатор. Вес пробирки со ртутью вместе с пробой и без последней определяют взвешиванием.

Расчет ведут по формуле

$$\gamma_k = \frac{13.546 G}{G_1 - G_2 + G}, \text{ г/см}^3, \quad (9)$$

где  $G$  — вес материала пробы, г;

$G_1$  — вес пробирки со ртутью, г;

$G_2$  — вес пробирки со ртутью и пробой, г.

В последнее время сотрудниками Института горного дела им. А. А. Скочинского И. Л. Эттингером и Е. С. Жу-

пахинной предложено применять силанизацию поверхности пористых материалов при определении кажущегося удельного веса [56]. Такой способ был проверен на ископаемых углях. Проверка дала положительные результаты.

Сущность предложенного способа сводится к следующему: навеску угля весом 3 г (фракция 6—7 мм) помещают в стеклянном стаканчике на одну минуту в эксикатор над водой, а затем на 10 мин в эксикатор, где на дне находится открытый бюкс с дихлордиметилсиланом. После этого стаканчик с углем переносят в сушильный шкаф и выдерживают при температуре 120° в течение 2—3 ч. На поверхности угля образуется тонкая, но достаточно прочная силановая пленка, обладающая водоотталкивающими свойствами.

Далее производится пикнометрическое определение кажущегося удельного веса силанизированного угля в слабом растворе тяжелого пиридина (одна капля тяжелого пиридина на 100 мл воды). В колбу с навеской угля наливают сначала небольшое количество раствора при температуре 20°. После этого встряхиванием смачивают поверхность угля, а затем доливают колбу тем же раствором доверху. Притертая пробка выдавливает избыток жидкости и таким образом фиксируется объем при 20°. Колебание температуры не должно превышать  $\pm 0,2^\circ$ . Определение повторяют дважды.

Отклонения результатов определения кажущегося удельного веса с применением силанизации от данных, полученных при непосредственных измерениях образцов правильной формы (кубиков), не превышали 1%.

Определение объемного веса ископаемого в массиве. При определении объемного веса угля в массиве необходимо учитывать зольность угольных пачек. Для этой цели можно использовать предложенную Д. А. Казаковским [33] зависимость:

$$\gamma_{\text{ц}} = \gamma_{\text{к}} + k_{\gamma}(A_{\text{з}_1} - A_{\text{з}_2}), \quad (10)$$

где  $\gamma_{\text{ц}}$  — объемный вес угля в целике;

$\gamma_{\text{к}}$  — кажущийся удельный (объемный) вес образцов угля, определенный одним из изложенных выше способов;

$k_1$  — изменение объемного веса при изменении содержания внутренней золы на 1%;

$A_{з1}$  — средняя зольность чистых угольных пачек пласта, %;

$A_{з2}$  — средняя зольность образцов угля, использованных для определения объемного веса  $\gamma_k$ .

По данным ряда исследований величина  $k_1$  устойчива и приблизительно равна 0,007.

Для определения объемного веса угля и пород непосредственно в массиве предложен ряд методов.

В Чехословакии в последнее время внедряется метод, основанный на использовании заполнителей, объемный вес которых заранее определен. В частности, для этой цели используется обычный ил, предварительно хорошо подготовленный (обогащенный). В забое производят выемку примерно 50 кг рудной массы. В крепких рудах для этой цели пробуривают, а затем взрывают короткие шпуры в боковой стенке выработки; в рудах средней и ниже средней крепости используют отбойный молоток. Отбитый материал собирают в ящики и взвешивают на обычных весах с точностью до 100 г. Объем выемки заполняют затем чистым обогащенным илом, объемный вес которого перед каждым измерением контролируют взвешиванием. При этом часть ила расходуют, а остаток снова взвешивают. Расход на замещение объема выемки определяется как разность между первоначальным весовым количеством и весом остатка ила. Если для образования выемки были пробурены шпуры, то объем последних вычитают из общего объема выемки.

Объемный вес ископаемого в массиве вычисляют по формуле

$$\gamma_{ц} = \frac{G\gamma_{ил}}{G_{ил}}, \quad (11)$$

где  $G$  — вес отбитой части массива;

$\gamma_{ил}$  — объемный вес ила;

$G_{ил}$  — вес ила, потребного на замещение пространства выемки.

Окончательный результат принимают как среднее арифметическое из трех-пяти определений.

Для определения объемного веса угля в массиве на различной глубине от забоя в ИГД им. А. А. Скочинского был разработан и успешно применен при исследова-

ниях на шахтах следующий метод [31]. При помощи бурильного молотка с осевым отсосом буровой пыли, перемещающегося по направляющим, в пласте бурят скважину (рис. 5). С разных глубин последовательно отбирали пробы буровой угольной пыли, собирая их в пылесборник. Для этой цели производится смена фильтров после выбуривания определенного отрезка скважины, длина которого фиксируется с точностью до

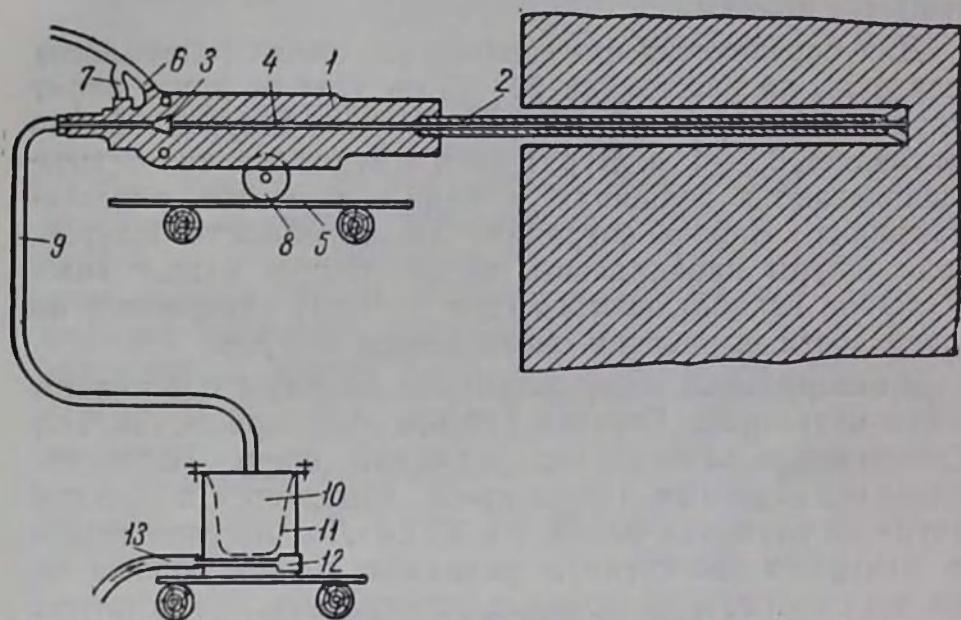


Рис. 5. Схема установки для определения объемного веса угля в массиве на разных расстояниях от обнаженной поверхности:

1 — бурильный молоток; 2 — бур; 3 — эжектор;  
 4 — пылеотсасывающая трубка; 5 — направляющие; 6 — шланг, подводящий сжатый воздух к бурильному молотку; 7 — подвод сжатого воздуха к эжектору; 8 — ролики; 9 — пылеотводящий шланг; 10 — пылесборник; 11 — мешочный фильтр; 12 — эжектор пылесборника; 13 — подвод сжатого воздуха к эжектору пылесборника

1—2 мм. Диаметр скважины принимают как среднее арифметическое многократных измерений за период опыта и после подвигания забоя.

Тщательно упакованные пробы угля выдают на поверхность и взвешивают с точностью до 0,01 г. Частное от деления веса данной пробы на объем соответствующего участка шпура представляет искомый объемный вес угля в массиве на данном расстоянии от груди забоя.

Для определения объемного веса руд в массиве раз-

работан метод, основанный на использовании свойств гамма-лучей [49]. Сущность метода состоит в следующем. Если в породе просверлить на некотором расстоянии один от другого два шпура и в один из них поместить источник гамма-лучей, а в другой — счетчик Гейгера-Мюллера и затем измерить интенсивность гамма-лучей, прошедших сквозь породу между шпурами, то, зная начальную интенсивность источника и коэффициент ослабления, можно определить кажущийся удельный (объемный) вес породы.

Для определения кажущегося удельного (объемного) веса руды на расстоянии 20—25 см друг от друга бурят шпуры диаметром 40—42 мм. Глубина шпуров обычно составляет 0,7—1 м. Бурят пять шпуров, из них четыре располагают в вершинах и один — в центре четырехугольника. Важно сохранять параллельность шпуров. Если шпуры параллельны, то расстояния между ними (толщина ослабляющегося слоя породы) измеряются по поверхности выработки около устьев шпуров.

В центральный шпур вставляют ампулу с источником гамма-излучения. Счетчик Гейгера-Мюллера вставляют поочередно в каждый периферийный шпур. Интенсивность ослабленных гамма-лучей измеряется в каждом шпуре на глубинах 60, 50, 40, 30 см. До внесения эталона измеряют собственную радиацию горной породы на тех же глубинах, на которых устанавливаются источник и счетчик при измерении ослабленного излучения. Эти показания прибора вычитают из результатов измерения интенсивности. В качестве источника излучения может быть применена ампула, содержащая 1 мг радия, дающего на расстоянии 1 м в воздухе 800  $\mu\text{г}/\text{ч}$ .

Из аппаратуры для определения объемного веса могут быть применены полевые радиометры ПР-6, УР-4 или ПГР. Лучшим для этой цели является ПГР после замены в нем кассеты трубок одной счетной трубкой СТС-5.

Вычисление кажущегося удельного веса горной породы производится по следующим формулам:

а) при измерениях с алюминиевой гильзой, у которой толщина стенок равна 1 мм

$$\gamma_k = \frac{33.3}{x} \ln \frac{I_0}{I} \cdot \text{г}/\text{см}^3; \quad (12)$$



б) при измерениях с железной гильзой, у которой толщина стенок равна 5 мм

$$\gamma_k = \frac{25}{x} \ln \frac{I_0}{I} \cdot \rho, \text{ г/см}^3, \quad (13)$$

где  $I$  — интенсивность гамма-лучей на расстоянии  $x$  от источника в среде с искомою плотностью;

$I_0$  — интенсивность гамма-лучей от источника в воздухе (начальная, неослабленная интенсивность).

Поскольку источник гамма-лучей является точечным,

$$I_0 = \frac{A_1}{x_1^2}, \quad (14)$$

где  $A_1$  — интенсивность гамма-лучей от эталона на расстоянии 1 м (по паспорту).

При вычислении кажущегося удельного веса по приведенным формулам учитывается различие между толщиной ослабляющего слоя  $x$  и расстоянием между центрами счетной трубки и источника эталона  $x_1$ . В случае измерений приборами УР-4 или ПГР,  $x_1 = x + 2,0$  см, если применяется прибор КРЛ,  $x_1 = x + 2,5$  см; для расчета  $I_0$  берется  $x_1$ , а для определения плотности  $\gamma_k$  — толщина слоя  $x$ .

Кажущийся удельный вес руды определяется как среднее арифметическое из всех сделанных в данном пункте измерений.

### III. ИСТИННЫЙ УДЕЛЬНЫЙ ВЕС

Истинным удельным весом, или минералогической плотностью, горной породы называется отношение веса твердой фазы к ее объему.

Для определения истинного удельного веса горных пород и углей обычно используют либо пикнометрический, либо волюменометрический (объемный) методы. Более распространен и относительно более точен из них первый. Волюменометрический (объемный) метод позволяет быстрее производить определения, но дает менее точные результаты.

Для углей разработан и применяется при отдельных исследованиях, кроме того, гелиевый метод, признаваемый наиболее точным.

Пикнометрический метод основан на замере изменения веса пикнометра, наполненного жидкостью, при

замене части этой жидкости навеской исследуемого материала. Основным прибором является пикнометр или мерная колба с притертой пробкой. В качестве пикнометрических жидкостей применяются вода, спирт, керосин, бензин, нефтяной контакт, бензол, ацетон, толуол, ртуть.

По ГОСТ 7465—55 [23] приняты пикнометры с меткой (рис. 6, а) или с капиллярным отверстием в пробке (рис. 6, б). Номинальная вместимость пикнометров с меткой изменяется от 1 до 100 мл. Шаровидные пикнометры с капиллярным отверстием имеют емкость 25, 50 и 100 мл, а цилиндрические пикнометры с капиллярным отверстием — 1, 2, 3, 5 и 10 мл.

Размеры пикнометров в мм приведены в табл. 1.

Размеры пикнометров

Таблица 1

Номинальная вместимость, мл	Размеры, мм								
	H	D	D <sub>1</sub>	d	d <sub>1</sub>	h <sub>1</sub>	d <sub>2</sub>	h	h <sub>2</sub>

Пикнометр шаровидный с меткой ПШМ

1	50 ± 5	15 ± 1	10 ± 2	5 ± 1	7 ± 1	7 ± 1	5 ± 1	—	—
2	52 ± 5	18 ± 1	10 ± 2	5 ± 1	7 ± 1	7 ± 1	5 ± 1	—	—
3	60 ± 5	20 ± 1	12 ± 2	5 ± 1	7 ± 1	7 ± 1	5 ± 1	—	—
5	70 ± 5	22 ± 1	14 ± 2	6 ± 1	8 ± 1	8 ± 1	6 ± 1	—	—
10	78 ± 5	28 ± 2	15 ± 2	7 ± 1	10 ± 1	9 ± 1	7 ± 1	—	—
25	100 ± 10	38 ± 2	22 ± 2	8 ± 1	11 ± 1	11 ± 1	8 ± 1	—	—
50	105 ± 10	48 ± 2	27 ± 2	9 ± 1	12 ± 1	11,5 ± 1,5	10 ± 1	—	—
100	125 ± 10	60 ± 3	37 ± 3	10 ± 1	14 ± 1	13 ± 2	10 ± 1	—	—

Пикнометр цилиндрический с меткой ПЦМ

1	60 ± 4	10 ± 1	—	5 ± 1	7 ± 1	7 ± 1	4 ± 1	18 ± 2	—
2	65 ± 4	13 ± 1	—	5 ± 1	7 ± 1	7 ± 1	4 ± 1	20 ± 2	—
3	70 ± 4	15 ± 1	—	5 ± 1	7 ± 1	7 ± 1	4 ± 1	25 ± 2	—
5	80 ± 4	18 ± 1	—	6 ± 1	8 ± 1	8 ± 1	5 ± 1	30 ± 2	—
10	100 ± 4	20 ± 1	—	7 ± 1	10 ± 1	9 ± 1	6 ± 1	45 ± 2	—
25	115 ± 4	26 ± 1	—	8 ± 1	11 ± 1	11 ± 1	7 ± 1	50 ± 2	—
50	140 ± 4	36 ± 1	—	9 ± 1	12 ± 1	11,5 ± 1,5,8	8 ± 1	70 ± 2	—
100	160 ± 4	44 ± 4	—	10 ± 1	13 ± 1	13 ± 2	9 ± 1	80 ± 2	—

Пикнометр шаровидный с капиллярным отверстием в пробке ПШК

25	62 ± 2	—	25 ± 2	11 ± 2	9 ± 1	12 ± 3	0,7 ± 0,2	—	40 ± 3
50	68 ± 2	—	30 ± 2	11 ± 2	9 ± 1	15 ± 3	0,7 ± 0,2	—	45 ± 3
100	75 ± 2	—	35 ± 2	13 ± 2	11 ± 1	15 ± 3	0,7 ± 0,2	—	45 ± 3

Номинальная емкость, мл	Размеры, мм								
	$H$	$D$	$D_1$	$d$	$d_1$	$h_1$	$d_2$	$h$	$h_2$

Пикнометр цилиндрический с капиллярным отверстием  
в пробке ПЦК

1	$30 \pm 2$	—	—	$5 \pm 1$	$5 \pm 1$	$7 \pm 2$	$0,7 \pm 0,2$	—	$30 \pm 2$
2	$30 \pm 2$	—	—	$6 \pm 1$	$5 \pm 1$	$8 \pm 2$	$0,7 \pm 0,2$	—	$30 \pm 2$
3	$40 \pm 2$	—	—	$6 \pm 1$	$5 \pm 1$	$10 \pm 2$	$0,7 \pm 0,2$	—	$40 \pm 2$
5	$43 \pm 2$	—	—	$7 \pm 1$	$6 \pm 1$	$10 \pm 2$	$0,7 \pm 0,2$	—	$43 \pm 2$
10	$58 \pm 3$	—	—	$8 \pm 1$	$8 \pm 1$	$10 \pm 2$	$0,7 \pm 0,2$	—	$58 \pm 3$

Примечание.  $S = 1 \pm 0,25$  мм;  $S_1 = 1,25 \pm 0,25$  мм.

По ГОСТ 1770—51 [16] мерная колба с притертой пробкой, применяемая при пикнометрическом анализе, представляет собой стеклянную колбу шаровидной формы емкостью 100 см<sup>3</sup> и общей высотой 170 мм, с узким

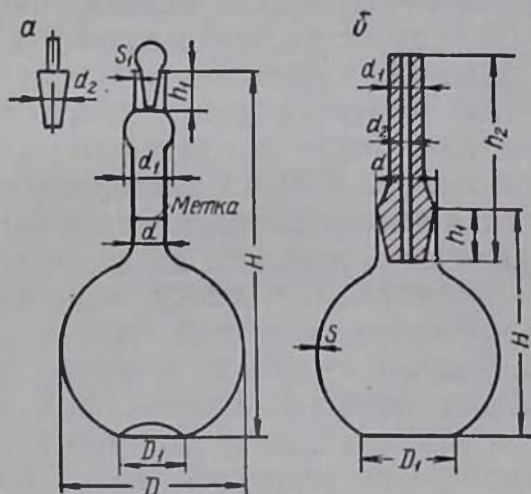


Рис. 6. Пикнометры:  
а — с меткой; б — с капиллярным отверстием

горлышком диаметром 10 мм, в верхней части которого имеется уширение диаметром 14—16 мм. В средней части горлышка нанесена метка, которая служит для установления уровня жидкости по нижнему мениску.

При пикнометрическом анализе, кроме того, обычно применяется следующая аппаратура:

пипетки: одна емкостью 1—3 мл с тонкооттянутым капилляром, которой пользуются при доведении уровня жидкости в пикнометре до метки; другая емкостью 50 мл; весовой стаканчик с притертой пробкой;

термометр ртутный стеклянный для измерения температуры в интервале от +10 до +30°, с ценой деления шкалы 0,5°;

водяной термостат емкостью не менее 2—3 л с мешалкой (предпочтительно механической), отводной трубкой для поддержания постоянного уровня воды, воронкой, подводящей воду ко дну термостата, и держателем для термометра;

водяная баня;

аналитические весы с разновесами до 100 г;

воронка стеклянная или металлическая;

совочек или шпатель (металлические) для перемешивания пробы и взятия навески.

Определение истинного удельного веса горных пород и углей пикнометрическим методом регламентировано ГОСТ 6427—52 (для горных пород) [20] и ГОСТ 2160—52 (для антрацитов и углей) [17].

По ГОСТ 2160—52 в качестве жидкости используется 0,5%-ный водный раствор керосинового или газойлевого контакта. Для приготовления раствора берут 5 г контакта и растворяют в 1000 мл дистиллированной воды. Раствор контакта имеет обычно молочно-белую окраску, которая при кипячении исчезает. Затем определяют «водное число» пикнометра, т. е. массу воды в нем при 20°. Пикнометр промывают хромовой смесью и спиртом и высушивают. Чистый сухой пикнометр (или мерную колбу) заполняют свежeproкипяченной и охлажденной до температуры 20° дистиллированной водой и помещают в термостат с температурой воды, близкой к 20°. Уровень воды в термостате должен находиться несколько ниже метки пикнометра. Приводят в движение мешалку термостата и поддерживают в нем температуру  $20 \pm 0,5^\circ$ , добавляя через воронку горячую или холодную воду.

После десятиминутного выдерживания пикнометра при этой температуре устанавливают уровень воды в нем (при помощи пипетки с оттянутым капилляром) немно-

го ниже метки и оставляют пикнометр в термостате до получения устойчивого положения мениска (в течение 30—40 мин). После этого уровень воды в пикнометре доводят до метки, добавляя пипеткой свежeproкипяченную дистиллированную воду, охлажденную до температуры 20°. Охлаждение добавляемой в пикнометр воды до указанной температуры производят выдерживанием колбы с водой в термостате при температуре  $20 \pm 0,5^\circ$  в течение 30—40 мин. Уровень воды в пикнометре устанавливают по нижнему краю мениска.

Пикнометр вынимают из термостата, закрывают пробкой, тщательно вытирают снаружи полотенцем и взвешивают с точностью до 0,0002 г. Вес пикнометра с водой проверяют не реже одного раза в месяц.

Из аналитической пробы угля, высушенной в сушильном шкафу при температуре  $50 \pm 5^\circ$  и измельченной в шаровой мельнице или валковой дробилке до полного прохождения через сито с сеткой № 02 (918 ячеек на  $1 \text{ см}^2$ ) \*, в весовом стаканчике отвешивают (с точностью до 0,01 г)  $10 \pm 0,1$  г. Отвешенный материал через воронку высыпает в чистый сухой пикнометр, предварительно взвешенный с пробкой с точностью до 0,0002 г. При этом конец воронки должен находиться в расширенной части пикнометра. Последний затем закрывают пробкой и взвешивают с той же точностью.

Вес взятой навески вычисляют по разности весов пикнометра с пробой угля и без нее. После этого в пикнометр при помощи пипетки вливают около 50 мл 0,5%-ного раствора контакта и, вращая прибор, обеспечивают смачивание материала пробы раствором контакта. Затем пикнометр помещают в водяную баню, осторожно нагревают и кипятят в нем раствор контакта в течение одного часа, следя за тем, чтобы при кипячении не было выброса содержимого в шейку прибора.

По окончании кипячения пикнометр охлаждают и добавляют в него (до уровня немного ниже метки) свежeproкипяченную и охлажденную до 20° дистиллированную воду. Прибор выдерживают в термостате в течение 30—40 мин при температуре  $20 \pm 0,5^\circ$  до устойчивого положения мениска. После этого при помощи пипетки

---

\* Подробно о приготовлении аналитической пробы см. ГОСТ 9080—59.

с оттянутым капилляром добавляют до метки свежепрокипяченную дистиллированную воду, охлажденную до 20°. Пикнометр закрывают пробкой, насухо вытирают и взвешивают с точностью до 0,0002 г, определяя вес пикнометра с пробой и раствором контакта.

Истинный удельный вес угля  $\gamma_n$  вычисляют по формуле

$$\gamma_n = \frac{G}{G_1 - (G_2 - G)}, \text{ г/см}^3, \quad (15)$$

где  $G$  — величина навески угля, г;

$G_1$  — вес пикнометра с водой, г;

$G_2$  — вес пикнометра с раствором контакта и навеской угля, г.

В случае определения истинного удельного веса по сухой массе угля вес этой массы  $G_c$  вычисляют по формуле

$$G_c = \frac{G(100 - W^a)}{100}, \text{ г}, \quad (16)$$

где  $G$  — величина навески угля, г;

$W^a$  — содержание влаги в аналитической пробе топлива в процентах, определенное по ГОСТ 6379—52 [19].

Определение удельного веса каждой пробы производят параллельно по двум навескам. Расхождение между результатами в одной лаборатории не должно превышать 0,01%, а при определении в разных лабораториях по дубликатам одной пробы — 0,02%. Если расхождения будут более указанных, производят третье определение и за результат принимают среднее арифметическое двух наиболее близких определений (в пределах допускаемых расхождений). Если результат третьего определения находится в пределах допускаемых расхождений по отношению к каждому из двух предыдущих, то за результат анализа принимают среднее из трех определений.

По ГОСТ 6427—52 [20] для определения истинного удельного веса каменных материалов применяется пикнометр шаровидной формы емкостью 100 см<sup>3</sup>.

Определение истинного удельного веса производят следующим образом.

От пробы материала берут навеску около 10 г и высыпают в чистый высушенный и взвешенный пикнометр

и вновь взвешивают. Затем пикнометр заливают водой, но не более чем на половину объема.

Для удаления воздуха из всыпанной навески пикнометр в слегка наклоненном положении ставят на песчаную ванну или в водяную баню и кипятят содержимое в течение 15—20 мин. Удаление воздуха можно произвести также путем выдерживания пикнометра с содержимым под вакуумом в эксикаторе. Воздух откачивают из эксикатора при помощи водоструйного или масляного насоса. После удаления воздуха пикнометр вытирают, охлаждают до комнатной температуры, доливают до метки водой и взвешивают. Затем пикнометр освобождают от содержимого, промывают, наполняют до метки водой и взвешивают.

Вместо воды может быть применена также другая, инертная по отношению к данному материалу жидкость (безводный бензин, керосин и др.).

Истинный удельный вес определяют по формуле (15).

Сотрудники ИГД им. А. А. Скочинского И. Л. Эттингер и Е. С. Жупахина [56] недавно разработали новый вариант пикнометрического определения истинного удельного веса ископаемых углей и битумов, отличающийся тем, что в качестве пикнометрической жидкости применен раствор смачивателя ОП-7. Благодаря высокой поверхностной активности раствор смачивателя ОП-7, представляющего собой смесь полиэтиленгликольмоноалкилфениловых эфиров, гораздо лучше, чем вода, проникает в поры угля.

Определение истинного удельного веса по новой методике производят следующим образом. Навеску 3 г угля, измельченного до класса 0,25 мм, помещают в мерную колбу емкостью 100 мл. На воронку наносят 20 капель смачивателя ОП-7, вдвое разбавленного дистиллированной водой. После того как уголь будет тщательно смыт с воронки дистиллированной водой, колба заполняется приблизительно наполовину. Ее ставят на водяную баню и кипятят в течение 30 мин. Для вытеснения пены, образующейся при кипячении, колбу затем заполняют доверху и выдерживают при температуре 20° в течение 30 мин, после чего притертой пробкой выдавливают избыток воды и взвешивают колбу на аналитических весах.

Для определения истинного удельного веса требуется

Исследования показали, что для этой цели подходит гелий, который не сорбируется даже при очень низких температурах (порядка  $-196^{\circ}$ ) [48].

Схема гелиевого прибора [46] представлена на рис. 7. Прибор состоит из следующих основных частей: гребенки с шестью шлифами, на которые надеваются пикнометрические ампулы для образцов исследуемых углей; каждая из них снабжена пришлифованной пробкой с каналом и вакуумным краном 1, рабочей части, состоящей из

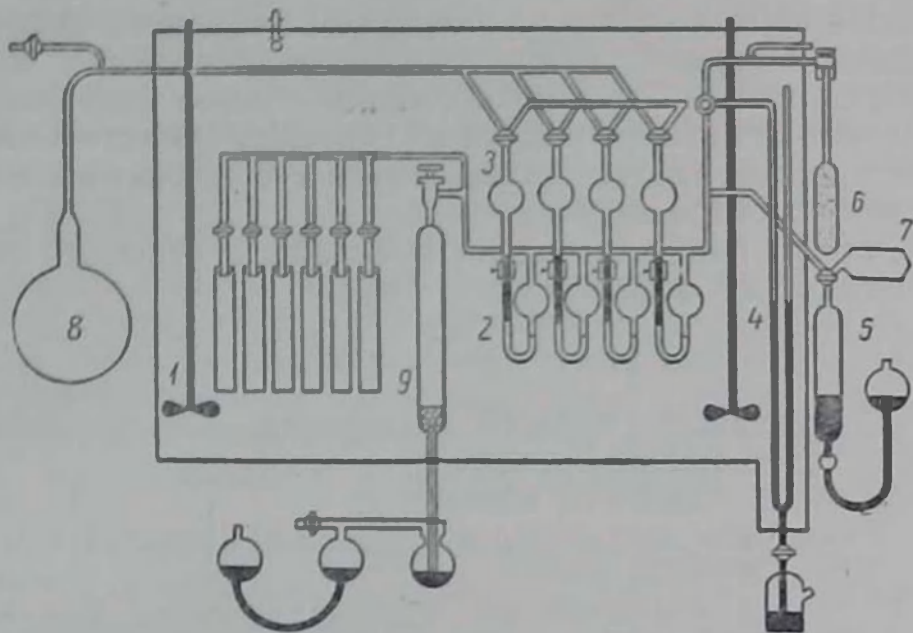


Рис. 7. Схема прибора для определения истинного удельного веса угля гелиевым методом

четырех калиброванных по ртути шариков 2 с верхней и нижней метками и четырех вспомогательных давяльных сосудов 3; ртутного манометра 4; насоса Тэплера 5, ампулы с активированным углем, погружаемой в жидкий воздух 6, ампулы с гелием 7, буфера 8 и весовой бюретки 9. Калиброванные шарики 2 соединены с сосудами 3 попарно.

Пикнометрические ампулы, обе серии шаров и манометр помещены в термостат, две стенки которого сделаны из органического стекла. Для калибровки прибора открывают поочередно каждую из пикнометрических ампул, заполняют ее гелием и определяют объем ампулы с гребенкой и прилегающими отрезками трубок до трехходового крана.

Определение объема производится следующим образом. Прибор эвакуируется посредством форвакуумного и диффузионного масляного насоса, затем заводится гелием из ампулы 7. Насос Тэплера дает возможность создать в приборе давление гелия, близкое к атмосферному (чтобы иметь право пользоваться уравнением Бойля—Мариотта). Затем трехходовым краном отключают вспомогательные части прибора (насос Тэплера, ампула с активным углем), закрывают краны на пяти ампулах, доводят до верхних меток ртуть в



шариках 2 и записывают давление по манометру  $P_0$ , которому соответствует искомый объем  $V_0$ . После этого ртуть из первого шарика перекачивают в давяльный сосуд (путем создания в последнем вакуума) и доводят ее, пользуясь зажимом, до нижней метки.

Формула, определяющая искомый объем, имеет окончательный вид:

$$V_0 = \frac{(V_{\text{ш}} - \alpha_V) P_1}{P_0 - P_1} + \beta_V, \quad (18)$$

где  $V_0$  — искомый объем,  $\text{м}^3$ ;

$V_{\text{ш}}$  — объем шарика,  $\text{м}^3$ ;

$\alpha_V$  — поправка на уменьшение свободного объема манометрической трубки при уменьшении давления от  $P_0$  до  $P_1$ ;

$\beta_V$  — поправка на первоначальный уровень столба ртути в манометре;

$P_0, P_1$  — давление по манометру,  $\text{кг/см}^2$ .

Повторив ту же операцию с остальными шариками, получают четыре значения для объема ампулы, из которых берут среднее. Таким же образом определяют объемы остальных пяти ампул. Когда прибор откалиброван, в ампулы помещают навески исследуемых углей, высушенных в вакуумном сушильном шкафу до постоянного веса, откачивают до  $10^{-5}$  мм рт. ст. и, заполнив гелием, определяют объемы, оставшиеся доступными для газа (объемы «свободного» пространства и пор).

Так как определение объемов шести проб угля продолжается несколько дней, а при большом количестве шаров и кранов не может быть уверенности в абсолютной герметичности прибора, на ночь поворачивают трехходовой кран на ампулу с активным углем, погруженную в жидкий воздух, что дает возможность в атмосфере гелия эвакуировать прибор от остатков воздуха и метана.

После окончания работы с серией углей перекачивают гелий в ампулу 7, закрывают ампулы с углями, снимают их со шлифов и после контрольного взвешивания при закрытом кране рассчитывают истинный удельный вес углей  $\gamma_{\text{н}}$  по формуле

$$\gamma_{\text{н}} = \frac{G}{V_0 - V_1}, \text{ г/см}^3, \quad (19)$$

где  $G$  — величина навески угля, г;

$V_0$  — объем пустой ампулы,  $\text{см}^3$ ;

$V_1$  — объем гелия в ампуле с углем,  $\text{см}^3$ .

Главные недостатки метода — сложность аппаратуры и большая длительность анализа.

#### IV. ПОРИСТОСТЬ

Под пористостью горной породы подразумевается суммарный относительный объем содержащихся в ней пустот (пор).

Поры бывают открытыми и закрытыми (изолированными). Открытые поры сообщаются друг с другом

и с атмосферой. Их суммарный относительный объем составляет открытую пористость горной породы.

Суммарный относительный объем закрытых пустот называется закрытой или изолированной пористостью.

Общая пористость определяется совокупностью закрытых и открытых пор.

Пористость, при которой возможно течение в породе жидкостей и газов, под воздействием обычных в природе градиентов давления, называется эффективной пористостью.

Количественной характеристикой общей пористости  $\Pi$  принято считать соотношение между объемом пор и общим объемом материала, выраженное в процентах:

$$\Pi = \frac{\gamma_{\text{н}} - \gamma_{\text{к}}}{\gamma_{\text{н}}} \cdot 100\%, \quad (20)$$

где  $\gamma_{\text{н}}$  — истинный удельный вес;

$\gamma_{\text{к}}$  — кажущийся удельный (объемный) вес.

Величину открытой пористости горной породы обычно определяют по объему керосина, вошедшего в поровое пространство образца, причем общий объем образца устанавливается гидростатическим взвешиванием в керосине [39]. Выбор керосина обусловлен тем, что он хорошо смачивает породу и потому легко проникает в поры. Кроме того, керосин почти не летуч, что способствует большей точности определений и не вызывает разрушения погружаемых в него не сильно сцементированных образцов.

Образец просушивают в сушильном шкафу при температуре 102—105° и взвешивают. Затем высушенный образец насыщают в течение 30 мин под вакуумом чистым профильтрованным керосином. После насыщения образец взвешивают в керосине, подвесив на тонкой проволочке к коромыслу весов и погрузив в установленный на штатив стакан с керосином. Взвешенный таким способом образец вынимают из керосина, слегка вытирают фильтровальной бумагой и взвешивают на воздухе.

Значение открытой пористости  $\Pi_0$  вычисляют по формуле

$$\Pi_0 = \frac{G_3 - G_1}{G_3 - G_2 + G_{\text{цр}}}, \quad (21)$$

$G_1$  — вес сухого образца, г;

$G_2$  — вес насыщенного образца в керосине вместе с проволочкой, г;

$G_3$  — вес насыщенного керосином образца в воздухе, г;

$g_{пр}$  — вес проволочки в керосине, г.

При исследованиях вопросов фильтрации жидких и газообразных полезных ископаемых, при изучении явлений газовыделения из угольных пластов, предупреждения внезапных выбросов угля и газа и т. п. применяются более точные и соответственно более сложные способы определения пористости, в частности метод вдавливания ртути [26, 42, 48, 57].

Измерение пористости в глубине угольного массива может быть осуществлено по методике, разработанной ВНИМИ [11]. Особенность ее заключается в том, что исследуемый участок массива при помощи трубки сообщается с определенным количеством сжатого воздуха. Если давление этого воздуха заведомо выше давления свободного метана, заполняющего поры и трещины массива, то воздух распространяется по массиву, преодолевая сопротивление фильтрации через пористую среду. Поскольку количество подаваемого воздуха ограничено, давление его при этом расходе будет снижаться, приближаясь к давлению свободного метана в том же участке массива. О степени пористости угля в данном участке судят по длительности периода спада давления заданного количества сжатого воздуха.

Подача сжатого воздуха в исследуемую область осуществляется через скважину длиной до 8—10 м. Предварительно в скважину вводят трубку и осуществляют герметизацию посредством гипсового заполнителя. Схема установки показана на рис. 8. Герметизацию производят так, чтобы донная часть скважины на длину 0,5—0,8 м осталась незаполненной гипсом. Если суммарный объем скважины и трубки (т. е. рабочий объем) окажется недостаточным и время спада давления будет поэтому слишком мало, к скважине присоединяют дополнительную емкость, увеличивая таким образом рабочий объем.

Давление воздуха в рабочем объеме измеряют манометром. Сжатый воздух в скважину подается из баллона (150 ат) через редуктор.

После заполнения сжатым воздухом рабочего объема и установления заданной величины давления  $P_{\text{н}}$  редуктор закрывают, прекращая подачу воздуха. Давление вследствие фильтрации начинает падать, постепенно приближаясь к давлению свободного метана в массиве. Величину конечного давления в скважине  $P_{\text{к}}$  принимают несколько большей, чем давление метана. По

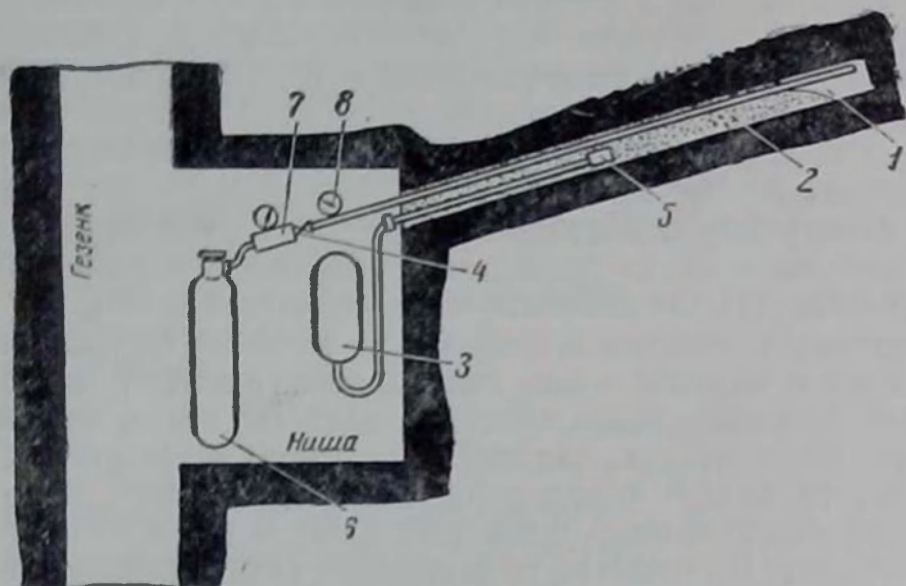


Рис. 8. Схема установки ВНИМИ для исследования пористости угля в массиве:

1 — скважина; 2 — герметизация гипсовым заполнителем; 3 — сосуд для нагнетания гипса; 4 — запорный кран; 5 — обратный клапан; 6 — баллон сжатого воздуха; 7 — редуктор; 8 — манометр

достижении ее фиксируют длительность периода фильтрации, в течение которого произошло снижение давления с  $P_{\text{н}}$  до  $P_{\text{к}}$ .

Пористость угля вычисляют по формуле

$$\Pi = k_{\text{п}} V_0 \frac{P_{\text{н}} - P_{\text{к}}}{P_{\text{к}} - P_{\text{н}}} \cdot \frac{1}{t}, \quad \% , \quad (22)$$

где  $k_{\text{п}}$  — коэффициент пропорциональности, зависящий от конфигурации поверхности соприкосновения сжатого воздуха с массивом и от температуры;

$V_0$  — объем сжатого воздуха, подведенный к исследуемому участку,  $\text{см}^3$ ;

$P_{\text{н}}$  — начальное давление сжатого воздуха, ат;

$P_{\text{к}}$  — конечное давление сжатого воздуха, ат;

$t$  — длительность спада давления сжатого воздуха, сек,

## V. НАСЫПНОЙ ВЕС

Насыпным весом сыпучего или кусковатого материала называют вес единицы объема данного материала в насыпном виде. Объем здесь подразумевается общий с включением в него пор, а также промежутков между отдельными зернами или кусками материала.

На величину насыпного веса влияют: удельный вес материала; крупность его частиц и соотношение в материале содержания фракций разной крупности (т. е. гранулометрический состав); степень влажности; плотность укладки частиц или степень уплотнения.

Для определения насыпного веса наполняют сыпучим материалом какую-либо емкость постоянного объема и производят взвешивание загруженного в нее материала. Результаты определения относят к единице объема, обычно к  $1 \text{ м}^3$ . Выражают насыпной вес чаще всего в  $\text{т}/\text{м}^3$ , иногда в  $\text{кг}/\text{м}^3$ .

Разделка проб, предназначенных для определения насыпного веса, заключается только в их сокращении. Какое-либо измельчение материала при этом недопустимо.

В лабораторных условиях [20] насыпной вес материалов можно определить при помощи прибора (рис. 9), который состоит из мерного сосуда 1, штыря 2, прикрепленного к сосуду, и рамки 3, которая может поворачиваться вокруг штыря. При определении насыпного веса материал засыпают в сосуд 1 через рамку 3 до ее верха; по окончании заполнения сосуда рамку поворачивают вокруг штыря 2 в положение *a*. При этом излишек засыпанного материала срезается и падает в поднос 4. Да-

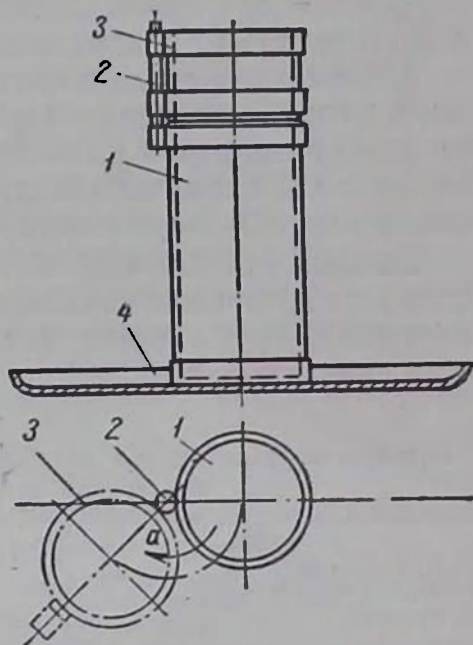


Рис. 9. Прибор для определения насыпного веса сыпучих материалов

лее рамку снимают со штыря и сосуд с засыпанным в него материалом взвешивают.

Насыпной вес  $\gamma_n$  вычисляют по формуле

$$\gamma_n = \frac{G - g_c}{V}, \text{ кг/м}^3, \quad (23)$$

где  $G$  — вес сосуда с засыпанным в него материалом, кг;

$g_c$  — собственный вес сосуда, кг;

$V$  — объем сосуда, м<sup>3</sup>.

Чем больше будет соотношение между размером сосуда, в котором производится определение насыпного веса, и диаметром среднего куса сыпучего материала, тем выше точность определения. В принципе желательно, чтобы размеры и форма емкостей, в которых осуществляется определение насыпного веса, были возможно ближе к соответствующим параметрам производственных емкостей.

Согласно ГОСТ 8269-56 [24] при определении насыпного веса щебня или гравия размеры мерного сосуда в зависимости от крупности материала должны соответствовать указанным в табл. 2.

Таблица 2

Размеры мерных сосудов для определения насыпного веса щебня или гравия разной крупности

Наибольшая крупность щебня (гравия), мм	Емкость мерного сосуда, л	Размеры сосуда, мм		
		Диаметр	Сторона основания	Высота
10	10	234	—	234
25	20	294	—	294
40	50	400	—	400
≥ 40	100*	—	465	465

\* Мерный сосуд представляет собой ящик, во всех остальных случаях — цилиндр.

Порядок определения насыпного веса щебня или гравия должен быть следующий: в предварительно взвешенный мерный сосуд (ящик) засыпают с высоты 10 см пробу щебня или гравия до тех пор, пока над верхом сосуда не образуется конус. Этот конус затем срезают вровень с краями сосуда (без уплотнения) и сосуд с материалом взвешивают. Величину насыпного веса вычисляют с точностью до 10 кг/м<sup>3</sup> по приведенной выше общей формуле (23).

Определение производят трижды; при этом каждый раз берут новую порцию щебня (гравия). Насыпной вес щебня в партии принимают как среднее арифметическое результатов трех определений. Для щебня крупностью 40 мм и более при обмере или взвешивании его в больших емкостях (грузоподъемностью более 10 т) насыпной вес, определенный рассмотренным способом в малых емкостях, должен быть увеличен на 5%.

Изменение насыпного веса в зависимости от крупности материала принято оценивать в практике горного дела и в инженерных расчетах по вопросам горной технологии величиной коэффициента разрыхления, под которым понимается соотношение между объемом, занимающим данное количество породы в разрыхленном (насыпном) виде, и объемом этой породы в целике. Величина коэффициента разрыхления  $k_{\text{разр}}$  численно равна соотношению между кажущимся удельным (объемным) весом породы в целике  $\gamma_{\text{ц}}$  и насыпным весом  $\gamma_{\text{н}}$ :

$$k_{\text{разр}} = \frac{\gamma_{\text{ц}}}{\gamma_{\text{н}}}. \quad (24)$$

Л. И. Бароном и А. С. Воронюком [4] было экспериментально исследовано изменение величины  $k_{\text{разр}}$  в зависимости от соотношения между длиной  $l$  наименьшего ребра сосуда, в котором производится определение насыпного веса, и средней крупностью (средним диаметром) кусков сыпучего материала  $d_{\text{ср}}$ . График полученной зависимости (он может служить расчетным) приведен на рис. 10.

Необходимо иметь в виду, что при массовых обрушениях в подземных условиях значения  $k_{\text{разр}}$  обычно бывают значительно ниже, чем при лабораторных определениях, главным образом вследствие уплотнения отбитой или обрушенной горной массы. Определять величину  $k_{\text{разр}}$  в этих случаях необходимо в натуральных условиях [9].

Рассмотренные методы дают возможность определить насыпной вес уплотненного сыпучего материала. Для уплотнившихся материалов насыпной вес можно определить при помощи прибора, применяемого при исследованиях слеживаемости зернистых продуктов. Прибор [41] представляет собой алюминиевый цилиндр высотой

65 мм с внутренним диаметром 45 мм и наружным — около 65 мм. Стенки цилиндра состоят из трех равных секций, скрепляемых сверху и внизу шпильками и хомутиком. Тщательно измеренный цилиндр заполняют до

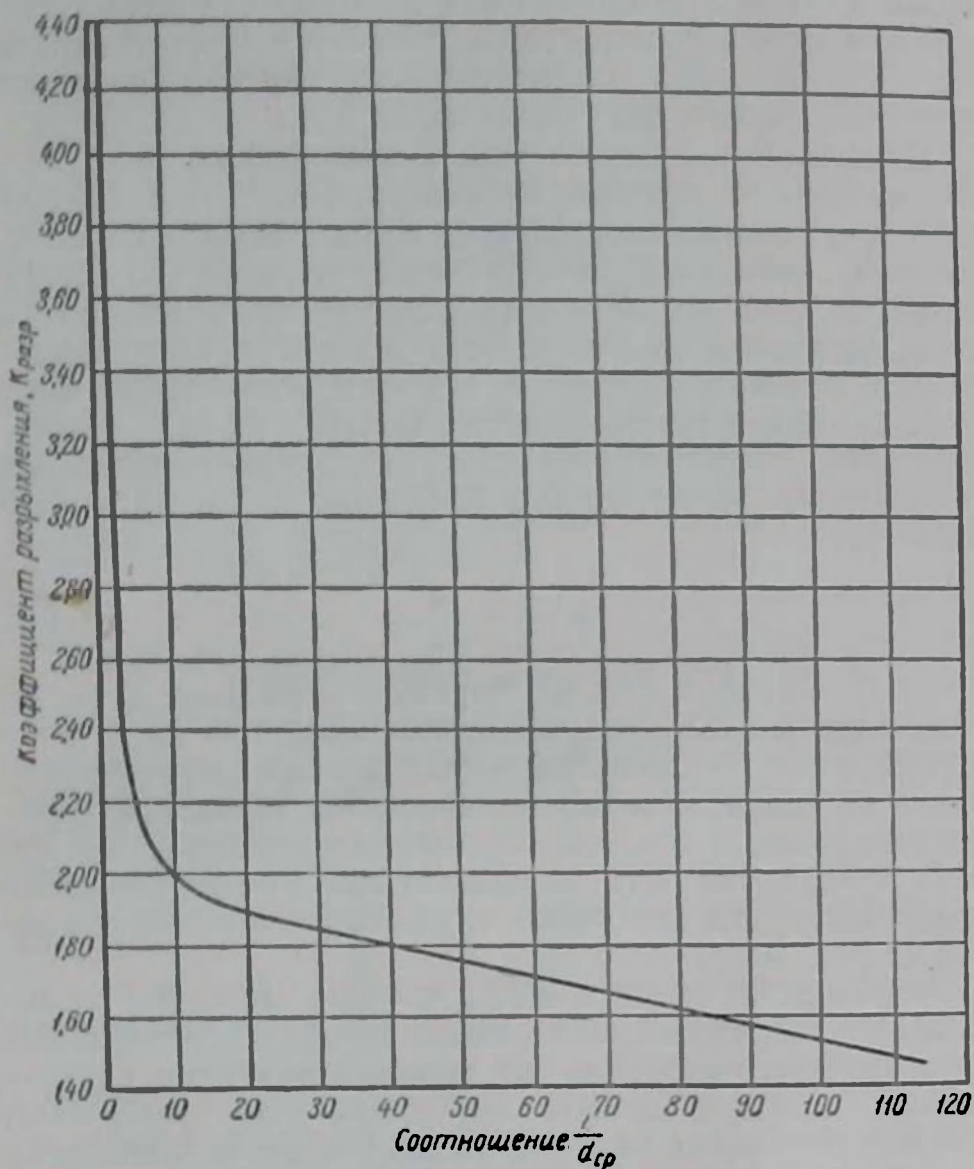


Рис. 10. Изменение коэффициента разрыхления в зависимости от величины соотношения между длиной  $l$  наименьшего ребра сосуда при определении насыпного веса и средней крупностью (диаметром)  $d_{cp}$  куска сыпучего материала

краев сыпучим материалом, легко встряхивая его. Излишек продукта сверх краев цилиндра аккуратно срезают. После заполнения производят взвешивание. Вес мате-



риала, отнесенный к единице объема, дает насыпной вес поверхностного (неуплотненного) слоя.

Цилиндр вновь заполняют материалом, уложив на дно металлическую пластинку и клеенку для закрытия имеющихся внизу отверстий. Сверху под давящую пластинку подкладывают кружочек соответствующего диаметра из жести и клеенки. В цилиндр свободно входит алюминиевая пластинка диаметром 44 мм и толщиной 10—12 мм. Эта пластинка соединена с верхней платформой узким медным стержнем. Вертикальное положение стержня обеспечивается втулкой, закрепленной в раме. По результату ранее проведенного измерения насыпного веса материала в поверхностном слое приблизительно определяют, какое усилие будет передаваться на слой при нахождении над ним толщи материала высотой  $h$ . Затем на платформу прибора укладывают груз, равный величине, полученной по расчету. В приборе материал оставляют на сутки, после чего определяют объем полученного спрессованного столбика. Прежний вес материала, отнесенный к новому объему, дает насыпной вес после уплотнения.

Для каждого материала делают не менее двух параллельных определений. Если насыпной вес нижнего слоя увеличится по сравнению с верхним на  $x\%$ , то относительная усадка всей массы сыпучего материала будет равна (в процентах) половине этой величины.

Истинная высота слоя  $h_{ист}$ , соответствующая давлению в приборе, приблизительно составит:

$$h_{ист} = h - \frac{h(\gamma_h - \gamma_{пов})}{2\gamma_h} = \frac{h}{2\gamma_h}(\gamma_{пов} + \gamma_h), \quad (25)$$

где  $h$  — высота слоя по первоначальному расчету;

$\gamma_h$  — объемный вес материала на глубине  $h$ ;

$\gamma_{пов}$  — объемный вес материала в поверхностном слое.

Н. Е. Пестов установил [41], что до глубины 10 м наблюдается пропорциональность между глубиной слоя и увеличением насыпного веса. Поэтому промежуточные значения насыпного веса  $\gamma_i$  можно приблизительно находить путем линейной интерполяции между величинами насыпного веса в поверхностном слое и на глубине  $h$ :

$$\gamma_i = \frac{\gamma_{пов} + \gamma_h}{2}. \quad (26)$$

Определить средний насыпной вес материала в складской куче, имеющей форму, примерно соответствующую усеченной пирамиде, можно, согласно Н. Е. Пестову, по следующей формуле:

$$\gamma_{\text{ср}} = \frac{3S_1 (\gamma_{\text{пов}} - \gamma_h) + 2S' (2\gamma_h + \gamma_{\text{пов}})}{6S'}, \quad (27)$$

где  $S_1$  — площадь верхнего основания;

$S_2$  — площадь нижнего основания;

$$S' = S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 S_2};$$

$\gamma_{\text{пов}}$  — объемный вес материала в верхнем слое;

$\gamma_h$  — объемный вес материала на глубине  $h$ .

## VI. СЫПУЧЕСТЬ

Сыпучими телами в физике принято называть дисперсные системы, состоящие из твердых частиц той или иной крупности в воздушной среде.

Степень сыпучести может быть оценена по количеству материала, высыпавшемуся в единицу времени через единицу площади выпускного отверстия. При этом следует учитывать, что величина показателя будет зависеть не только от свойств материала, но и от конструкции прибора для определения сыпучести. Здесь будут иметь значение четыре фактора: величина выпускного отверстия; величина внутреннего угла выпускной воронки; конструкция выпускной воронки (усеченный конус, усеченная пирамида и т. п.); высота слоя материала над отверстием.

Меринг предложил для оценки сыпучести измерять время высыпания определенной навески материала из конусообразной воронки с диаметром отверстия 15 мм и углом раствора  $60^\circ$ . Для расчетного определения времени высыпания им предложена эмпирическая формула

$$t = \frac{\text{tg } \varphi}{97,146 \gamma_{\text{н}}} \left[ 34,6 + 289,4 \left( \frac{d_{\text{ср}}}{15} + \frac{0,005}{(\text{tg } \varphi)^3} \right) \right], \quad (28)$$

где  $t$  — время, необходимое для высыпания из воронки 1 кг сыпучего материала, мин;

$\text{tg } \varphi$  — тангенс угла естественного откоса материала;

$\gamma_{\text{н}}$  — насыпной вес материала, г/см<sup>3</sup>;

$d_{\text{ср}}$  — средний диаметр частиц материала, мм.

Экспериментальная проверка, произведенная Н. Е. Пестовым [41], показала, что формулу Меринга можно применять лишь для крупнозернистых или гранулированных материалов при условии, что диаметр отверстия воронки, будучи относительно небольшим, превышает диаметр частиц материала не менее чем в пять раз.

Недостатком метода, предложенного Мерингом, является невозможность регулирования степени уплотнения материала и учета влияния толщины слоя материала.

Н. Е. Пестовым [41] был сконструирован и испытан аппарат для определения сыпучести, позволяющий получать одинаковую степень уплотнения, соответствующую заданной высоте слоя материала. Этот аппарат (рис. 11) представляет цилиндр 1, укрепленный внутри станины на высоте 80 см от пола. Снизу цилиндра укрепляют на фланцах воронку 2. Внутри цилиндра ходит диск, соединенный сверху со штоком 3. Сверху штока имеется переключина 4, к которой на стальных тросах 5 подвешена платформа 6. На платформу ставят гири, вес которых через шток и диск передается насыпанному в цилиндр материалу. Снизу устроен качающийся на оси затвор 7. Для поднятия штока служат блок 8, трос 9 и барабан 10, вращаемый ручкой и запирающийся зашелкой.

Внутренний диаметр цилиндра равен 130 мм, высота 500 мм; диаметр диска 126 мм. Сменные воронки имеют одинаковую высоту 100 мм и следующие параметры:

Диаметр отверстия, мм	Угол раствора, град
60	20
70	16,5
90	11
110	5,5

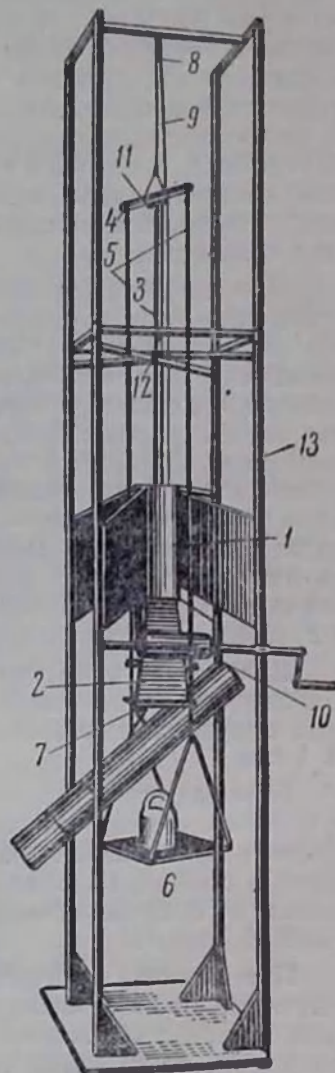


Рис. 11. Прибор для определения сыпучести:  
 1 — цилиндр; 2 — воронка;  
 3 — шток; 4 — переключина;  
 5 — стальные тросы; 6 — платформа; 7 — затвор; 8 — блок; 9 — трос; 10 — барабан; 11 — резиновая прокладка; 12 — шайба; 13 — станина

Чтобы предупредить возможность удара диска о воронку при высыпании материала, на верху штока под переключиной укрепле-

на резиновая прокладка 11, которая при опускании диска и штока ударяется о шайбу 12.

Порядок определения сыпучести следующий. Пробу материала весом 6—9 кг засыпают совком в цилиндр, диск при этом поднят на 85 мм над верхним краем цилиндра. Открыв защелку на барабане, диск спускают на поверхность материала. На платформу 6 накладывают гири такого веса, чтобы получаемое давление соответствовало давлению при заданной высоте слоя материала в натуре. В случае определения сыпучести неуплотненного материала трос с платформой 6 удаляют и материал высыпается через воронку лишь под давлением веса диска со штоком 3, равного 5 кг. Опускание диска со штоком позволяет следить за понижением уровня материала в цилиндре.

При определении сыпучести уплотненного материала после установки гирь вначале следят за опусканием штока, вызванным уплотнением материала и, когда оно прекратится, приступают к определению скорости высыпания. Для этого одновременно с открыванием затвора 7 пускают в ход секундомер. Когда резиновый кружок 11 приблизится к шайбе 12, затвор 7 закрывают и останавливают секундомер. Цилиндр опорожняют не до конца. Высыпавшийся материал стекает по желобу в ведро, вес которого точно известен (при работе без груза — ведро ставят под воронку 2). Материал в ведре взвешивают и вычисляют весовое количество, высыпавшееся за одну секунду. До начала повторной засыпки материала в цилиндр затвор 7 открывают и удаляют остаток материала в цилиндре и воронке от прежнего определения.

Для каждого материала производят от 4 до 10 определений в зависимости от степени расхождения получаемых результатов. Степень сыпучести выражают в килограммах высыпавшегося материала за 1 сек.

Если материал после открывания затвора не высыпается или его высыпание прекращается ранее закрытия затвора, скорость высыпания принимается равной нулю (констатируется сводообразование в цилиндре). Если такое явление произойдет трижды при определении сыпучести какого-либо материала, то дальнейших опытов с ним не делают.

При наличии отдельных зависаний число их выражают в процентах от общего числа определений. До и после опытов определяют влажность каждого образца. Если полученные цифры точно не совпадают, то выводят среднюю влажность для всей серии определений.

Сыпучесть материала оценивают количественно также коэффициентом сыпучести  $k_{сып}$ . Величину этого коэффициента вычисляют по формуле

$$k_{сып} = \frac{1 - \sin \varphi}{1 + \sin \varphi}, \quad (29)$$

где  $\varphi$  — угол естественного откоса материала.

## VII. УГОЛ ЕСТЕСТВЕННОГО ОТКОСА

Углом естественного откоса сыпучего тела называют угол, образованный при сечении откоса материала плоскостью, проведенной перпендикулярно к основанию сыпучего тела и направленной по касательной к его нижней кромке. С величиной этого угла связано условие предельного равновесия частиц на поверхности сыпучего тела.

Угол естественного откоса зависит от хрупкости частиц материала и от его влажности (а также от формы и характера поверхности частиц и удельного веса материала). Поэтому при определении угла естественного откоса необходимо знать степень влажности материала и иметь сведения о крупности его частиц, или о гранулометрическом составе. Простейший способ измерения угла естественного откоса заключается в следующем.

На горизонтальную платформу или на пол ставят жестяной цилиндр без дна: высота цилиндра 1 м (или 1 дм), площадь основания 1 м<sup>2</sup> (или 1 дм<sup>2</sup>). Диаметр цилиндра, следовательно, равен 1,13 м (или 1,13 дм), а объем — 1 м<sup>3</sup> (или 1 дм<sup>3</sup>). В цилиндр насыпают материал, подлежащий испытанию, после чего медленно поднимают цилиндр и измеряют высоту образовавшегося конуса (рис. 12). Объем конуса  $V_{\text{кон}}$  равен

$$V_{\text{кон}} = \frac{1}{3} \frac{\pi d_{\text{кон}}^2}{4} h_{\text{кон}}, \quad (30)$$

где  $d_{\text{кон}}$  — диаметр основания конуса, м (или дм);  
 $h_{\text{кон}}$  — высота конуса, м (или дм).

Вместе с тем, как это следует из рис. 12,

$$d_{\text{кон}} = \frac{2h_{\text{кон}}}{\text{tg } \varphi},$$

где  $\text{tg } \varphi$  — угол естественного откоса.

Приблизленно тангенс угла естественного откоса равен

$$\text{tg } \varphi = \sqrt{h_{\text{кон}}^3}.$$

Другой простейший прибор для определения угла естественного откоса представляет собой ящик с двумя застекленными стенками. Ящик, поставленный на торец, наполняют сыпучим материалом примерно на половину его емкости. При опрокидывании ящика на длинную сто-

рону материал располагается под углом естественного откоса, измеряемым посредством угломера сквозь стеклянную стенку.

Более точное определение угла естественного откоса может быть произведено при помощи угломера. Для этой цели берут пробу материала и примерно 75% его осторожно насыпают на ровную поверхность, защищенную от ветра. Последнюю четверть материала очень медленно и осторожно ссыпают на образовавшуюся кучу с высоты не более 5 мм от вершины.

Смеси, состоящие из частиц разной крупности, часто имеют вогнутые склоны. В этом случае истинный наклон, который подлежит измерению, определяется направлением линии, соединяющей вершину с основанием. Если этот наклон не оди-

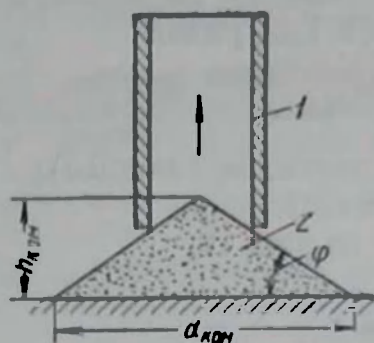


Рис. 12. Способ определения угла естественного откоса:

1 — полый цилиндр; 2 — сыпучий материал

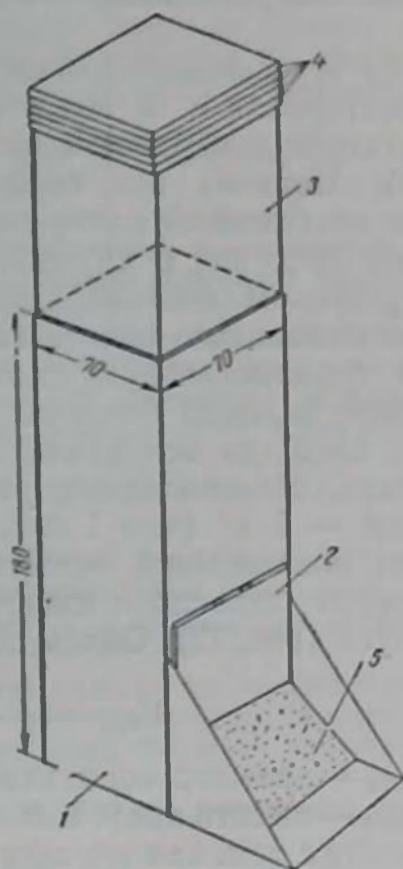


Рис. 13. Прибор для определения угла естественного откоса материала, находящегося под давлением:

1 — корпус прибора; 2 — заслонка; 3 — деревянная пробка; 4 — свинцовые пластинки; 5 — сыпучий материал

наков для разных точек основания, то делают несколько определений угла естественного откоса и выводят по ним среднее арифметическое.

В ряде случаев практики сыпучие материалы образуют откосы после того, как они предварительно были

сдавлены вышележащими слоями. Естественно, что в этих случаях величины углов откоса будут отличаться от углов для свободно насыпанных продуктов.

Для определения углов естественного откоса уплотненных сыпучих материалов служит прибор, изображенный на рис. 13. Методика определения заключается в следующем. В прибор с закрытой нижней дверцей засыпается слой сыпучего материала, а сверху накладывают деревянную пробку и свинцовые пластинки; общий вес накладываемого груза должен соответствовать давлению, под которым находится материал в натуре. Затем дверцу поднимают на определенную высоту и через образующееся отверстие материал частично высыпается под углом, соответствующим углу естественного откоса. Около дверцы предварительно укрепляют миллиметровую бумагу, позволяющую легко определить глубину основания откоса. Зная последнюю, а также высоту подъема дверцы, можно рассчитать тангенс угла откоса, а по тангенсу — определить угол. Для каждого материала делается четыре определения, из результатов которых выводится среднее арифметическое.

### VIII. КОЭФФИЦИЕНТЫ И УГЛЫ ТРЕНИЯ

Коэффициент и угол трения связаны между собой следующей зависимостью

$$K_{\text{тр}} = \text{tg } \psi, \quad (31)$$

где  $K_{\text{тр}}$  — коэффициент трения;

$\psi$  — угол трения.

Различают коэффициенты трения покоя и трения движения.

Величину коэффициента трения покоя обычно определяют с помощью простейшего прибора — трибометра, представляющего собой плоскость скольжения, угол наклона которой к горизонту можно изменять от нуля до  $90^\circ$ . Плоскость скольжения трибометра изготовляется из того материала, во взаимодействии с которым необходимо определить коэффициент трения горной породы. Образец породы помещают на горизонтально лежащую плоскость скольжения, которую затем осторожно поднимают до тех пор, пока начнется скольжение об-

разпа. Угол трения отсчитывается по шкале, которой снабжен трибометр.

Для определения коэффициента трения движения может быть применена установка, изображенная на рис. 14. Она была сконструирована в Днепропетровском горном институте Э. Ф. Эпштейном совместно с Н. В. Пичахчи [55] и использовалась также для измерения износа твердого сплава.

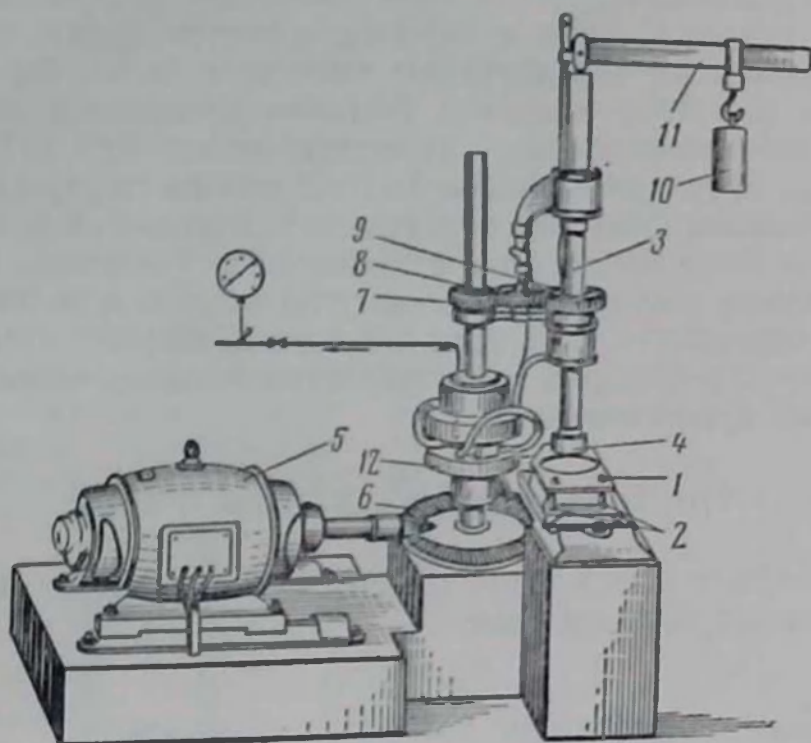


Рис. 14. Установка для определения коэффициента трения движения

Образец породы 1 укрепляется при помощи болтов 2 так, чтобы верхняя плоскость образца была горизонтальна и, следовательно, перпендикулярна к оси вращения шпинделя 3. К нижней части шпинделя привинчен патрон 4, в котором укрепляются испытуемые образцы твердого сплава или другого материала, для которого требуется определить коэффициент трения о породу. Передача вращения патрону от электродвигателя 5 осуществляется через зубчатую передачу 6 и шестерни 7, 8 и 9. Изменение числа оборотов шпинделя осуществляется путем смены шестерен. Величину осевого усилия можно изменять, передвигая груз 10 по рычагу 11. Для замера работы трения в систему введен моментомер 12. Определение коэффициента трения (равно, как и весового износа твердого сплава)



производится при работе в течение 10 мин. Скорость вращения шпинделя в описанной установке составляла 133, 193, 280 об/мин.

Принципиальная схема прибора для определения коэффициентов трения стали об уголь и угля по углю приведена на рис. 15 [52]. Здесь: *A* — рычаг, передающий нормальную нагрузку

*N*; *B* — рычаг, приводящий в движение образец; *C* — верхний образец из стали или из каменного угля; *D* — нижний образец из каменного угля (диаметр 30—40 мм, толщина 5 мм); *E* — опора с коническим прорезом для затяжки образца *D*.

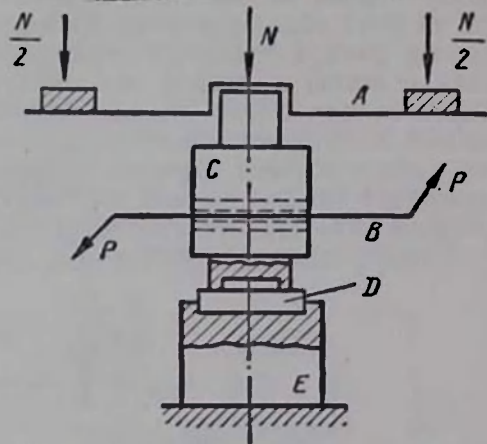


Рис. 15. Принципиальная схема прибора для определения коэффициентов трения стали об уголь и угля по углю

При опытах, описанных в работе [52], нормальное давление на образец *N* составляло

24,4 кг. Нагрузку постепенно увеличивали до момента срыва, что соответствовало наибольшему значению коэффициента трения. Величина усилия *P* (см. рис. 15) отсчитывалась по пружинному динамометру. Значение коэффициента трения, соответствующего моменту срыва, определялось по формуле

$$K_{\text{тр}} = \frac{P}{N}. \quad (32)$$

Было замечено, что «временный» коэффициент трения достигает значения, превышающего отсчет, но «существовал» он очень непродолжительное время — всего 0,1÷0,5 сек.

В лаборатории механических способов разрушения горных пород ИГД им. А. А. Скочинского Л. И. Бароном и Л. Б. Глатманом при участии В. Е. Короткова разработана установка и методика определения коэффициента трения покоя и движения.

На станине настольного сверлильного станка закреплена опорная плита 1 с приваренными к ней корпусом 2 нижней опоры и направляющими стойками 3 (рис. 16). Образцы испытуемой породы в виде кернов, из которых нижний имеет центральное углубление диаметром 10 мм, закрепляются в верхнем 4 и нижнем 5 патронах болтами и зажимными щеками 6. Нижний патрон имеет цилиндриче-

ский хвостовик, входящий в два двухрядных роликовых подшипника, размещенных в корпусе 2. Во избежание влияния неточностей установки образцов верхний патрон связан со шпинделем станка посредством специального самоцентрирующего хомута 7, обеспечивающий постоянный полный контакт трущихся поверхностей. Крутящий момент от шпинделя передается через закрепленный в верхнем патроне образец породы на нижний патрон. К последнему прикреплен шкив 8 с желобом для троса 9, один конец которого заправлен в шкив, а второй соединен с тягой 10, проходящей через направляющие стойки. Между правой стойкой и упором тяги установлена предварительно протарированная пружина 11. При включении станка образец породы, закрепленный в верхнем патроне, поворачивает нижний патрон за счет силы трения на некоторый угол, величина которого отсчитывается по дуговой шкале.

Коэффициент трения  $K_{\text{тр}}$  вычисляется по формуле

$$K_{\text{тр}} = \frac{P}{N} = \frac{Aq \frac{R_1^2}{R_2 r_{\text{ср}}}}{N}. \quad (33)$$

где  $P$  — сила трения, кг;

$N$  — нормальная сила, кг;

$A$  — величина отсчета шкалы, мм;

$q$  — жесткость пружины, кг/мм;

$R_1$  — радиус начальной окружности желоба шкива, мм;

$R_2$  — радиус дуги шкалы, мм;

$r_{\text{ср}}$  — средний радиус керна, равный полусумме радиусов его внешней окружности и внутреннего сверления, мм.

Изменение удельного давления на образцы породы достигается посредством груза 12. Установка позволяет определять коэффициенты трения покоя и движения при удельном давлении до 8—10 кг/см<sup>2</sup>. Коэффициенты трения покоя определяют при выключенном электродвигателе путем поворота вручную шкива 13.

Вычисление коэффициентов трения покоя производится путем осреднения данных по 8—10 замерам, а трения движения — по показаниям, полученным через 5 мин после начала опыта.

Характерно, что фактор времени при определении коэффициентов трения движения практически не сказывается на показаниях в течение часа (более длительных испытаний не производилось).

На описанной установке возможно также определение коэффициентов трения покоя и движения твердого сплава

о породе. Для этого вместо верхнего патрона устанавливается специальный диск с тремя стерженьками из твердого сплава, расположенными по окружности диаметром 25 мм. Суммарная площадь контакта составляет при этом 60 мм<sup>2</sup>.

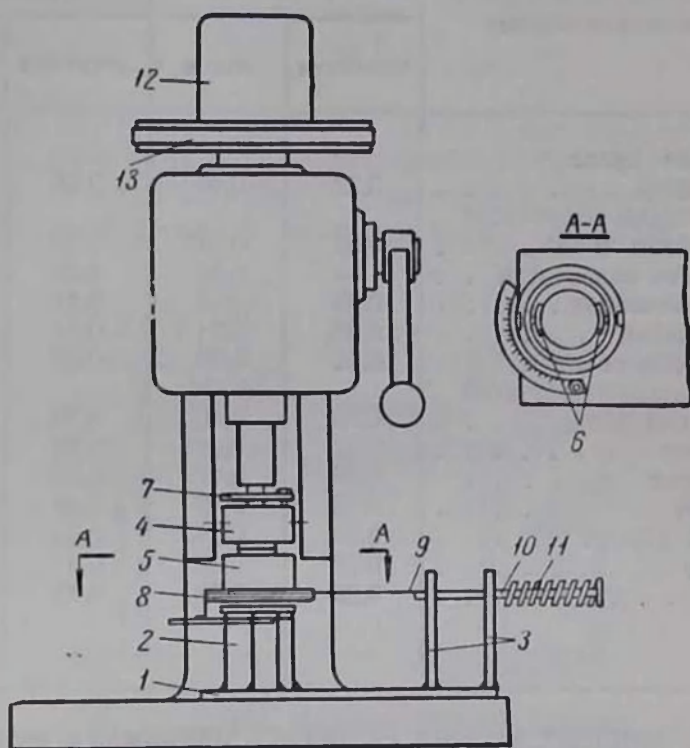


Рис. 16. Установка для определения коэффициентов трения покоя и движения

Условия и методика проведения опыта такие же, как и описанные выше, за исключением величины удельного давления ( $75 \text{ кг/см}^2$ ) и сроков снятия замеров. При определении коэффициентов трения движения замеры производятся трижды через 0,5, 1,0 и 3,0 мин после начала опыта. Величина коэффициента трения определяется как среднее из трех замеров.

В табл. 3 приведены значения коэффициентов трения движения и покоя 14 образцов породы апатитового рудника им. С. М. Кирова. Опыты проводились на кернах диаметром 40 мм при удельном давлении, равном  $3,6 \text{ кг/см}^2$ . В этой же таблице приведены значения коэф-

финиентов трения движения и покоя твердого сплава ВК8 по тем же породам.

Т а б л и ц а 3  
Значение коэффициентов трения

Наименование образца	Коэффициенты трения породы о породу		Коэффициенты трения твердого сплава о породу	
	движения	покоя	движения	покоя
Апатитовая руда:				
пятнистая . . . . .	0,33	0,46	0,33	0,59
линзовидно-полосчатая (богатая зона) . . . . .	0,36	0,54	0,38	0,69
пятнисто-полосчатая . . . . .	—	0,54	0,32	0,56
мелкоблочная . . . . .	0,28	0,48	0,41	0,59
полосчатая . . . . .	0,28	0,51	0,31	0,54
крупноблочная . . . . .	0,23	0,34	0,30	0,48
линзовидно-полосчатая (бедная зона) . . . . .	0,20	0,40	0,29	0,51
сетчатая . . . . .	0,22	0,38	0,56	0,72
Йолит-уртит . . . . .	0,25	0,47	0,50	0,72
Рисчоррит . . . . .	0,15	0,33	0,49	0,67
Сфеновый ийолит . . . . .	0,26	0,38	0,53	0,74
Мончикит . . . . .	0,19	0,38	0,41	0,58
Луяврит . . . . .	0,25	0,53	0,41	0,56

Коэффициент трения сыпучего материала можно определить при помощи прибора [29], изображенного на рис. 17.

Прибор состоит из неподвижного желоба 1, по направляющим которого движется коробка 2, не имеющая дна и соединенная с грузовой чашкой 3 посредством шнура 4, перекинутого через блок 5. На направляющие укладывают полосу из стали, дерева или другого исследуемого материала и на нее устанавливают пустую коробку 2; на чашку 3 укладывают уравновешивающий груз, компенсирующий потери на трение коробки о полосу испытываемого материала. Затем в коробку 2 загружают определенное количество сыпучего материала, поверх которого помещают рамку 6 с прижимными пластинками 7 определенного веса. На чашку 3 постепенно добавляют гири до тех пор, пока коробка 2 не придет в движение.

Нормальные  $\sigma$  и касательные  $\tau$  напряжения, возникающие по плоскости соприкосновения насыпного груза с полосой испытываемого материала, вычисляют по следующим формулам:

$$\sigma = \frac{G_1 + G_2}{S} + h\gamma_n, \text{ кг/см}^2, \quad (34)$$

где  $G_1$  — вес рамки, кг;  
 $G_2$  — вес прижимных планок, кг;  
 $S$  — площадь сечения коробки, см<sup>2</sup>;  
 $h$  — высота слоя сыпучего материала в коробке, см;  
 $\gamma_n$  — насыпной вес сыпучего материала, кг/см<sup>3</sup>;

$$\tau = \frac{G_3(1 - r_{\text{бл}} \sqrt{2})}{S}, \text{ кг/см}^2, \quad (35)$$

где  $G_3$  — вес гирь на чашке 3 (за вычетом веса гирь, компенсирующих собственное сопротивление движению коробки 2 и вращению блока 5), кг;  
 $r_{\text{бл}}$  — коэффициент сопротивления вращению блока.

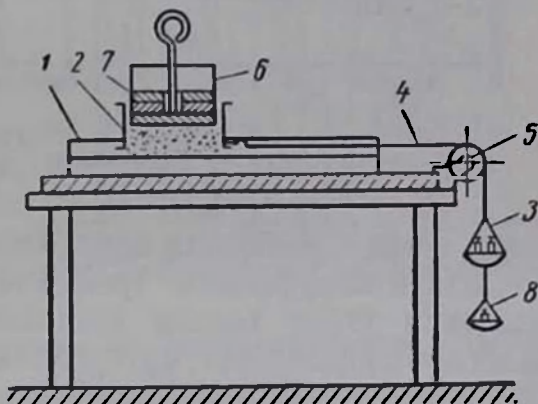


Рис. 17. Схема прибора для определения коэффициента трения сыпучего материала

По полученным значениям  $\sigma$  и  $\tau$  строят график (рис. 18). Тангенс угла наклона этой прямой на графике к оси абсцисс ( $\text{tg } \psi$ ) соответствует среднему значению коэффициента трения насыпного груза об испытуемый материал.

Величина коэффициента, определенного таким образом, соответствует состоянию покоя насыпного груза. Для определения коэффициента трения движения на том же приборе проводятся аналогичные опыты, при которых к чашке 3 (см. рис. 17) подвешивают на тросике дополнительную легкую чашку 8. При этом каретка 2 начинает перемещаться по направляющим под действием суммарного веса гирь на чашках. Вес дополнительных гирь под-

бирают так, чтобы после прикосновения чашки  $\delta$  к полу каретка продолжала бы равномерное движение под действием веса гирь, лежащих на верхней чашке. Таким образом, сумма веса гирь на обеих чашках и собственного веса нижней чашки должна соответствовать силе трения в покое, а вес гирь на одной верхней чашке — силе трения в относительном движении.

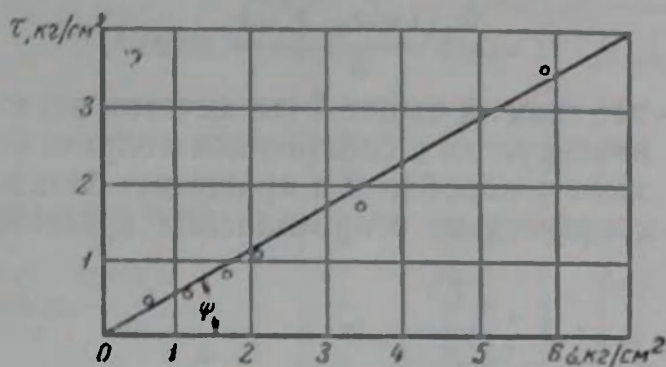


Рис 18. Диаграмма нормальных и касательных напряжений для определения угла и коэффициента трения

Коэффициент трения движения определяется по графикам так же, как и коэффициент трения покоя.

Для определения углов трения кусковой породы разной крупности по различным материалам — дереву, железу, бетону и др. — можно применить установку, сконструированную и успешно испытанную Л. И. Бароном и Е. А. Симоном [6].

Установка представляет собой деревянную конструкцию (рис. 19), состоящую из четырех основных узлов: большого и малого станков, воронки и модели выпускного люка с вращающимся вокруг оси днищем. Днище люка можно поднимать и опускать. Установка снабжена шкалой для измерения углов наклона днища. Большой (наружный) станок состоит из восьми горизонтальных брусьев сечением  $150 \times 150$  мм при длине 2800 мм и четырех вертикальных брусьев такого же сечения длиной 1780 мм. Малый (внутренний) станок состоит из четырех горизонтальных брусьев сечением  $140 \times 140$  мм при длине 1800 мм и четырех вертикальных брусьев такого же сечения длиной 1220 мм. Воронку изготовляют из досок толщиной 50 мм в виде усеченного конуса высотой 870 мм. Длина стороны верхнего основания усеченного конуса равна 1840 мм, нижнего основания — 400 мм. Угол наклона стенок воронки к горизонту  $50^\circ$ . Верхняя часть воронки поддерживается горизонтальными и вспомогательными брусьями большого станка. Нижняя часть воронки опирается на горизонтальные и вспомогательные брусья малого станка. В местах сопряжения брусья дополнительно усиливают распорками. Путем увеличения или уменьшения числа досок и перемещения соответству-

ющих брусьев по их направляющим можно изменять углы наклона стенок воронки и размеры ее нижнего основания. Люк имеет следующие внешние размеры: длина 960 мм, высота 1170 мм, ширина 600 мм. Внутренняя ширина люка 400 мм, днище люка укрепляют на оси, продеваемой через уголки размерами 60 × 60 мм. Последние закрепляют на вертикальных стойках, расположенных сзади. В уголках через 80 мм для оси просверливают отверстия. При моделировании движения по железу на деревянное днище укладывают железный лист толщиной 5 мм. Между люком и воронкой встраивают

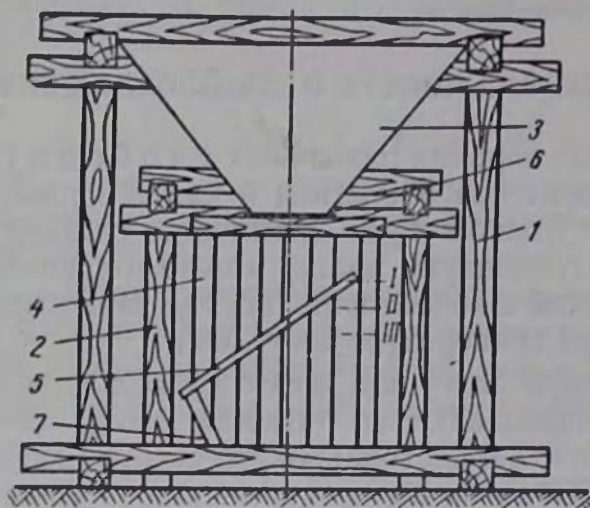


Рис. 19. Экспериментальная установка для определения углов трения кусковатой породы по различным материалам:

1 — большой (наружный) станок; 2 — малый (внутренний) станок; 3 — воронка; 4 — люк; 5 — днище люка; 6 — плоская заслонка; 7 — подпорная стойка

горловину, изготовляемую из брусьев сечением 90 × 90 мм и длиной 800 мм. Длина стороны выпускного квадратного отверстия горловины равна ширине люка (400 мм). Налобником люка служит передний брус горловины. Чтобы предотвратить пересыпание в люк породы из воронки, в горловине предусматривают проем, в который вставляют плоскую заслонку из листового железа толщиной 5 мм. Выдергивание заслонки осуществляют посредством пневматической лебедки, устанавливаемой поблизости. Поднимают и опускают днище при помощи ручного воротка. Трос от воротка пропускают через шкив, закрепляемый на внешней стороне воронки в передней части модели. Породу загружают в воронку небольшой бадьей (емкостью около 40 дм<sup>3</sup>), в которую породу грузят с железного листа, уложенного перед выпускным отверстием модели. Наполненную бадью поднимают вверх пневматической лебедкой. Порция породы на одно определение равна трем бадьям. При проведении опытов под днище модели люка вначале подставляют подпорную стойку так, чтобы днище находилось в горизонтальном положении. Затем в соответствующие пазы проема горловины задвигают горизонтальную заслон-

ку и загружают породу в воронку. После заполнения воронки заслонку постепенно вытягивают при помощи пневматической лебедки. Вслед за этим на днище, на расстоянии 8—10 см от его края, надевают хомут с тросом, прикрепляемым другим концом к ручному воротку. Трос подтягивают и убирают подпорную стойку. Затем днище медленно опускают и по шкале определяют угол трения  $\psi$ , т. е. предельную величину угла наклона днища, при превышении которого только на 30' уже начинается движение породы. Ось, вокруг которой поворачивается днище, при опытах закрепляют в положении II. Среднее значение угла трения  $\psi$  получают в результате двух-трех повторных опытов.

## IX. ВЛАЖНОСТЬ И ВОДОПОГЛОЩЕНИЕ

В горных породах различают свободную влагу, состоящую из поверхностной и капиллярной, и конституционную (химически связанную).

Конституционную влагу можно определить только в химической лаборатории посредством прокаливания навески при температуре 600—700°.

Свободную влагу или весовую влажность чаще всего определяют по разности между начальным весом материала и постоянным его весом, полученным после сушки. Образец породы помещают в бюксу, вес которой устанавливают заранее. Затем определяют вес бюксы вместе с влажным образцом, плотно прикрытым крышкой. Сняв крышку, бюксу помещают в сушильный шкаф, в котором поддерживают постоянную температуру 105—110°. Образец считают высушенным до постоянного веса, если относительное расхождение между двумя последующими взвешиваниями не превышает 1%. Бюксу с высушенным образцом охлаждают в эксикаторе, на дне которого насыпан хлористый кальций, а затем закрывают крышкой и взвешивают после снижения температуры породы до комнатной.

Показатель влажности вычисляют (в процентах от веса абсолютно сухой породы) по формуле

$$W = \frac{G_1 - G_2}{G_2 - G_0} \cdot 100, \% \quad (36)$$

где  $W$  — влажность, %;

$G_1$  — вес бюксы с влажным образцом, г;

$G_2$  — вес бюксы с высушенным образцом, г;

$G_0$  — вес пустой бюксы, г.

Образцы плотных пород можно высушивать, не поме-



шая их в бюксу. В этом случае для подсчета влажности пользуются формулой

$$W = \frac{G_1 - G_2}{G_2} 100, \% . \quad (37)$$

Аналогично определяют влажность щебня и гравия по ГОСТ 8269—56. При этом вес пробы для испытания устанавливают в зависимости от наибольшей крупности:

Наибольшая крупность щебня (гравия), мм	Вес пробы, кг
25	1
40	1,5
70	3
70	10

Ускоренное определение содержания влаги в каменных углях, антрацитах и горючих сланцах регламентировано ГОСТ 6963—55 [21].

Сущность метода заключается в высушивании пробной навески в сушильном шкафу при температуре 130—150° в течение 20 мин для лабораторной пробы и 5 мин — для аналитической пробы и определении получаемой потери в весе.

Лабораторную пробу (размер частиц 0—3 мм) весом не менее 500 г, не открывая банки, тщательно перемешивают, переворачивая банку в различных направлениях, после чего открывают ее и на разной глубине из трех-пяти точек берут ложечкой в предварительно взвешенные стаканчики навески по  $10 \pm 1,0$  г, закрывают стаканчики крышками и взвешивают. Далее стаканчики с навесками ставят на предварительно нагретую в сушильном шкафу перфорированную металлическую пластинку, снимают со стаканчиков крышки и кладут их также на пластинку. Последнюю вместе со стаканчиками и крышками, помещают в сушильный шкаф, нагретый (при полностью открытых вентиляционных заслонках) до 160—165°. При помещении в шкаф пластинки температура в нем не должна падать ниже 130°. Навески сушат в течение 20 мин при температуре не выше 150°. В шкаф одновременно устанавливают не более 6 стаканчиков с навесками. При этом часть отверстий полки шкафа и перфорированной пластинки должна оставаться незакрытой. В процессе сушки нельзя открывать дверцы шкафа и сушить в одном шкафу навески одновременно для определения влаги аналитической  $W^a$  и рабочей  $W^p$ .

По окончании высушивания пластинку со стаканчиками вынимают из шкафа, переносят стаканчики на другую пластинку, закрывают крышками, охлаждают на воздухе в течение 2—3 мин, а затем в эксикаторе до комнатной температуры и взвешивают. Все взвешивания должны производиться с точностью до 0,001 г. Аналитическую пробу (размер частиц 0—0,2 мм) готовят в соответствии с пп. 3 и 4 ГОСТ 6963—55; затем пробу перемешивают в открытой банке шпателем или ложечкой по возможности на полную глубину и берут на разной глубине из двух-трех точек навески по  $1 \pm 0,1$  г. Навески помещают в предварительно взвешенные стаканчики, закрывают стаканчики крышками и взвешивают. Определение содержания влаги производят далее в основном так, как это описано выше, но со следующими изменениями: в шкаф устанавливают одновременно не более 20 стаканчиков с навесками; высушивание производят в течение 5 мин; все взвешивания производят с точностью до 0,0002 г.

Расчет содержания влаги производят по формуле

$$W = \frac{G_1}{G} \cdot 100, \quad \%, \quad (38)$$

где  $W$  — влажность, %;

$G_1$  — убыль в весе при высушивании навески, г;

$G$  — величина навески, г.

Вычисления ведут с точностью до 0,01%, а окончательный результат округляют до десятых долей процента. Определение содержания влаги производят параллельно по двум навескам. При этом расхождение между результатами не должно превышать:

а) при определении в одной лаборатории — 0,4% для влаги рабочей и лабораторной и 0,3% для влаги аналитической;

б) при определении в разных лабораториях — 0,5% для влаги рабочей или лабораторной в дубликатах одной пробы.

Если расхождения превышают допускаемые, производят третье определение и принимают среднее арифметическое двух наиболее близких результатов (в пределах допускаемых расхождений). Если результат третьего определения находится в пределах допускаемых расхождений по отношению к каждому из двух предыдущих

опытов, то за результат анализа принимают среднее из трех определений.

Примерно аналогичный порядок проведения обычных испытаний на влажность углей, антрацитов и горючих сланцев регламентирован ГОСТ 6379—52 [19].

Водопоглощение естественных каменных материалов определяют согласно ГОСТ 7025—54 [22], 5219—50 [18] и 8269—56 [24]. Количественно оно характеризуется соотношением (в процентах) между весом воды, поглощенной в установленный срок полностью погруженным в воду образцом при атмосферном давлении, и весом образца, высушенным до постоянного веса. Постоянным считают вес образца, при котором разница между результатами двух последовательных взвешиваний после высушивания не будет превышать точности взвешивания (0,2%). Взвешивание образцов производят после их остывания на воздухе в закрытом помещении. Время между предыдущими и последующим взвешиваниями должно быть не менее 3 ч.

Для определения водопоглощения применяют образцы в виде кубиков с ребрами размером 70 мм или в виде цилиндров диаметром и высотой 70 мм. Однако допускаются также образцы в виде цилиндра диаметром и высотой 50 мм и образцы неправильной формы весом не менее 200 г. Для испытаний обычно берут три образца. До постоянного веса их высушивают в сушильном шкафу при температуре 105—110°.

Насыщение образцов производят одним из двух способов: в воде с температурой  $20 \pm 5^\circ$  или в кипящей воде.

В первом случае высушенные до постоянного веса образцы укладывают в сосуд с водой в один ряд на подкладки. При этом уровень воды в сосуде должен быть выше верха образцов не менее чем на 2 см. В таком положении образцы выдерживают в течение 48 ч. После этого их вынимают из сосуда, немедленно обтирают влажной мягкой тканью и каждый образец взвешивают. Вес воды, вытекшей из пор образца на чашку весов, должен включаться в вес насыщенного водой образца.

Водопоглощение образца (в процентах по весу) вычисляют по формуле

$$W = \frac{G_1 - G}{G} 100, \%, \quad (39)$$

где  $G$  — вес образца, высушенного до постоянного веса, г;

$G_1$  — вес образца, насыщенного водой, г.

При определении водопоглощения с насыщением в кипящей воде, поступают следующим образом. Высушенные до постоянного веса образцы погружают в сосуд с водой так, чтобы уровень воды в сосуде был выше уровня верха образцов не менее чем на 2 см, и нагревают воду до кипения. Сосуд должен быть снабжен решеткой для обеспечения свободной циркуляции воды между образцами и дном сосуда. В кипящей воде образцы выдерживают в течение 4 ч, после чего их охлаждают до температуры 20—30° путем доливания в сосуд холодной воды не менее двух раз и выдерживания в воде указанной температуры в течение 1 ч или путем естественного остывания воды в сосуде. Затем образцы вынимают, немедленно обтирают их влажной мягкой тканью и взвешивают. Вес воды, вытекшей из пор на чашку весов, включается в вес насыщенного водой образца. Расчет величины водопоглощения (в процентах по весу) производится по формуле (38).

Окончательный результат вычисляют как среднее арифметическое по данным определения водопоглощения для трех образцов.

По ГОСТ 5219—50 определение водопоглощения производят следующим образом; 6 образцов размером 50 × 50 × 50 мм, предназначенных для испытания на прочность в насыщенном водой состоянии, или 12 кусков неправильной, но приблизительно кубовидной формы (ребро 4—6 см) весом каждый 250—500 г предварительно высушивают до постоянного веса и взвешивают. После этого образцы устанавливают на дно сосуда, который наполняют водой таким образом, чтобы ее уровень соответствовал  $\frac{1}{3}$  высоты образца: через 8 ч доливают воду до  $\frac{2}{3}$  высоты образца и еще через 16 ч настолько, чтобы уровень воды был на 0,5—1 см выше образца. В таком положении (под водой) образцы выдерживают в течение 24 ч, после чего их вынимают, обтирают влажной тряпкой и вновь взвешивают. Рассчитывают величину водопоглощения (в процентах по весу) по формуле (38). За окончательный результат принимают среднее арифметическое показателей водопоглощения всех испытанных образцов партии.

Кроме описанных вариантов способа так называемого «свободного насыщения» применяют также «принудительное насыщение» [28], которое заключается в следующем. Образцы размером  $2 \times 3 \times 5$  см сначала насыщают водой в течение 4—6 ч при вакууме, равном 150 мм рт. ст., а затем подвергают насыщению водой при гидростатическом давлении в 150 атм в течение 24 ч. Отношение показателей объемного свободного насыщения к объемному принудительному насыщению характеризует соотношение объемов открытых и закрытых пор. Этот показатель называют коэффициентом насыщения. Величина его имеет важное значение для определения действия замерзающей воды на камень и соответственно для оценки морозостойкости последнего.

## Х. ВОДО- И ГАЗОПРОНИЦАЕМОСТЬ

Под водо- и газопроницаемостью пористой среды, в частности горной породы, подразумевается способность ее пропускать через себя воду (жидкость) или газ при данном перепаде давления. Определение водо- и газопроницаемости горных пород производится при помощи специальных приборов — периметров.

В зависимости от того, предусматривается определение проницаемости породы газом (жидкостью) при высоком давлении или при низком, аппараты имеют различное конструктивное оформление, мало чем отличаясь один от другого по принципу действия.

Общий вид одного из таких приборов, предназначенного для определения проницаемости горных пород жидкостью, представлен на рис. 20. Прибор состоит из монжуса 1, игольчатых вентиляей 2 и 3, пружинных манометров 4 и 5, ртутного манометра 6, зажима для образца 7, вентиля 8, стеклянного крана 9 и мензурки 10.

Устройство для зажима образцов (рис. 21) состоит из двух колпаков 1, двух откидных болтов 2 с барашками, конического патрона 3 для заделки образца, сетки 4 и резиновых прокладок 5. Образец плотно укрепляют в патроне специальным сплавом (Вуда, типографским, баббитов) или особой замазкой (воском, парафином, сургучом, смолой, асфальтом, Менделеевской замазкой, смесью из боя грамафонных пластинок и канифоли). Сетку 4 устанавливают в патрон 3 при определении проницаемости рыхлых пород.

Перед определением в приборе создают вакуум посредством водоструйного или вакуумного насоса, присоединяемого к игольчатым вентилям 2 и 3 (см. рис. 20). При этом кран 9 и ventиль 8 должны

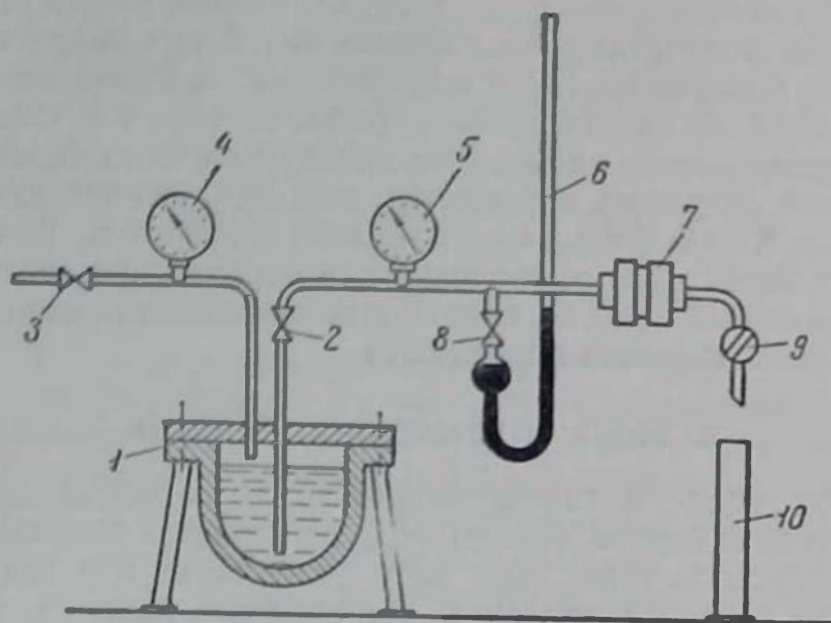


Рис. 20. Прибор для определения водопроницаемости кернов

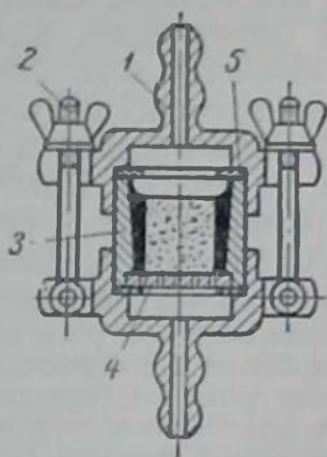


Рис. 21. Устройство для зажима образцов

быть перекрыты, а вентиль 2 — открыт. Необходимость перекрытия крана 9 и вентиля 8 вызывается тем, что при открытом кране 9 атмосферный воздух будет поступать в установку, а при открытом вентиле 8 ртуть начнет поступать из манометра 6 в манжус 1. Продолжительность отсоса воздуха для создания вакуума должна составлять не менее 1 ч. По истечении этого времени насос отключают и производят постепенное насыщение исследуемого образца водой при атмосферном давлении. Затем игольчатый вентиль 3 соединяют с воздушным баллоном или с воздухопроводной линией и производят определение проницаемости образца. Расход воды при этом измеряют градуированным цилиндром и секундомером.

Образец породы предварительно должен быть высушен до постоянного веса.

Установлено, что чем больше размеры образца, тем точнее и ближе к действительности получаемые результаты.

Ф. И. Котяхов, Б. Ф. Ремпев и Н. П. Буторин [35] установили, что на точность измерения проницаемости большее влияние оказывает длина образца и меньшее — его диаметр. При длине образца 30 мм влияние величины его диаметра практически уже не сказывается. Поэтому длина образца должна быть не менее 30 мм.

Из пород, отличающихся сильно выраженным напластованием, изготавливают два образца (один — вдоль, а другой — поперек напластования) и производят определение проницаемости раздельно.

Методы определения газопроницаемости ископаемых углей рассматриваются в специальных работах; разработаны методы как для углей, находящихся в свободном состоянии [25, 27, 37], так и для углей под давлением [48, 54].

---

## Раздел второй

# МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД

### XI. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

В данном разделе книги рассматриваются методы определения характеристик прочностных свойств горных пород (в том числе их твердости и абразивности), а также характеристик упругости и пластичности.

Под основными прочностными характеристиками твердых тел принято понимать значения их временного сопротивления элементарным видам напряжений — сжатию, растяжению, сдвигу, изгибу. Методики экспериментального определения этих характеристик для горных пород изложены в четырех первых частях.

Известно, что показатели сопротивляемости горных пород элементарным видам напряжений не удается непосредственно использовать в практических расчетах по горной технологии, как это общепринято во многих отраслях техники. В то же время показатели временного сопротивления элементарным видам напряжений позволяют дать общую характеристику поведения горной породы при механических воздействиях и приближенно оценить количественно степень ее крепости, что имеет в горном деле очень большое практическое значение. Не требуется специально доказывать большую ценность таких показателей в научном отношении.

В соответствии с общим профилем книги главное внимание при отборе и изложении методов определения прочностных характеристик горных пород уделено прикладной стороне вопроса. По этой причине включен ряд



несомненно приближенных, но весьма простых и вполне доступных методик, представляющих в данном отношении большой практический интерес. Всюду, где это оказалось возможным, приводятся не только лабораторные, но и производственные методики, позволяющие определять искомые прочностные характеристики не на лабораторных образцах, а в массиве, прямо на месте залегания. В разделе излагаются методы испытаний на одноосное сжатие (раздавливание), как известно, являющееся в настоящее время практически главным способом установления коэффициентов крепости горных пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова (XII). Наряду со стандартными методиками, предусмотренными действующими ГОСТами для некоторых видов строительных материалов, здесь приведены наиболее доступные методики определения прочности на раздавливание путем испытаний на кернах малого диаметра, получаемых при эксплуатационной разведке, и, наконец, на образцах неправильной формы. Два последних способа в наибольшей степени отвечают условиям массового применения для решения задач горной технологии (разрушения горных пород).

Следует отметить, что единых, унифицированных параметров испытаний на раздавливание пока не выработано. Приводимые в тексте параметры и рекомендации основываются на тех результатах, которые представляются наиболее приемлемыми в свете сопоставлений с данными производственного опыта. В то же время встречаются отдельные противоречия (в частности, по вопросу о влиянии масштабного фактора), выяснить и разрешить которые можно будет только по накоплению достаточного экспериментального материала в ходе дальнейших исследований.

Методы испытаний на всестороннее сжатие в книге не освещаются, поскольку использование этих сложных способов для целей оценки прочностных свойств горных пород применительно к задачам горной технологии не оправдывается получаемыми результатами.

Далее (XIII и XIV) рассмотрены испытания на растяжение и на сдвиг (скалывание). Известно, что характеристики временного сопротивления горных пород этим видам напряжений и особенно растяжению отличаются наименьшей стабильностью (на-

большой вариацией). Выяснение их достоверных значений для горных пород представляет большие трудности. Однако для разработки теории процессов разрушения знание таких характеристик представляет несомненно большой интерес. При изложении обращено внимание на освещение методических вопросов проведения соответствующих испытаний, причем авторы стремились по возможности использовать полезный опыт исследований прочности металлов. Это относится, в частности, к выбору формы и способа закрепления, а соответственно, и изготовления образцов, что представляет главные трудности при определении временного сопротивления горных пород растяжению. Рассмотрены различные формы и способы, применявшиеся в практике исследований и отмечены их преимущества и недостатки. Освещены отдельные новые методики, хотя и не прошедшие широкой проверки, но являющиеся перспективными и полезными для дальнейшего развития исследований в этой сложной области. Большой интерес среди них представляет определение параметров прочности целых участков массива, что весьма важно для оценки сопротивляемости породы взрывной отбойке, когда одновременно подвергается разрушающему воздействию значительный объем массива.

Кратко освещена техника проведения испытаний на изгиб, применяемых в практике исследований горных пород относительно редко (XV).

Определение значений модуля упругости и коэффициента Пуассона (XVI), а также паспорта прочности и показателей пластичности и хрупкости горных пород (XVII) необходимо для общей оценки поведения пород под воздействием механических нагрузок, и изучение их представляет на современном этапе разработки теории разрушения горных пород несомненно большой интерес. В соответствии с профилем книги, как справочного пособия, основное внимание уделено методам экспериментального определения деформаций горных пород при различных видах испытаний, что представляет известную трудность в связи с малой величиной этих деформаций даже при весьма больших нагрузках (для крепких пород). Общие же вопросы оценки свойств пород по результатам испытаний даны лишь в самом кратком изложении.

Ниже рассмотрены методики измерения статической (XVIII) и динамической (XIX) твердости (т.е. сопротивления горных пород внедрению инструмента при статическом и при динамическом способах воздействия), а также контактной прочности. Наряду с методами, специально разработанными для горнотехнических условий и, в частности, для определения твердости пород непосредственно в забое, приведены способы, получившие распространение в практике исследований металлов, но могущие быть использованными и для горных пород.

В заключение данного раздела книги (XX) рассмотрена абразивность горных пород. Применительно к задачам горной технологии, этот вопрос исследован пока мало. В тексте даются, в числе других, две методики, разработанные в последние годы: одна, более точная (но в то же время и более сложная), — для детальных лабораторных исследований, другая — для массового применения, позволяющая, как показала проверка на большом практическом материале, получать характеристики абразивности, вполне пригодные для инженерных расчетов по вопросам горной технологии. Первая из этих методик разработана в институте нефти АН СССР, вторая — в Институте горного дела им. А. А. Скочинского. Приведены также краткие данные о методиках, примененных за рубежом.

## ХИ. ВРЕМЕННОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ СЖАТИЮ (РАЗДАВЛИВАНИЮ)

Испытания на одноосное сжатие (раздавливание) являются в настоящее время наиболее распространенным лабораторным методом общей оценки прочностных свойств горных пород в особенности в связи с экспериментальным определением коэффициентов их крепости. Критерием прочности, определяемым при этих испытаниях, является временное сопротивление одноосному сжатию (раздавливанию), т.е. максимальная величина сжимающего напряжения, испытываемая горной породой в момент разрушения образца. Этот показатель называют также пределом прочности на одноосное сжатие (раздавливание).

Несмотря на то, что испытания на раздавливание

представляют наиболее распространенный способ механических испытаний горных пород и правила проведения их для некоторых ископаемых регламентированы стандартом, единой общей методики определения предела прочности на раздавливание для горных пород, к сожалению, еще не разработано.

По ГОСТ 8269—56 [25] для установления временного сопротивления раздавливанию щебня и гравия необходимо из пробы горной породы, представленной монолитным куском или керном, вырезать при помощи бурильного или камнерезного станка три образца в виде либо цилиндра диаметром и высотой 50 мм, либо куба с ребром 50 мм. Для неоднородных неплотнокристаллических осадочных пород число образцов должно быть увеличено до шести.

Испытания проводят на гидравлическом прессе. Грани образцов, к которым прикладывается нагрузка прессы, обрабатывают на шлифовальном станке (круге), обеспечивая их параллельность. Правильность формы образцов проверяют стальным угольником. При нагружении образца давление повышают на 5—10 кг/см<sup>2</sup> в секунду. Предел прочности вычисляют с точностью до 10 кг/см<sup>2</sup>, принимая его как среднее арифметическое результатов испытаний всех образцов данной группы.

По ГОСТ 8462—57 [24] для определения прочности на одноосное сжатие камней из известняка-ракушечника и из легких горелых пород требуется испытывать не менее 10 образцов. При этом для камней с водопоглощением 15% и более (см. IX) длина ребер кубических образцов или диаметр и высота кернов должны быть равны 70 мм, а для камней с водопоглощением менее 15% — 50 мм. В то же время допускается проведение испытаний на образцах цилиндрической формы (кернах) диаметром и высотой до 100 мм и на образцах кубической формы с длиной ребер до 150 мм. Подготовленные образцы должны выдерживаться перед испытанием в течение 3—4 суток в закрытом помещении при температуре воздуха  $15 \pm 5^\circ$ .

По ГОСТ 5219—50 [23] определение предела прочности на сжатие требуется производить на 6 образцах кубической формы размером 50×50×50 мм. Нагрузка на образец при испытании должна возрастать непрерывно

и равномерно со скоростью  $3 \text{ кг/см}^2$  в 1 сек до разрушения образца.

В связи с изменчивостью механических свойств углей различных марок, а также из-за непостоянства условий испытаний, значения пределов прочности на сжатие варьируют в широких пределах.

Так, предел прочности на сжатие для различных марок углей изменяется от  $10 \text{ кг/см}^2$  для коксовых марок до  $349 \text{ кг/см}^2$  у антрацитов. Имеющиеся зарубежные данные о пределе прочности углей на сжатие показывают изменение  $R_{сж}$  от 34 до  $600 \text{ кг/см}^2$ . Выполнен ряд экспериментальных работ по изучению влияния формы и размеров образцов (так называемый масштабный фактор) на величину получаемого показателя временного сопротивления раздавливанию. Установлено, что значения этого показателя для образцов кубической формы разных размеров и призматических или цилиндрических образцов с различными соотношениями между высотой и длиной стороны или диаметром основания, изготовленных из одной и той же породы, получаются существенно разные.

По вопросу о влиянии размеров образцов существуют различные взгляды: по одним данным с ростом размеров предел прочности на раздавливание уменьшается, по другим — увеличивается.

Так, по ГОСТ 8462—57 результаты, полученные при испытаниях образцов кубической формы из известняка-ракушечника, предлагается для определения действительного временного сопротивления раздавливанию умножать на следующие поправочные коэффициенты.

Длина ребра образца, мм	Поправочный коэффициент
100	0,85
150	0,90
200	1,00

Л. И. Бароном для вычисления предела прочности раздавливанию кернов разного диаметра получена на основе обработки результатов экспериментов следующая приближенная формула [5]:

$$R_{сж_2} = R_{сж_1} \sqrt[3]{\frac{d_2}{d_1}}$$

где  $R_{сж_1}$  — временное сопротивление раздавливанию образца породы диаметром  $d_1$  и высотой  $h_1 = d_1$ ;

$R_{сж_2}$  — временное сопротивление раздавливанию образца той же породы диаметром  $d_2$  и высотой  $h_2 = d_2$ .

Формула основана на данных испытаний однородных образцов разных размеров диаметром до 5 см при постоянном отношении  $\frac{d}{h} = 1$ . Правильность этой формулы в интервале диаметром от 5 до 20 см подтвердили данные румынского исследователя проф. М. Стаматю [105].

Исследования показывают, что влияние размеров кубических или цилиндрических образцов с высотой, равной диаметру, сказывается на величине временного сопротивления раздавливанию лишь до некоторых пределов, после которых получаемые при экспериментах значения этого показателя остаются примерно постоянными. Величина этих пределов для разных горных пород пока недостаточно выяснена, но отмеченный общий характер зависимости можно считать достоверным.

При испытании образцов, у которых высота  $h$  не равна длине стороны или диаметру основания  $d$ , наблюдается закономерное снижение временного сопротивления раздавливанию по мере уменьшения величины соотношения  $\frac{d}{h}$  (т. е. по мере возрастания относительной высоты образцов). Эта зависимость приближенно может быть выражена следующей формулой [11]:

$$R_{сж} = \sigma_0 + 1000 K_h \frac{d}{h}, \text{ кг/см}^2, \quad (40)$$

где  $R_{сж}$  — временное сопротивление раздавливанию, кг/см<sup>2</sup>;

$\sigma_0$  и  $K_h$  — постоянные величины, значения которых возрастают с увеличением крепости пород (табл. 4).

Экспериментальные данные о влиянии масштабного фактора имеются в работах [2, 12, 19, 20, 47, 72, 77; 83, 103]. В ряде случаев они носят противоречивый характер.

Приведенные методики и приближенные расчетные формулы относятся к испытаниям на одноосное сжатие без применения эластичных прокладок между торцами образца и пуансонами пресса. При таком способе испытаний, имеющем наибольшее распространение, по тор-

Таблица 4

Значения  $\sigma_0$  и  $K_h$  для некоторых горных пород

Горная порода	Временное сопротивление <sup>0</sup> , кг/см <sup>2</sup>	$\sigma_0$ , кг/см <sup>2</sup>	$K_h$
Гипс . . . . .	180	160	0,08
Белая каменная соль . . . . .	230	70	0,20
Сильвинит . . . . .	290	100	0,24
Каменная соль . . . . .	400	220	0,27
Порода рудника К . . . . .	—	800	0,30
Апатитовая руда . . . . .	—	750	0,68
Крепкие породы типа диабазов .	1300—1500	900	0,67
Железистый кварцит . . . . .	3600	2600	0,95

\* Раздавливание образцов диаметром 30—40 мм при  $\frac{d}{h} = 1$ .

цам образца возникают большие усилия трения, препятствующие свободному расширению материала в стороны под действием сжимающей нагрузки. Это явление устраняется в случае применения между торцами образца и пуансонами пресса прокладок из более податливого материала, например из картона, свинца, парафина и т. п. Коэффициенты поперечного расширения прокладки и испытуемого образца должны быть близкими, в противном случае наличие прокладок будет вызывать дополнительные напряжения.

Наличие прокладок оказывает существенное влияние на результаты испытания — снижает величину временного сопротивления и изменяет характер влияния масштабного фактора.

Харьковский механико-машиностроительный институт испытал на сжатие образцы песчаника со смазанными парафином плоскостями и со свинцовыми прокладками. При смазке парафином разрушающая нагрузка составляла 62% от таковой при отсутствии смазки и прокладок, а при свинцовых прокладках — 35% от разрушающей нагрузки при отсутствии прокладок [39]. Г. В. Карпенко при испытании на сжатие углей с парафиновой смазкой получено снижение прочности в два с лишним раза по сравнению с непарафинированными образцами [41].

На рис. 22 показаны полученные Г. Н. Кузнецовым

[47] зависимости предела прочности на раздавливание образцов каменной соли от величины соотношения  $h:d$ . За 100% принят предел прочности кубика (соотношение  $h:d=1$ ) при раздавливании его без смазки. Из графика видно, что с увеличением отношения  $h:d$  для образцов без смазки прочность уменьшается, а при наличии парафиновой смазки, наоборот, увеличивается. Аналогичные зависимости были получены также Г. И. Ширко [83]

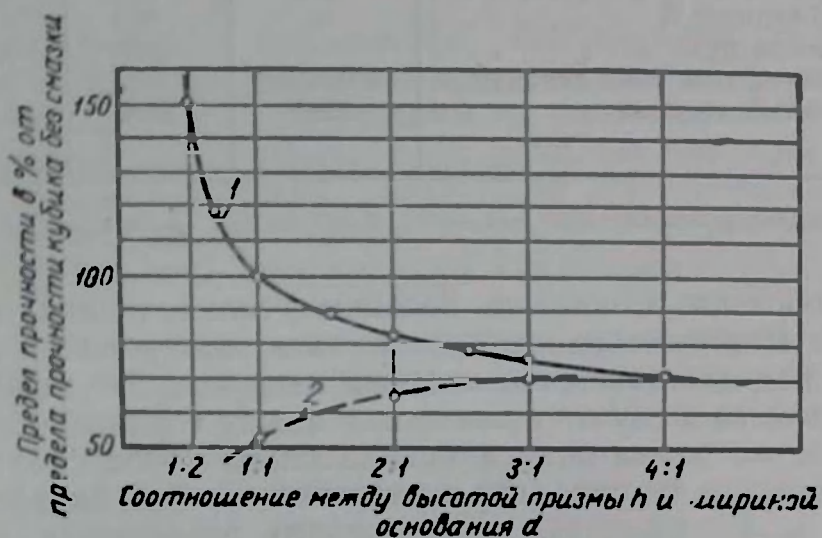


Рис. 22. Зависимость предела прочности образцов каменной соли от величины соотношения  $\frac{h}{a}$  при испытаниях без смазки (1) и со смазкой парафином (2)

Для воспроизведения равномерного сжатия в цилиндрических образцах части испытательной машины в месте касания с цилиндрическим образцом и торцы образца в некоторых лабораториях обрабатывают на конус с углом наклона  $\alpha$ , равным углу трения.

Применение эластичных прокладок, а тем более изготовление образцов с конусными выемками на торцах усложняют проведение испытаний. Поскольку применительно к задачам горнотехнологического характера показатели временного сопротивления раздавливанию, получаемые путем испытаний образцов, все равно являются в большой мере условными (относительными), применение упомянутых усложненных методик нельзя считать оправданным.



Исследованиями установлено, что предел прочности на одноосное сжатие в значительной степени зависит от направления сжимающей нагрузки по отношению к напластованию породы. Согласно данным, полученным Г. И. Ширко [83] (рис. 23), для большинства испытывав-

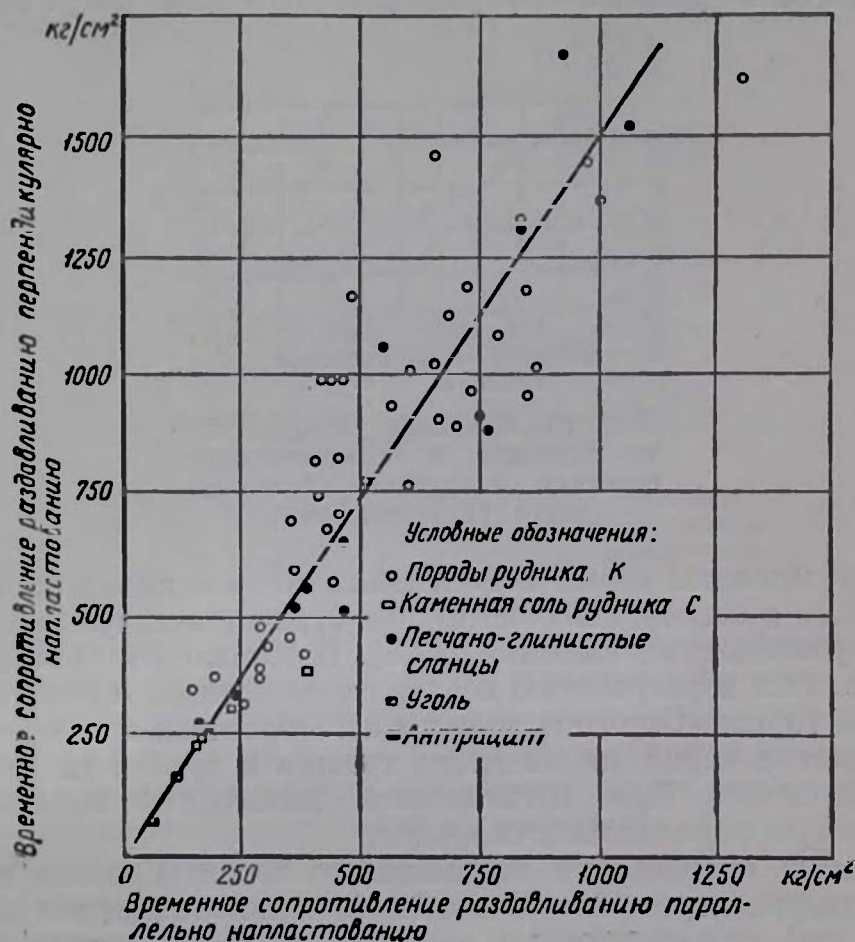


Рис. 23. Соотношение между показателями временного сопротивления одноосному сжатию при испытании параллельно и перпендикулярно напластованию

шихся пород предел прочности на одноосное сжатие при испытании перпендикулярно напластованию превышал соответствующий показатель при испытании параллельно напластованию в среднем в полтора раза.

Близкая величина того же соотношения (превышение в 1,5—1,7 раза) была получена (Л. И. Бароном и М. Д.

Фугзаном) при обработке результатов испытаний руд и пород апатитового рудника им. С. М. Кирова.

Главную трудность для массового применения испытаний на раздавливание, являющихся основой для установления значений коэффициента крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова, представляет изготовление образцов правильной формы. Для этой цели могут быть



Рис. 24. Изменение коэффициента вариации в зависимости от величины временного сопротивления раздавливанию

использованы керны относительно малого диаметра (от 20 мм и более), получаемые при бурении эксплуатационно-разведочных скважин [4, 5]. Изготовление образцов сводится к разрезанию кернов со шлифовкой и полировкой торцов. Образцы должны изготавливаться из цельных участков керна, не имеющих трещин и других видимых нарушений. При изготовлении необходимо соблюсти строгую параллельность торцов.

Для определения необходимого числа образцов при диаметре кернов 22—32 мм (из скважин диаметром 36—46 мм) можно исходить из значений коэффициента вариации (рис. 24). Этот график был получен [3] на основании обобщения результатов большого числа экспериментов и хорошо подтвердился данными более поздних испытаний образцов горных пород 30 металлических рудников Советского Союза [7]. С ростом абсолютного значения временного сопротивления раздавливанию коэффициент вариации закономерно снижается.

С увеличением диаметра кернов (площади поперечного сечения образцов) коэффициент вариации результатов испытаний, как правило, снижается. Примерный

график этой зависимости приведен на рис. 25 [7]. Следует отметить, что с возрастанием диаметра кернов сверх 32 мм (площадь поперечного сечения около 8 см<sup>2</sup>) снижение коэффициента вариации существенно замедляется. В дальнейшем график будет, по-видимому, еще более пологим. Отсюда можно сделать вывод, что при-

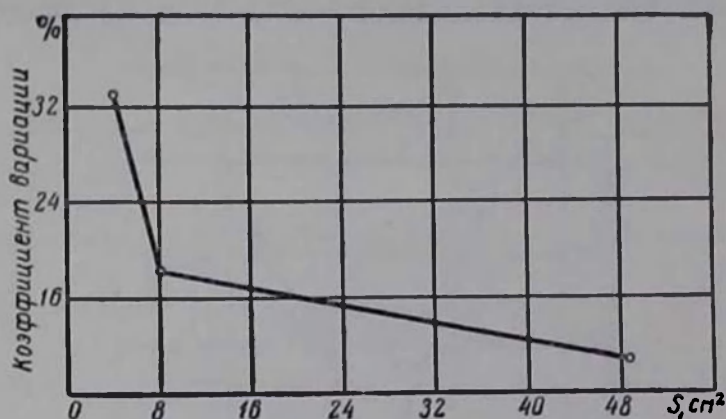


Рис. 25. Изменение коэффициента вариации показателей временного сопротивления раздавливанию в зависимости от площади поперечного сечения образцов

менение для испытаний образцов крупных размеров, требующее значительной мощности прессов, дает относительно небольшое повышение точности результатов. Такого же эффекта в отношении точности можно более просто достигнуть путем увеличения числа испытываемых образцов без увеличения их размеров.

Высоту образцов, изготавливаемых из кернов, целесообразно принимать (применительно к определению коэффициентов крепости горных пород) равной их диаметру (относительные отклонения не должны превышать  $\pm 10\%$ ). Специальное исследование [2] показало, что при соотношении высоты образца  $h$  к его диаметру  $d$ , равном единице, коэффициент вариации имеет минимальное значение. График зависимости, полученной при испытании более 700 образцов кернов диаметром 22—32 мм, приведен на рис. 26. Некоторое снижение крайней правой точки на этом графике объясняется тем, что коэффициент вариации в данном случае был подсчитан по сравнительно малому числу имевшихся образцов (число

образцов обозначают цифры, стоящие у каждой из точек).

Образцы при испытаниях доводят до разрушения за одно нагружение. Скорость подачи плунжера при всех опытах должна быть одинаковой. По индикатору отмечают максимальную нагрузку, которую выдерживал образец, и по ней затем вычисляют величину временного сопротивления раздавливанию. Значение нагрузки, при

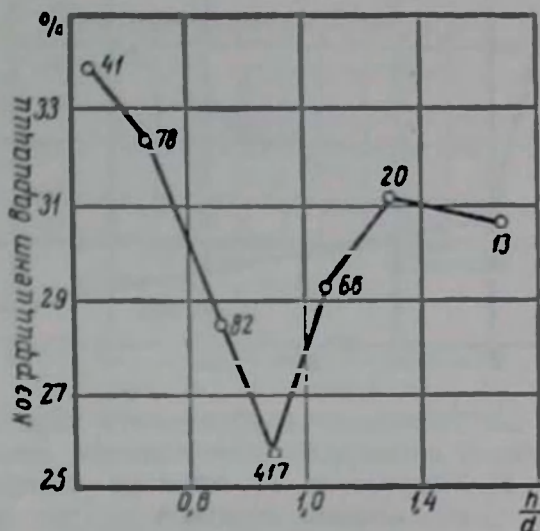


Рис. 26. Изменение коэффициента вариации в зависимости от величины соотношения между высотой образца  $h$  и его диаметром  $d$

которой в образце появляется первая трещина, часто бывает значительно ниже максимальной нагрузки и исходной величиной для определения предела прочности при испытаниях на раздавливание горных пород служить не может [4].

Наиболее простым и в то же время пригодным для массовых испытаний горных пород с целью определения коэффициентов их крепости является разработанный В. С. Вобликовым и М. М. Протодьяконовым младшим в ИГД им. А. А. Скочинского метод определения временного сопротивления раздавливанию на образцах неправильной формы<sup>1</sup>. Совещание по методам определе-

<sup>1</sup> Получаемый в результате испытания показатель представляет обобщенную характеристику сопротивляемости породы разрушению, более близкую по своей природе не к временному сопротивлению одноосному сжатию, а к прочности на разрыв.

ния сопротивляемости углей и пород разрушению механическими способами, состоявшееся 28—30 ноября 1960 г. в Москве, рекомендовало этот метод к широкому применению.

Для испытаний отбираются куски породы, у которых три взаимно перпендикулярных размера отличаются друг от друга не более чем в полтора раза. Куски в виде плиток, стержней или же осколки вогнутой формы для испытаний не подходят.

Все образцы, отбираемые для испытаний, должны иметь примерно одинаковый объем —  $100 \text{ см}^3$ . Объемы кусков определяются по их весу и объемному весу обычным способом.

В зависимости от требуемой точности средних величин, испытаниям подвергаются 15—25 образцов породы. Каждый образец раздавливается на прессе со скоростью приложения нагрузки  $5 \div 15 \text{ мм/мин}$ . Раздавливание производится перпендикулярно напластованию. Образец устанавливается так, чтобы его максимальный размер был направлен вдоль действия раздавливающей силы. Усилие определяется по диаграмме прессы. В расчет принимается максимальное значение усилия при разрушении каждого образца.

Для всех испытанных кусочков породы вычисляют среднее значение раздавливающей силы  $P$  в кг.

Прочность образцов неправильной формы вычисляют по формуле

$$R'_{сж} = P \left( \frac{\gamma_k}{g} \right)^{0.67}, \quad (41)$$

где  $R'_{сж}$  — временное сопротивление раздавливанию образцов неправильной формы,  $\text{кг/см}^2$ ;

$P$  — усилие раздавливания, кг;

$\gamma_k$  — кажущийся удельный (объемный) вес породы,  $\text{г/см}^3$ ;

$g$  — вес кусочка, г.

Для ряда горных пород между значениями временного сопротивления раздавливанию, определенными на образцах правильной формы  $R_{сж}$  и величиной  $R'_{сж}$ , имеются следующие средние отношения:

$$R'_{сж} = 0,19 R_{сж}. \quad (42)$$

Для получения показателей, более полно характеризующих сопротивляемость горных пород сжатию в ус-

ловнях объемного напряженного состояния, во ВНИМИ был разработан особый метод упрощенных испытаний, названный методом соосных пуансонов [54].

Образцы изготовляют в форме небольших плоских дисков диаметром от 30 до 120 мм. Толщина их примерно равна диаметру пуансона (8—11 мм). Конструкция приспособления для точного соосного расположения пуансонов показана на рис. 27. В массивных основаниях жесткой стальной рамы соосно проточены цилиндрические направляющие отверстия со шлифованными по-

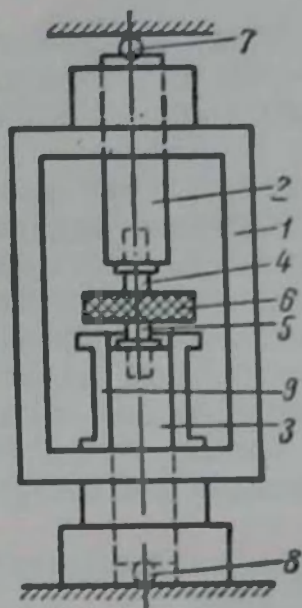


Рис. 27. Конструкция приспособления для точного соосного расположения пуансонов:  
1—стальная рама;  
2, 3—штоки; 4, 5—съемные пуансоны;  
6—образец породы;  
7, 8—центрирующие шарики; 9—съемная круглая площадка

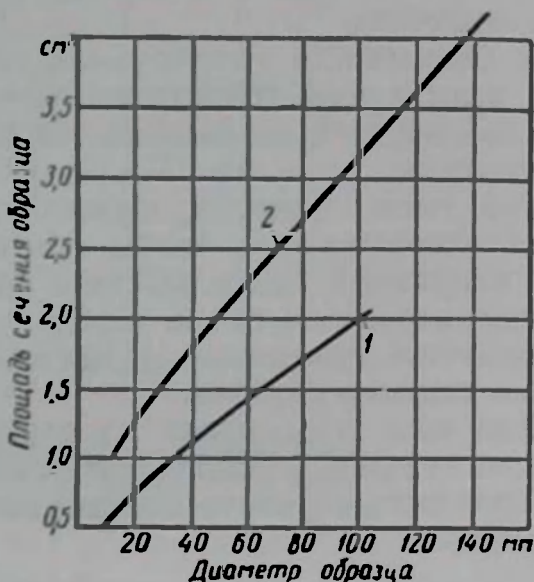


Рис. 28. Графики для определения расчетной (приведенной) площади сечения образца при испытании на раздавливание методом соосных пуансонов:  
1 — площадь пуансона 0,5 см²; 2 — площадь пуансона 1 см²

верхностями. В отверстия помещаются штоки, на сходящихся концах которых имеются выточки. В выточки вставляются съемные пуансоны, изготовленные из высококачественной стали. Контактные поверхности пуансонов хорошо отшлифованы. Применяются пуансоны площадью 0,25; 0,5; 1 и 2 см². Образец породы помещают между пуансонами. Давление на штоки от пресса передается через центрирующие шарики. Для удобства центрирования и установки образца на прессе служит съем-

ная круглая площадка. Скорость подачи пуансонов при опытах ВНИМИ составляла  $0,0126$  мм/сек. Нагрузка плавно возрастала до разрушения образца. Величина разрушающей нагрузки фиксировалась.

Предел прочности на сжатие при методе соосных пуансонов подсчитывают путем деления величины усилия пуансона на расчетную (приведенную) площадь сечения образца, величина которой определяется по графику (рис. 28).

### ХIII. ВРЕМЕННОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ РАСТЯЖЕНИЮ

Главную трудность при испытании горных пород на растяжение представляет выбор формы образца и способа его закрепления в захватах разрывной машины, а соответственно, и изготовление образцов. Для анизотропных материалов, какими являются горные породы, не пригодны цилиндрические образцы, характеризующиеся при наличии осевой нагрузки однородным напряженным состоянием в сечении; поскольку у горных пород коэффициенты упругости и характеристики прочности по взаимно перпендикулярным направлениям обычно не одинаковы, образцы, предназначенные для испытаний на растяжение, делают не цилиндрическими, а призматическими.

Поскольку отрыв одного слоя горной породы от другого происходит при незначительных напряжениях, то изготовление образцов для испытаний на растяжение производят таким образом, чтобы его грани были параллельны слоям. Обычно образцы вырезают из пробы вдоль слоев так, чтобы одну грань образовывала плоскость слоя, а другая грань была перпендикулярна и пересекала эти слои. Это обеспечивает возможность измерения поперечных деформаций в направлении как перпендикулярном, так и параллельном слоям.

При испытании на разрыв нельзя допускать возникновения изгибающих напряжений, что вызывается: несимметричным распределением нагрузки из-за несоблюдения продольной симметрии при изготовлении образца; эксцентричным приложением нагрузки по отношению к оси образца из-за неправильной установки его в захва-

те машины; концентрацией напряжений при использовании образцов с надрезами.

При увеличении наклона равнодействующей к оси образца или увеличении эксцентриситета изгиб усиливается. В первом случае изгиб тем больше, чем длиннее образец, во втором — чем меньше его поперечное сечение. Поэтому целесообразнее применять короткие образцы большого поперечного сечения. Однако сложность получения в шахтных условиях проб большого размера вынуждает пользоваться образцами малых сечений. Поскольку при укороченных образцах неизбежно возникают концентрации напряжений, которые, сочетаясь с изгибающими напряжениями, вызывают преждевременный разрыв образцов, от применения укороченных образцов отказались.

Формы и размеры образцов, применявшиеся разными исследователями, показаны на рис. 29—31.

Плоские призматические образцы, укрепляемые в захвате рифлеными плашками (рис. 29, а) или заливкой цементом (рис. 29, б), применялись для малых усилий. Для этих же целей применялись специальные зажимы (рис. 30). Образец зажимался в них при помощи ключа винтами между двумя стальными пластинами (с применением промежуточных свинцовых прокладок). При небольших нагрузках, требующихся для замера продольных и поперечных деформаций, такой захват хорошо удерживает образец. При нагрузках, близких к пределу прочности, образец начинает скользить в зажимных прокладках. Подтягивание зажимных винтов под нагрузкой приводит к разрушению образца в месте закрепления от изгибающих, а иногда и от скручивающих напряжений.

Для устранения указанных явлений применялись образцы с головками, подогнанными по форме захватов или закрепляемыми при помощи специальных сегментов. Предполагалось, что эти сегменты, перемещаясь по цилиндрической поверхности отверстия захвата, обеспечат правильную начальную установку образца. Хотя образцы изготовлялись достаточно тщательно, обеспечить необходимую точность в соблюдении продольной и поперечной симметрии не удалось.

Чтобы устранить эти явления, было предложено применить широкие захваты. Для центровки образца (рис. 31), грубо подогнанного к захватам, его вставляют



одной головкой в захват, закрепленный в верхнем патроне машины. Затем на нижний конец образца подвешивают второй захват и проверяют совпадение болта нижнего захвата с отверстием в нижнем патроне. При отсутствии совпадения вставляют прокладки между головкой образца и захватом. Однако и при этом не всегда удается обеспечить необходимую правильность нагрузки.

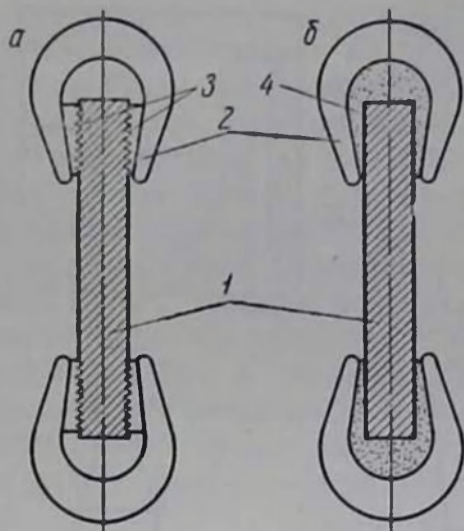


Рис. 29. Схемы крепления призматических образцов при испытаниях на растяжение:

*а* — рифлеными плашками; *б* — заливкой цементом; 1 — образец; 2 — захват пресса; 3 — рифленые плашки; 4 — цементная заливка

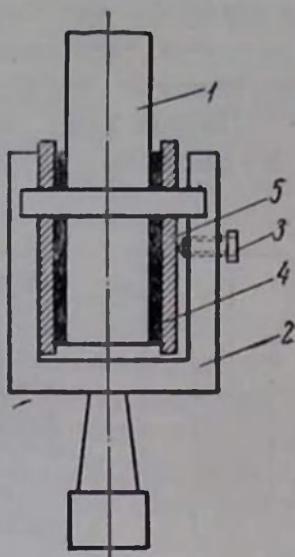


Рис. 30. Зажим для закрепления призматических образцов при испытании на растяжение:

1 — образец; 2 — скоба; 3 — зажимной винт; 4 — свинцовая прокладка; 5 — стальная прокладка

Для определения прочности на растяжение применялись также образцы прямоугольного сечения с утолщенными прямоугольными головками и плоские бруски. Однако и при этих формах не устраняются недостатки, отмеченные выше.

Применение образцов малых размеров в виде «восьмерок», а также с надрезами, отличающихся очень большой трудоемкостью, а зачастую и невозможностью точного изготовления из горной породы, не предохраняет от появления изгибающих напряжений вследствие несоблюдения соосности и появления зон концентрации напряжений.

В связи с возможностью появления изгибающих напряжений при испытаниях на растяжение наиболее достоверными являются те, при которых получены высокие значения предела прочности. Ориентировка на такие максимальные значения, хотя и приближает полученные данные к действительным показателям, но не дает никакой уверенности в том, что при лучшей центровке образца не были бы получены более высокие значения, еще более близкие к фактическим. Дальнейшие изыскания в области улучшения

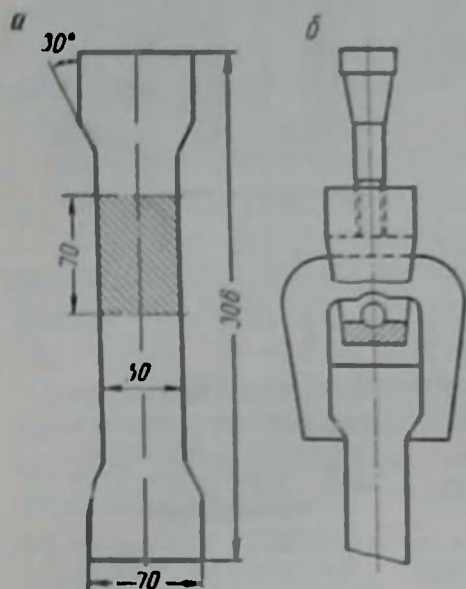


Рис. 31. Закрепление образца с широкими захватами:  
а — форма и размеры образца;  
б — схема закрепления

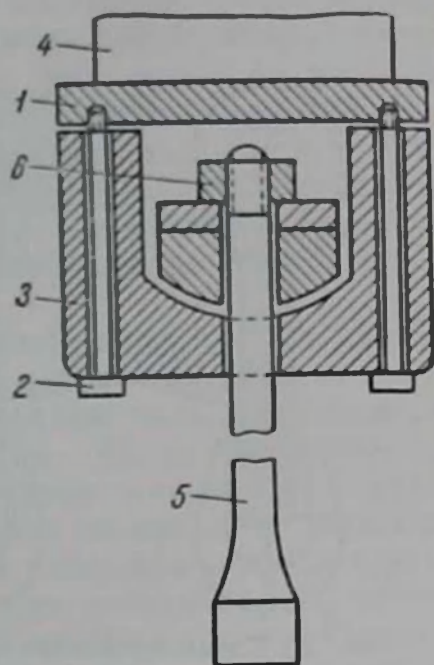


Рис. 32. Схема устройства для центрирования нагрузки при испытаниях на растяжение:  
1 — металлическая прокладка; 2 — болт; 3 — шаровое шарнирное устройство; 4 — образец; 5 — тяга; 6 — гайка

методики испытаний на растяжение направлены на усовершенствование конструкций захватов и способов закрепления в них образцов, а также на разработку таких методов, при которых устранялась бы необходимость закрепления образцов в зажимах.

В Днепропетровском горном институте для испытаний на одноосное растяжение [15] были применены специально сконструированные стальные накладки, приклеиваемые к торцам образца квадратного или круглого сечения. Каждая накладка прикрепляется четырьмя бол-

тами к шаровому шарнирному устройству для центрирования прикладываемой нагрузки (рис. 32). Опыты показали, что при перекосе осей относительно друг друга примерно на  $1^\circ$  (что соответствует отклонению одного из приклеенных торцов на 2,5 мм) датчики, фиксирующие продольные деформации на противоположных свободных гранях образца, все же включаются в работу одновременно и дают одинаковые показания.

Наклейка стальных накладок на торцы образца производится в зависимости от крепости пород клеем БФ-2 (максимальная прочность на растяжение 40—42 кг/см<sup>2</sup>), БФ-4 (максимальная прочность на растяжение 65—70 кг/см<sup>2</sup>) или карбональным (максимальная прочность на растяжение 115 кг/см<sup>2</sup>).

Аналогичный способ был применен ранее [72] с использованием призматических образцов с головками, образованными путем наклейки фасонных металлических накладок. Опыт показал, что для наклеивания головок на призматический стержень наиболее пригоден клей марок БФ-2, БФ-4 и особенно БФ-6, обеспечивающий при правильной технологии прочность на скалывание склеенной части около 300 кг/см<sup>2</sup>. Длину наклейки  $l_{II}$  можно ориентировочно определить по формуле

$$l_{II} = R_{\text{раст}} \frac{b}{2R_{\text{ск}}}, \quad (43)$$

где  $R_{\text{раст}}$  — предполагаемый предел прочности на растяжение;

$b$  — ширина образца;

$R_{\text{ск}}$  — прочность на скалывание по месту склейки.

Поскольку предел прочности на растяжение даже для наиболее прочных горных пород не превышает 300 кг/см<sup>2</sup>, то при толщине призматического бруска 70 мм длина наклеиваемой головки не должна превышать 35—40 мм.

При надлежащем подборе формы накладных головок концентрация напряжений у концов образца может быть сведена к минимуму и во всех случаях будет ниже, чем у образцов с надрезами или имеющих форму востерок. При необходимости среднее сечение образца можно ослабить обработкой боковых поверхностей по дугам окружности большого радиуса; если последний будет достаточно велик, концентрация напряжений будет ничтожно мала.

Чтобы уменьшить возможные погрешности при испытаниях, желательно применять возможно более длинные призмы (не менее 200 мм). На предназначенные для разрыва призмы наклеивают посредством клея БФ-2 или БФ-4 металлические головки. При наклейке применяют термическую обработку нагревом до 60—80° в течение 4 ч, поэтому к началу испытания образцы оказываются практически обезвоженными.

Расстояние между патронами не должно быть меньше длины образца с центрирующими патронами, которая доходит до 800—1000 мм.

В связи с тем, что при испытании на растяжение возможность разрушения образца горных пород возникает при напряжениях около 20 кг/см<sup>2</sup>, необходимо, чтобы машины, применяемые для испытаний на растяжение, обладали достаточной чувствительностью к фиксации малых нагрузок. При площади сечения образца 30—60 см<sup>2</sup> и напряжении 20 кг/см<sup>2</sup> разрушающая нагрузка будет находиться в пределах 300—750 кг. В этих пределах необходимо получить 5—7 приращений нагрузки по 50—100 кг каждое. Приращения напряжений при этом не должны превышать 2—5 кг/см<sup>2</sup>.

Вычисление величины временного сопротивления растяжению производится по величине нагрузки в начале разрушения образца.

Более совершенная методика испытаний на растяжение была недавно разработана в институте горного дела им. А. А. Скочинского В. С. Вобликовым. Эта методика позволяет не только устранить концентрацию напряжений в месте закрепления образца, но и свести к минимуму возможность возникновения в образце изгибающего момента.

Испытаниям подвергаются образцы цилиндрической формы, обычно керны диаметром 30 мм и длиной 70—80 мм. В намечаемом месте разрыва путем шлифования или на токарном станке образуют выточку шириной 17—20 мм. Радиусы скругления проточки 4—5 мм. Измерение диаметров образцов и выточек производится с точностью до 0,05 мм.

Испытание производится в специальном приборе (рис. 33), состоящем из корпуса 1, крышки 2, гайки 3, удерживающей крышку, и двух уплотнительных колец 4, внутренний диаметр которых равен диаметру образца. В центре крышки и в дне корпуса имеются отверстия, диаметр которых на несколько долей миллиметра больше

диаметра образцов. Порядок испытаний следующий. На образец по обе стороны от проточки надеваются уплотнительные кольца, образец помещают в корпус прибора, на который навинчивают крышку. Длина образца принята такой, чтобы он перекрывал отверстия в крышке и в дне прибора. При этом в корпусе образуется замкнутая кольцевая полость, в которую через штуцер 5 ручным поршневым насосом нагнетают масло или какую-либо другую жидкость. Давление измеряется манометром, включенным в маслопровод.

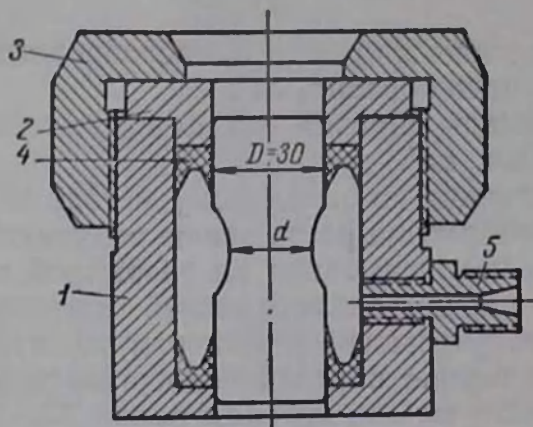


Рис. 33. Схема прибора для испытаний на растяжение, предложенного В. С. Вобликовым

При подаче масла в систему, уплотнительные кольца давлением жидкости прижимаются к донной части корпуса и к крышке, герметизируя испытательную полость. Сила, вызывающая разрыв образца, возникает в связи с давлением жидкости на торцовые поверхности проточек и определяется как произведение давления жидкости на разность площадей сечения образца у уплотнительных колец и по самому тонкому месту шейки. Так как с уменьшением сечения шейки сопротивление образца разрыву уменьшается, а разность площадей увеличивается, то, изменяя площадь сечения шейки образца, можно осуществлять его разрыв при различном давлении жидкости, оставляя неизменным сечение у уплотнений. Это дает возможность снизить влияние бокового сжатия образца в момент его разрыва на временное сопротивление растяжению, а также устранить или уменьшить проникновение жидкости в поры и трещины образцов пористых пород.

Специальные опыты показали, что изменение величины бокового сжатия от 0 до 250 ат практически не влияет на временное сопротивление растяжению.

При испытании образцов пористых, трещиноватых или склонных к водопоглощению пород, когда не исключена возможность проникновения жидкости под давлением внутрь образца, что может повлиять на величину временного сопротивления растяжению, применяют предварительное покрытие изолирующей пленкой —

целлулоидной или лаковой. Для нанесения пленки на образец целлулоид растворяют в ацетоне и затем наносят на образец кистью.

Величину временного сопротивления растяжению определяют по формуле

$$R_{\text{раст}} = p \frac{S - S_1}{S_1}, \quad (44)$$

где  $p$  — давление жидкости в маслопроводе,  $\text{кг}/\text{см}^2$ ;

$S$  — площадь образца,  $\text{см}^2$ ;

$S_1$  — площадь образца по самому тонкому месту шейки,  $\text{см}^2$ .

При испытаниях по описанному методу значения временного сопротивления растяжению получаются несколько выше, чем при испытании на разрывной машине, что объясняется, наряду с ликвидацией напряжений в местах захватов, уменьшением влияния масштабного фактора. В этом случае образец подвергается растяжению только на длине шейки, которая равна 17—20 мм, в то время как при испытаниях на разрывной машине растяжению подвергается часть образца длиной 150—180 мм. Естественно, что на большей длине образца увеличивается вероятность наличия трещины или ослабленного места.

К. В. Руппенейтом [72] был разработан метод определения временного сопротивления растяжению путем испытания круговой пластинки породы на изгиб при нагружении штампами различной формы, приложенными в ее центре. На рис. 34 изображена принципиальная схема прибора для испытания горных пород таким методом.

Прибор состоит из стального корпуса 1, выполненного в виде полого цилиндра с вырезанными по бокам окнами. Вертикальная нагрузка на образец передается через стержень 3. В нижней части прибора устанавливается опорное кольцо 4. Для центрирования нагрузки предусмотрены стальные шарики 6, в связи с чем в верхней давящей плите 5 имеется сферическая выточка. С целью снижения трения между корпусом 1 и стержнем 3 в корпус запрессована бронзовая втулка 7.

Нагрузку на образец передает кольцевой штамп 2, который, как и опорное кольцо 4, является сменным и подбирается в зависимости от размеров образца.

Кольцевые штампы (рис. 35, а) имеются двух типов: первый — с размерами  $2b = 40$  мм и  $2b = 35$  мм, а второй — с размерами  $2b = 25$  мм и  $2b = 20$  мм.

Сменные опорные кольца (рис. 35, б) бывают пяти

размеров:  $2a = 65; 70; 75; 80$  и  $85$  мм, причем для всех колец размер  $D$  равен  $100$  мм.

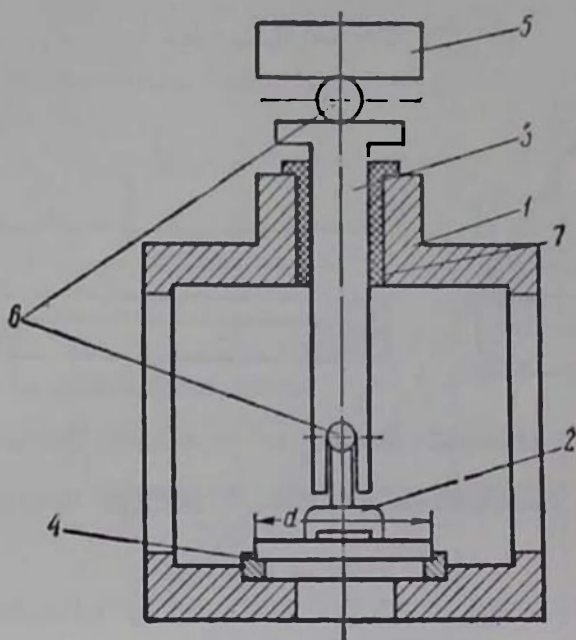


Рис. 34. Принципиальная схема прибора ВУГИ для испытаний образцов горных пород на растяжение

Для практического применения рекомендуются следующие типовые размеры (табл. 5).

Таблица 5

Типовые размеры образцов опорных колец и штампов для испытаний образцов горных пород на растяжение по методу ВУГИ

Диаметр образца $D$ , мм	Внутренний диаметр опорного кольца $2a$ , мм	Диаметр верхней части кольца $C$ , мм	Наружный диаметр штампа $2\sigma$ , мм	Внутренний диаметр штампа $2\sigma_1$ , мм
70	65	75	25	20
75	70	80	25	20
80	75	85	25	20
85	80	90	40	35
90	85	95	40	35

Выбор того или иного размера опорного кольца (2а) и штампа (2в) обусловлен диаметром  $d$  испытываемой пластинки породы. Необходимо, чтобы:

$$2a = d - 0,5, \text{ см;} \quad (45)$$

$$2b < \frac{d}{2} - 0,5, \text{ см.} \quad (46)$$

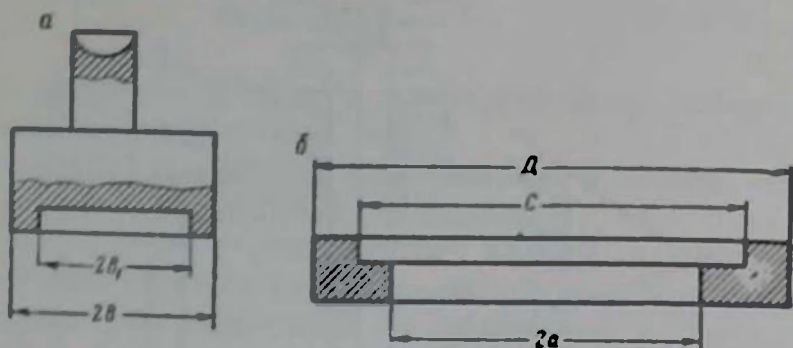


Рис. 35. Кольцевой штамп (а) и опорное кольцо (б)

Толщину пластинки породы  $h$  всегда принимают по условию

$$h < 0,1 d - 0,5, \text{ см.} \quad (47)$$

Предел прочности на растяжение вычисляют по формуле

$$R_{\text{раст}} = k_r P_0, \quad (48)$$

где  $k_r$  — коэффициент, зависящий от геометрических факторов и числа Пуассона.

Для упрощения вычислительных операций в табл. 6 приведены значения  $k_r$  для различных размеров колец, штампов и значений коэффициента Пуассона.

Таблица 6

Значения коэффициента  $k_r$

Геометрические размеры колец и штампов (рис. 35)			Значения $k_r$ при коэффициенте Пуассона $\nu$ , равном			
2а	2в	2а <sub>1</sub>	0,1	0,2	0,3	0,4
65	25	20	0,74	0,77	0,80	0,83
70	25	20	0,80	0,83	0,86	0,89
75	25	20	0,84	0,87	0,90	0,93
80	40	35	0,58	0,59	0,60	0,61
80	25	20	0,87	0,90	0,93	0,96
85	40	35	0,60	0,60	0,62	0,63
85	25	20	0,91	0,94	0,97	1,00



Временное сопротивление горной породы растяжению может быть определено также методом соосных пуансонов, описанным в предыдущем параграфе (стр. 82). В этом случае в центре образца высверливают отверстие, диаметр которого равен диаметру пуансона. Отверстие заполняют составом, состоящим из канифоли (75%) и парафина (25%).

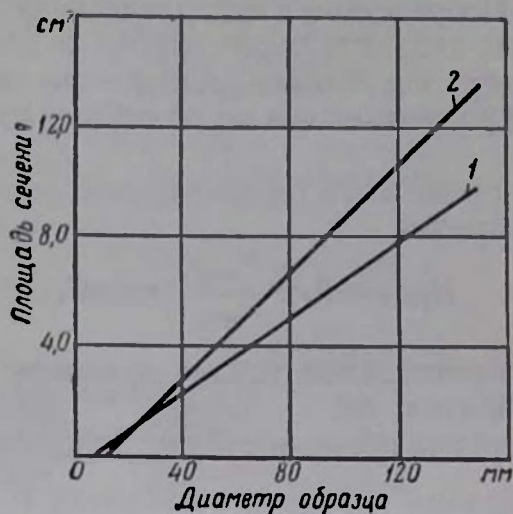


Рис. 36. Определение расчетной (приведенной) площади сечения образца при испытании на растяжение методом соосных пуансонов: 1 — площадь пуансона  $0,5 \text{ см}^2$ ; 2 — площадь пуансона  $1 \text{ см}^2$

Образец устанавливают между пуансонами так, чтобы торцовые поверхности пуансонов точно прилегали к отверстиям в образце, которые заполнены пластической массой. Нагрузку плавно повышают до разрыва образца этой массой.

Предел прочности на растяжение подсчитывают как частное от деления разрушающего усилия на расчетную (приведенную) площадь сечения, определяемую в зависимости от размеров образца и диаметра пуансона по графику (рис. 36).

Аналогичный способ, но и с использованием образцов неправильной формы разработан в Институте горного дела им. А. А. Скочинского [37]. В образце угля просверливают отверстие. Разрушение образца осуществляется вставленным в отверстие гидropатроном. Для

испытаний берут куски неправильной формы размерами от 125×125×35 до 250×250×80 мм. Просверливаемое в центре куска отверстие имеет диаметр 48 мм. Гидропатрон представляет собой металлическую трубку диаметром 45 мм, в средней части которой имеется несколько отверстий для поступления масла. На металлическую трубку надета резиновая камера, закрепляемая суровыми нитками. Посредством гидравлического насоса масло под давлением подается через трубки и отверстие в резиновую камеру; последняя, расширяясь, давит на стенки образца и разрывает его по радиусам на две или три части.

Величину временного сопротивления растяжению вычисляют по формуле

$$R_{\text{раст}} = 2,69 \frac{P_{\text{max}}}{i_{\text{min}}}, \text{ кг/см}^2, \quad (49)$$

где  $P_{\text{max}}$  — максимальное усилие в момент разрушения образца, кг;

$i_{\text{min}}$  — минимальное значение отношения радиуса образца к радиусу отверстия ( $\frac{r_2}{r_1}$ ).

В связи с тем, что при таком методе испытаний не представляется возможным учесть концентрацию напряжений на конце образующейся трещины, результаты испытаний характеризуются большими коэффициентами вариации.

Так, при испытании различных углей были получены значения временного сопротивления растяжению от 0,5 (коксовые угли Донбасса) до 7,0 кг/см<sup>2</sup> (антрациты Донбасса). Коэффициент вариации полученных величин изменялся от 59 до 120%.

В Институте горного дела им А. А. Скочинского был разработан метод определения сопротивления угля отрыву от целика в забое [38]. Сущность этого метода заключается в том, что в скважину, пробуренную в массиве угля, вводится захватное приспособление, посредством которого производится отрыв части угля от забоя с замером необходимых для этого усилий.

Аппаратура для таких испытаний предложена в двух вариантах: с разборными вкладышами в виде секторов (рис. 37, а) и с разжимной цангой (рис. 37, б). Испытания проводятся следующим образом. В забое электросверлом с обычным резцом или буровой коронкой кольцевого типа пробуривают на определенную глубину скважину диаметром 25—30 мм. У забоя скважины специальным разбуринком (рис. 38) рассверливают цилиндрическое кольцевое пространство

диаметром 47 мм, образующее кольцевой уступ, к которому могут быть приложены отрывающие усилия.

Для отрыва угля в скважину вставляют несколько секторов (рис. 39, а). Диаметр выступов секторов, предназначенных для приложения к углю отрывающих нагрузок, соответствует диаметру кольцевого пространства, образованного у забоя скважины. В отверстие между секторами вставляют металлический стержень 1, один конец которого упирается в забой скважины, а другой — в поршень 2 ручного гидравлического пресса. Противоположные буртики секторов 3, вставленных в скважину, захватываются траверсой 4, которая при помощи болтов закрепляется на шпильках 5 цилиндра гидравлического пресса. При нагнетании масла под давлением в цилиндр 6 поршень 2 выдвигается и давит на неподвижный стержень 1, имеющий своей опорой забой скважины. Усилие, создаваемое гидравлическим прессом, вызывает перемещение секторов 1 по стержню и отрыв конуса угля от обнаженной поверхности угля. Манометр, укрепленный на гидравличе-

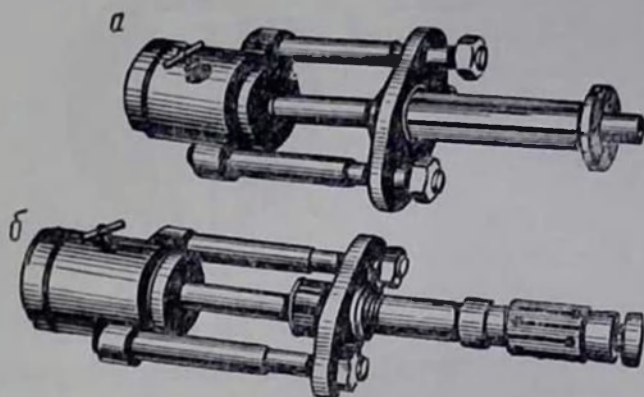
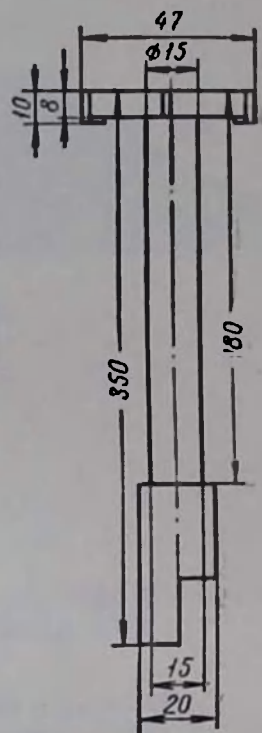


Рис. 37. Общий вид приспособления для отрыва угля от целика

Рис. 38. Разбурник

ском прессе, регистрирует давление масла, при котором происходит отрыв угля.

Подобный конус может быть оторван и при помощи разжимной цанги (рис. 39, б). В этом случае отпадает необходимость дополнительного разбуривания цилиндрического кольцевого пространства у забоя скважины. Схема работы следующая. Металлический стержень 1 одним концом упирается в выступ, а другим — в поршень 2 гидравлического пресса. Стержень свободно перемещается внутри металлической трубы 7, один конец которой заканчивается конусом, а другой — буртиком. Буртик трубы захватывается траверсой (см. рис. 39, а), которая при помощи болтов неподвижно укреплена на шпильках гидравлического пресса. Сверху на коническую часть трубы свободно насажена разрезная упругая цанга 8 с рифленой поверхностью. Наружный диаметр цанги равен диамет-

ру скважины. В скважину прибор вставляют в собранном виде. Обнаженную поверхность угля предварительно очищают от выступов. В прибор ручным насосом нагнетают масло под давлением. При поступлении масла в цилиндр поршень выдвигается и давит на неподвижный стержень, упирающийся в забой скважины. Коническая часть трубы, свободно перемещаясь по стержню, прижимает мангу к стенкам скважины. Цанга, соприкасаясь своей рифленой поверхностью с углем, отрывает от забоя конус угля.

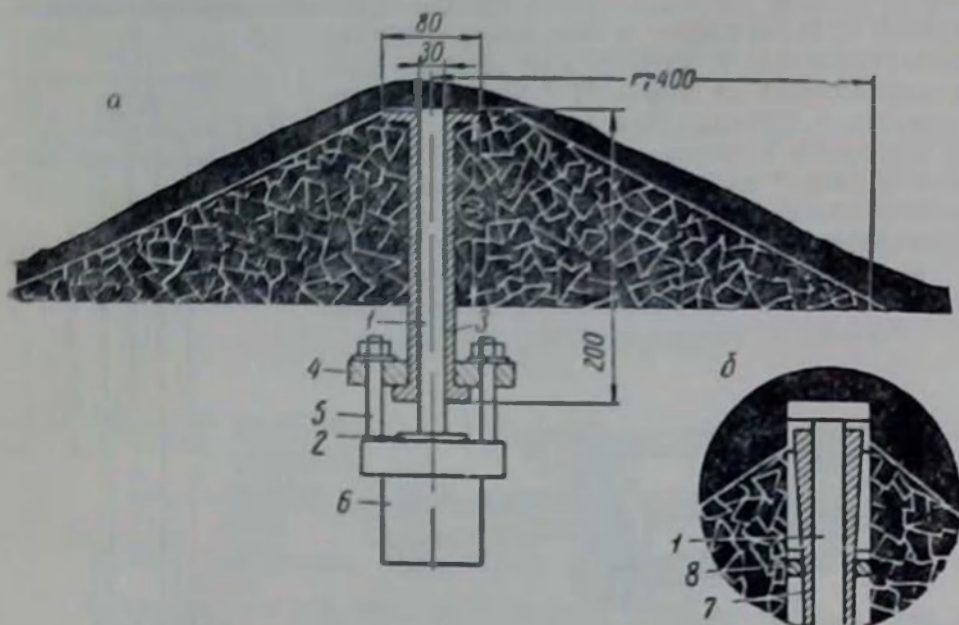


Рис. 39. Устройство приспособлений для отрыва угля от целлика: а — с разборными вкладышами; б — с разжимной цангой

После отрыва измеряют полученную коническую воронку и определяют объем вырванного угля.

Среднее напряжение отрыва определяют путем деления общего отрывающего усилия на величину проекции поверхности отрыва по формуле

$$R_{\text{раст}} = \frac{pr_0^2}{r_1 - r_2}, \text{ кг/см}^2, \quad (50)$$

где  $p$  — давление масла по манометру,  $\text{кг/см}^2$ ;

$r_0$  — радиус поршня пресса,  $\text{см}$ ;

$r_1$  — радиус основания конуса угля,  $\text{см}$ ;

$r_2$  — радиус скважины,  $\text{см}$ .

Однако при отрыве конуса угля от забоя напряжения по поверхности конца распределяются неравномерно. Если рассматривать конус как часть толстостенного ша-

ра (рис. 40), то очевидно, что максимальные напряжения  $\sigma_{\max}$  будут на внутренней части шара (вершина конуса) в местах приложения отрывающих усилий.

Теоретический пересчет средних напряжений в действительные максимальные позволил получить для определения временного сопротивления растяжению  $R_{\text{раст}}$  следующую формулу:

$$R_{\text{раст}} = 2,38 \left( 1 - \frac{1}{i^2} \right) \frac{pr_0^2}{(r_1 + r_2)h}, \text{ кг/см}^2, \quad (51)$$

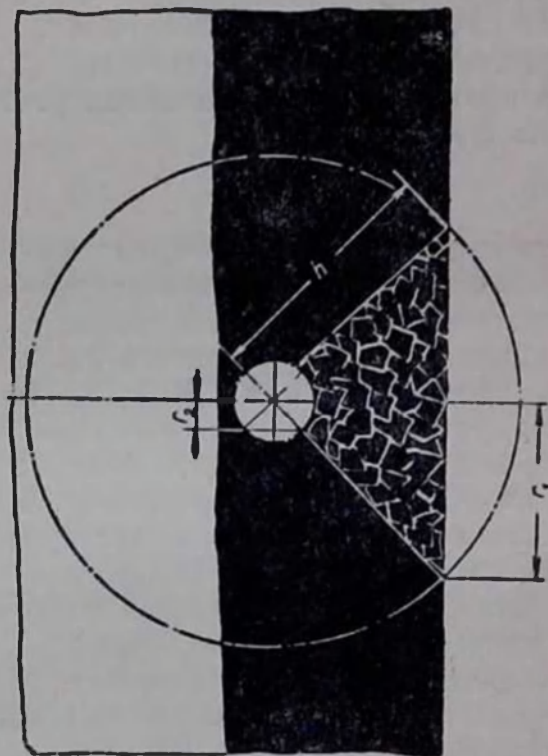


Рис. 40. Схема конуса после образования первой трещины

где  $h$  — высота неусеченного конуса (см. рис. 40), см;  
 $i = \frac{r_2}{r_1}$  — соотношение радиусов шара.

На основании результатов испытаний по двум приведенным методикам Е. И. Ильницкой рекомендована для приближенных вычислений следующая формула:

$$R_{\text{раст}} = 0,02 R_{\text{сж}}. \quad (52)$$

Однако в связи с большим колебанием коэффициента вариации (см. стр. 94) полученные данные являются крайне приближенными.

Более надежные результаты получаются при применении простого метода, заключающегося в раздавливании цилиндров или дисков равномерно распределенной нагрузкой, приложенной по образующей.

Испытания производятся на обычных прессах. Для равномерной передачи давления между образцом и нагрузочными плитами пресса по всей длине образца устанавливаются прокладки толщиной 3—5 мм из фанеры, строительного картона или текстолита. Применение стальных прокладок не рекомендуется.

Величина временного сопротивления растяжению определяется по формуле

$$R_{\text{раст}} = \frac{2P}{\pi dl}. \quad (53)$$

где  $R_{\text{раст}}$  — временное сопротивление растяжению,  $\text{кг/см}^2$ ;

$P$  — величина разрушающей нагрузки,  $\text{кг}$ ;

$d$  — диаметр цилиндра или диска,  $\text{см}$ ;

$l$  — длина цилиндра (толщина диска),  $\text{см}$ .

Опытами, проведенными в США [92] на различных образцах угля, установлены значения  $R_{\text{раст}}$ : для антрацита  $32 \pm 3,5 \text{ кг/см}^2$ , для коксового угля  $7 \pm 1,05 \text{ кг/см}^2$ .

В СССР подобный метод был применен для определения временного сопротивления растяжению бетона.

На основании исследований [69] метод был предложен для испытаний на растяжение образцов естественного камня длиной и диаметром 50 мм.

В отечественной литературе имеются данные об использовании для указанной цели также образцов в виде кубиков, поставленных на ребро [21].

#### ХIV. ВРЕМЕННОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ СДВИГУ (СКАЛЫВАНИЮ)

Временное сопротивление сдвигу (скалыванию) обычно определяют при испытаниях на срез или на кручение.

Схемы различных испытаний на срез показаны на рис. 41. Основным недостатком всех этих способов является то, что в плоскости сдвига помимо сдвигающих напряжений возникают еще нормальные напряжения от

изгиба, величина которых остается неизвестной (появление нормальных напряжений искажает результаты испытания). Схемы *д* и *е* пригодны лишь для испытаний пластичных материалов.

В настоящее время наиболее приемлемыми считаются методы испытания на одиночный и двойной срез со сжатием, при которых влияние изгиба сводится к мини-

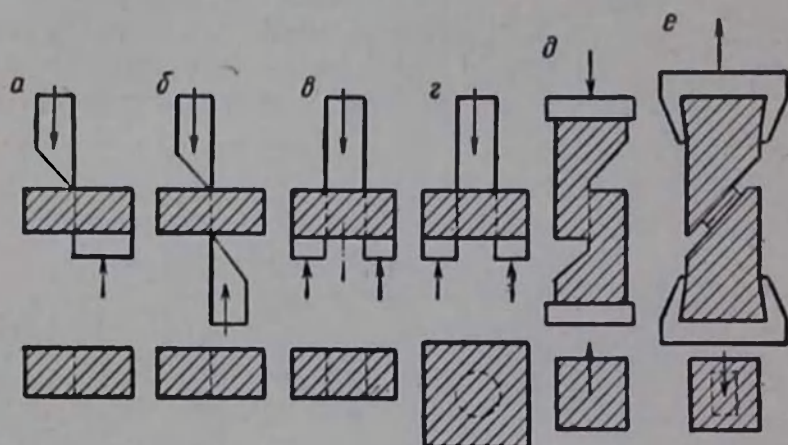


Рис. 41. Схемы испытаний на срез:

*а, б* — одиночный срез; *в* — двойной срез; *г* — цилиндрический срез; *д, е* — срез образцов с надрезом

муму. Достоинством этих методов является также возможность одновременного определения значений нормального и касательного напряжений, углов внутреннего трения и величины сцепления, т. е. параметров, необходимых для описания предельного состояния горной породы и построения паспортов прочности

Прибор для испытаний на одиночный срез со сжатием изображен на рис. 42 [72]. Основой прибора являются две Z-образные плиты и несколько пар клиньев. Клинья выполнены в виде массивных металлических прямоугольных призм с углами наклона 20, 30 и 40° (дополнительные углы соответственно составляют 70, 60 и 50°). Кроме того, имеется пара клиновых прокладок с углом 5°. Наличие набора клиньев дает возможность устанавливать образец для испытаний на срез под углами от 20 до 70° с интервалами через 5°. Чтобы уменьшить влияние трения между пятой прессы и клином на результаты измерений, давление на верхний клин передается через несколько катков, способствующих незначительно-

му поступательному перемещению срезаемых частей образца и частей прибора при испытании. Для снижения трения применена особая конструкция переходного устройства между плитами пресса и прибором. Из толстого листа обычной стали изготовлены четыре плиты размером  $170 \times 210$  мм (по две плиты вверху и внизу прибора) с шлифованными поверхностями. Катки изготовлены

из высокоуглеродистой инструментальной стали У7 диаметром 14 мм и длиной 140 мм. Вверху и внизу прибора уста-

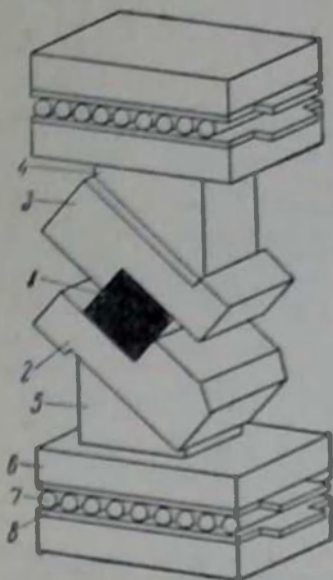


Рис. 42 Прибор ВУГИИ для одиночного среза:  
1 — образец; 2, 3 — 2-образные плиты; 4, 5 — клинья; 6 — шлифованная плита; 7 — роликовые катки; 8 — тонкая шлифованная пластина

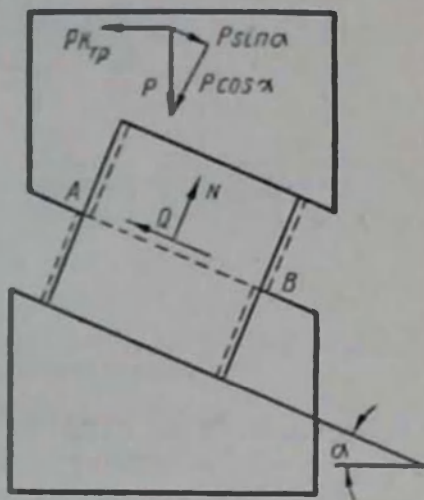


Рис. 43. Схема срезывания образца

навливают по 13 катков. Для удобства пользования катки соединены цепочкой. Между катками и толстыми плитами помещают четыре пластины толщиной 1,5 мм из листовой углеродистой горячекатаной стали марки Ст. 5. Во время испытания производится обильная смазка катков и плит.

Применение этого устройства сводит влияние трения к минимуму. Видимых следов на поверхности плит после испытаний не остается даже при наименьшем угле установки образца —  $30^\circ$ .

Образец устанавливается по отвесу для центрирования положения прибора относительно оси пресса. Поршень пресса, перемещаясь строго вертикально, срезает



образец (рис. 43) по линии  $AB$ , при этом верхняя и нижняя части образца смещаются относительно друг друга.

Нормальные  $\sigma$  и касательные  $\tau$  напряжения, действующие в плоскости среза, вычисляются по формулам:

$$\sigma = \frac{P}{S} (\cos \alpha + K_{\text{тр}} \sin \alpha), \text{ кг/см}^2, \quad (54)$$

$$\tau = \frac{P}{S} (\sin \alpha - K_{\text{тр}} \cos \alpha), \text{ кг/см}^2, \quad (55)$$

где  $P$  — усилие, развиваемое прессом, кг;

$S$  — площадь срезывания образца,  $\text{см}^2$ ;

$K_{\text{тр}}$  — коэффициент трения качения при наличии катков или коэффициент трения покоя при отсутствии катков и смазки;

$\alpha$  — угол установки образца.

Изменяя угол  $\alpha$  и срезая образец, можно для каждого угла определить пару значений  $\sigma$  и  $\tau$  и нанести их на график в системе прямоугольных координат  $\sigma$  и  $\tau$ . Соединив нанесенные точки, получим предельную кривую (рис. 44).

Полное напряжение  $\sigma_0$ , действующее на площадке среза, представляет радиус-вектор точки предельной кривой относительно начала координат и определяется формулой

$$\sigma_0 = \sqrt{\sigma^2 + \tau^2} = \frac{P}{S} \sqrt{1 + K_{\text{тр}}^2}. \quad (56)$$

Угол  $\beta_1, \beta_2, \dots$  (рис. 44), образуемый радиусом-вектором с осью  $\sigma$ , находят из выражения

$$\text{tg } \beta = \frac{\tau}{\sigma} = \frac{\text{tg } \alpha - K_{\text{тр}}}{1 + K_{\text{тр}} \text{tg } \alpha} = \text{tg } (\alpha - \psi), \quad (57)$$

где

$$\psi = \text{arctg } K_{\text{тр}}. \quad (58)$$

Для построения предельной кривой проводят из начала координат прямые под углами  $\beta_i = (\alpha - \psi)$  и откладывают отрезки, длину которых подсчитывают по формуле (56). Множитель  $\sqrt{1 + K_{\text{тр}}^2}$  в этой формуле и угол  $\psi$  в формуле (57) учитывают влияние трения.

Коэффициент трения значительно уменьшается, если между плитой пресса и прибором помещены ролики.

В этом случае коэффициент трения можно определять из выражения для силы сопротивления при перемещении груза на платформе, опирающейся на катки:

$$K_{\text{тр}} P = \frac{P}{n} \frac{K'_{\text{тр}} + K''_{\text{тр}}}{d}, \quad (59)$$

где  $n$  — число катков;  
 $K'_{\text{тр}}$ ,  $K''_{\text{тр}}$  — коэффициенты трения качения соответственно между плитой пресса и катком и между катком и прибором, мм;  
 $d$  — диаметр катков, мм.

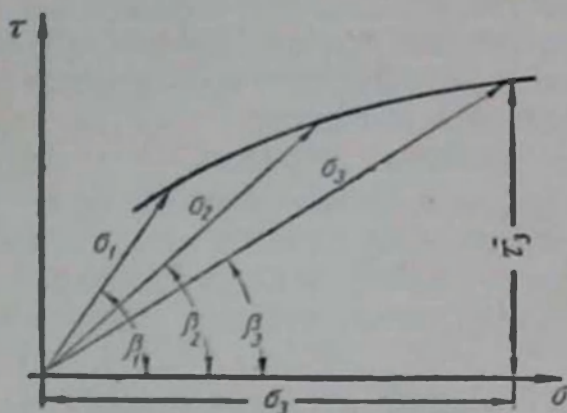


Рис. 44. Построение предельной кривой напряжений

В рассматриваемом случае катки, плиты и прибор сделаны из стали, поэтому  $K'_{\text{тр}} = K''_{\text{тр}} = 0,5$ , а

$$K_{\text{тр}} = \frac{1}{nd}. \quad (60)$$

При отсутствии катков вводится коэффициент сухого трения между плитой пресса и клиньями. Для сухих поверхностей и трения стали о сталь  $K_{\text{тр}} = 0,15$ .

Для испытания на приборе описанной конструкции могут быть применены образцы в форме призм. Размеры последних целесообразно принимать одинаковые, чтобы не изменять размеров Z-образных плит, но при необходимости можно испытывать на приборе призмы разных размеров.

Испытания на срез могут проводиться также на кернах. Для этого боковые стороны отрезка керна срезают таким образом, чтобы высота образца равнялась расстоянию между полученными боковыми плоскостями.

Описанный метод применим для построения паспортов прочности (см. XVII), особенно в начальной части огибающей, т. е. при малых значениях нормального напряжения. Правую ветвь огибающей находят по результатам испытаний на двойной срез (см. ниже).

Подобная методика была впервые разработана ВНИМИ [80]; для угля эта методика была видоизменена и усовершенствована в ИГД им. А. А. Скочинского Е. И. Ильницкой [37], предложившей определять сопротивление сдвигу и коэффициент внутреннего трения путем одиночного среза со сжатием на образцах, установленных в специальных матрицах под разными углами наклона. Испытанию подвергается кубик с длиной ребра 3 см, вырезаемый из угля на специальном станке при помощи тонкого наждачного диска, а затем шлифуемый для придания точных размеров (в опытах ВНИМИ, проводившихся на горных породах, применялись образцы в форме пераллелепипедов размерами  $10 \times 10 \times 15$  см). Кубик закладывается между двумя матрицами (рис. 45) и сжимается прессом. Чтобы свести к минимуму сопротивление горизонтальному смещению матриц и обеспечить правильное направление сжимающей силы, нагрузка передается через длинный стержень с шариками по концам. Образцы одного и того же угля испытывают при двух углах наклона:  $\alpha_1 = 40^\circ$  и  $\alpha_2 = 60^\circ$ . Временное сопротивление сдвигу  $R_{сдв}$  определяют по формуле

$$R_{сдв} = \frac{p_1 p_2 \sin(\alpha_2 - \alpha_1)}{p_1 \cos \alpha_1 - p_2 \cos \alpha_2}, \text{ кг/см}^2. \quad (61)$$

Коэффициент внутреннего трения  $\mu$  вычисляют из выражения

$$\mu = \frac{p_1 \sin \alpha_1 - p_2 \sin \alpha_2}{p_1 \cos \alpha_1 - p_2 \cos \alpha_2}. \quad (62)$$

В формулах (61) и (62):

$$p_1 = \frac{P_1}{S_1},$$

$$p_2 = \frac{P_2}{S_2},$$

где  $P_1$  и  $P_2$  — усилия, передаваемые угольному кубику прессом соответственно при углах наклона  $\alpha_1$  и  $\alpha_2$ , кг;

$S_1$  и  $S_2$  — соответствующие площади среза при тех же углах наклона, см<sup>2</sup>.

Эта методика позволяет производить испытания на

срез при различной ориентации образцов по отношению к напластованию.

В связи с тем, что изготовление из угля образцов правильной формы связано со значительными трудностями, предложена упрощенная методика, согласно которой испытания на срез производятся на кернях, выбранных из кусков угля, испытываемых на растяжение [37]. Керны диаметром 30 мм в специальных матрицах испытываются на сдвиг как по торцу (рис. 46,а), так и по образующей (рис. 46,б). При испытании различных углей получены значения временного сопротивления сдвигу от 16 (коксовые угли Донбасса) до 132 кг/см<sup>2</sup> (вязкие кизеловские угли). Коэффициент вариации в среднем составлял 22—56%. Коэффициент внутреннего трения изме-

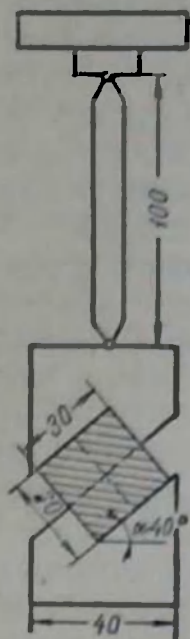


Рис. 45. Схема испытания угольного кубика на одиночный срез со сжатием по методу, разработанному в ИГД АН СССР

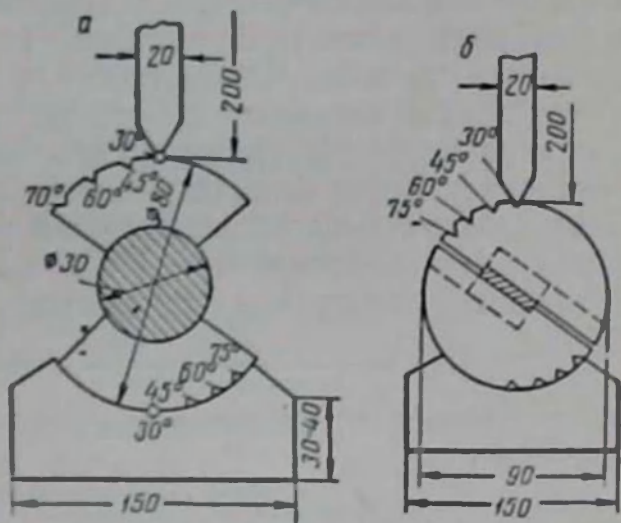


Рис. 46. Испытание угольного керна: а — на срез в торце, б — на срез по образующей

нялся от 0,29 (антрациты Донбасса) до 0,71 (коксовые угли Донбасса).

В лаборатории разрушения углей и пород ВУГИ была разработана методика испытания на срез образцов произвольной формы [90]. Она состоит в следующем. Кусок угля неправильной формы заливают в бетон. Бетонные блоки размерами 20×20×20 см, через которые передается усилие, остаются связанными между собой только через испытуемый кусок угля. В блоках указан-

ных размеров можно производить испытания на срез угольных образцов с площадью разрушения до 150 см<sup>2</sup>. Расстояние (зазор) между верхним и нижним блоком определяется при заливке толщиной прокладки (картон, опилки), удаляемой перед испытанием. Благодаря наличию зазора исключается трение между обеими частями бетонного блока при разрушении угля. Кроме того, материал прокладки способствует сохранению углем первоначальной влажности. Для углей и антрацитов опытным путем установлена рациональная величина зазора в 10—12 мм. Напряженное состояние, возникающее при нагружении, однородное. Изменяя угол наклона плоскости разъема, можно задавать различное соотношение нормальных и касательных напряжений, возникающих в predetermined месте разрушения.

Величину нормальных  $\sigma$  и касательных  $\tau$  напряжений, достигнутых при нагружении силой  $P$ , вычисляют по формулам:

$$\sigma = \frac{P \cos \alpha}{S_{\text{усл}}}; \quad (63)$$

$$\tau = \frac{P \sin \alpha}{S_{\text{усл}}}, \quad (64)$$

где  $\alpha$  — угол наклона плоскости разъема;

$S_{\text{усл}}$  — площадь поверхности разрушения в плоскости разъема блоков.

Величину  $S_{\text{усл}}$  определяют после испытания путем планиметрирования отпечатка, снимаемого с площадки разъема образца.

Испытания проводятся на обычном прессе. Величину разрушающей нагрузки определяют по шкале, либо снятием диаграммы разрушения. Испытаниями установлено, что у хрупких углей в момент разрушения полностью исчезает сцепление. В связи с этим отпадает необходимость применения каких-либо устройств для снижения трения между торцами блоков и плитами пресса. По той же причине можно при обработке результатов не учитывать угол трения. Однако с целью обеспечения возможности некоторого перемещения блоков в направлении, перпендикулярном действию силы, рекомендуется применять на торцах блоков картонные прокладки достаточной толщины (5—10 мм).

Испытания на двойной срез со сжатием производятся по следующей схеме. Подлежащий срезу брусок прямоугольного сечения закрепляется в матрицах путем зажима концов винтовыми тисками. На торцы бруска передается через стальные прокладки нормальное давление, создаваемое небольшим гидравлическим домкратом, встроенным в матрицу. Срез осуществляется ножом, скользящим в специальных направляющих, что исключает возможность перекосов.



Рис. 47. Общий вид прибора для испытания на двойной срез со сжатием

Сконструированный в ВУГИ прибор (рис. 47) для испытаний на двойной срез со сжатием состоит из основания с горизонтальным домкратом, зажимной матрицы с вырезом и срезающего ножа-обоймы. Зажимную матрицу с обоймой и образцом помещают на плиту горизонтального гидравлического цилиндра, при помощи которого создается нормальное давление по плоскости среза. Приспособление с закреп-

ленным в нем образцом размером  $70 \times 70 \times 140$  мм устанавливают на плиту гидравлического пресса. Накачивая масло в горизонтальный гидравлический цилиндр, создают определенное нормальное напряжение на плоскостях среза, после чего производят срезывание образца обоймой, опускающейся под действием пресса. На основе испытания вычисляют максимальные значения нормального и касательного напряжения на площадке среза.

При испытаниях необходимо следить за тем, чтобы концы образца плотнее прилегали к поверхности нижней плиты матрицы, так как даже незначительный изгиб образца приводит к искажению результатов. Поскольку матрица закрыта со всех сторон, нагрузка при появлении первой трещины не фиксируется, а фиксируется усилие, соответствующее срезу образца.

Специальные исследования показали, что скалывающие напряжения при этом способе испытаний получают-

ся завышенными вследствие того, что образец помимо среза испытывает также изгиб (как балка на двух опорах, нагруженная жестким штампом). Поэтому испытание на двойной срез дополняют испытанием на одиночный срез, выполняемым на описанном выше клиновом приборе. Сопряжение участков огибающей может быть выполнено из условия равенства касательных напряжений, полученных обоими способами, например, для угла среза около  $35-40^\circ$ .

Описанная методика испытаний на двойной срез была применена с некоторыми изменениями при исследовании прочности углей в ИГД им. А. А. Скочинского [79].

Схема прибора показана на рис. 48. Подлежащий сдвигу образец угля прямоугольной формы, имеющий поперечное сечение  $50 \times 50$  мм и длину  $100-125$  мм, помещали в матрицу 1. Боковые поверхности образца плотно шлифовывали к боковым стенкам матрицы, случайные заклы на поверхности образца заливали парафином или пластилином. На торцы образца через стальные прокладки передавалось нормальное давление, создававшееся 200-тонным гидравлическим прессом 3. Срез осуществлялся специальным ножом 2 с прямоугольным вырезом, скользящим по направляющим пазам внутри матрицы, что исключало возможность перекосов ножа в процессе испытания. Усилие среза величиной 40 т создавалось горизонтальным гидравлическим прессом 4. При испытании образец угля ориентировали по плоскостям напластования.

В ВУГИ была разработана методика испытаний на двойной срез образцов угля неправильной формы, сходная с описанной выше методикой испытаний таких образцов на одиночный срез. Для испытания на двойной срез образец заливают в специальную обойму (рис. 49). Вследствие незначительной величины зазоров между частями обоймы (ширина этих зазоров равна двойной толщине бумаги) влиянием изгиба образца на величину временного сопротивления сдвигу можно пренебречь.

Помимо описанных лабораторных методов испытаний на срез имеется ряд методик, предназначенных для определения сопротивляемости породы сдвигу непосредственно в условиях забоя.

Одна из таких методик [22] предусматривает использование образцов больших размеров, не отделенных от массива и подготавливаемых следующим образом. В горизонтальной выработке или камере при проходке оставляется целик, который затем доводится до размеров  $55 \times 55 \times 100$  см с приданием ему формы правильной четырехгранной призмы. На этот целик производят давление, создаваемое при помощи гидравлических домкратов.

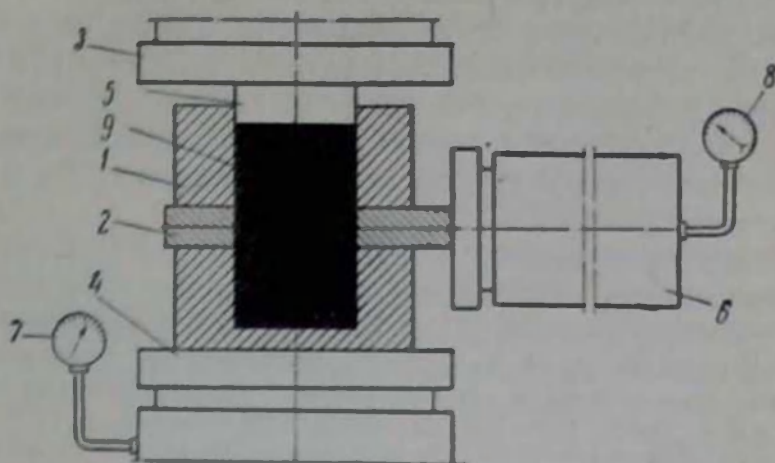


Рис. 48. Схема испытания образца угля на двойной срез со сжатием

1 — матрица; 2 — нож; 3, 4 — верхняя и нижняя плиты 20-тонного гидравлического пресса; 5 — металлическая прокладка; 6 — горизонтальный гидравлический пресс; 7, 8 — манометры; 9 — образец

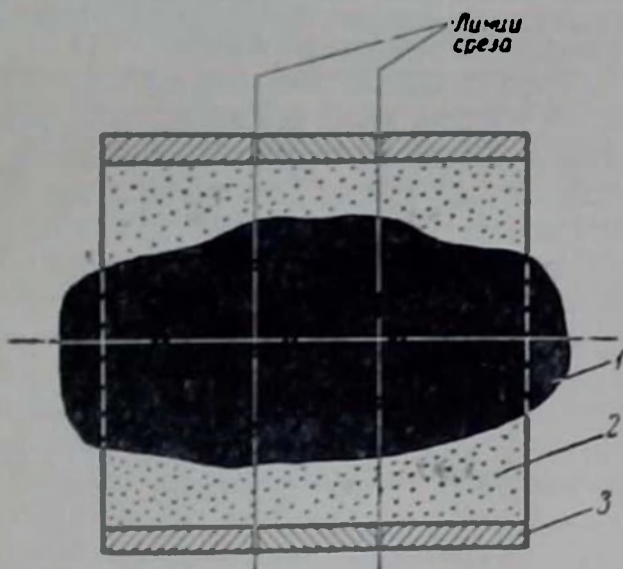


Рис. 49. Обойма для испытания угольного образца неправильной формы на двойной срез:

1 — образец угля; 2 — цементная заливка; 3 — составная стальная обойма



тов (150- или 200-тонных). Предварительно верхнюю часть целика заключают в железобетонную рубашку, а ниже намечаемой линии среза создают бетонный упор. Схема применения такой методики для испытания на срез глинистого прослойка, имеющегося в пласте, показана на рис. 50.

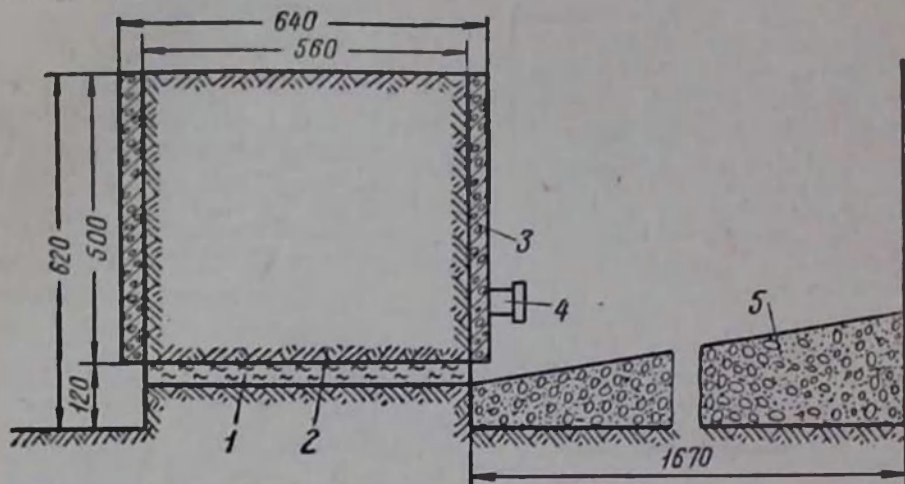


Рис. 50. Определение сопротивления глинистого прослойка сдвигу:

1 — прослойк глины, испытываемый на срез; 2 — образец; 3 — железобетонная рубашка; 4 — упор для индикатора; 5 — бетонный упор

В приведенном примере при испытании измерялись деформации от вертикального давления и перемещение от бокового давления.

ВНИМИ для определения сопротивления породы сдвигу в условиях забоя была применена методика, подобная схеме описанных выше лабораторных испытаний на срез. Разница состояла лишь в том, что при лабораторных испытаниях изменение угла производилось за счет изменения наклона плоскости среза при неизменном направлении усилия, создаваемого прессом, а при натуральных испытаниях, поскольку положение плоскости среза неизменно (например, по напластованию), изменялось направление усилия создававшегося гидравлическим домкратом (рис. 51). Площадь среза в опытах составляла 1,5—2 м<sup>2</sup>.

Величину временного сопротивления сдвигу  $R_{сдв}$  при подобных испытаниях можно определять по формуле

$$R_{сдв} = \sigma_{\mu} + k_{сц}, \text{ кг/см}^2, \quad (65)$$

где  $\sigma$  — нормальное напряжение при разрушении, кг/см<sup>2</sup>;  
 $\mu$  — коэффициент внутреннего трения;  
 $k_{сп}$  — показатель сцепления, кг/см<sup>2</sup>.

Величины  $\mu$  и  $k_{сп}$  определяются путем совместного решения двух уравнений (65), получаемых при различном направлении приложения усилия.

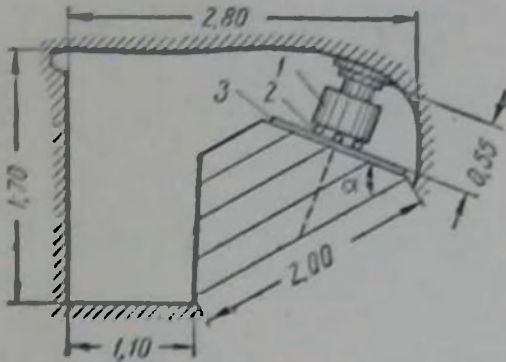


Рис. 51. Схема испытания породы на срез в забое:  
 1 — гидродомкрат; 2 — стальные катки;  
 3 — стальной лист

Методика, предназначенная для определения сопротивления сдвигу угля в условиях забоя, разработана в ИГД им. А. А. Скочинского. В угольном пласте бурят ступенчатую скважину, имеющую начальный диаметр 120 мм и конечный 80 мм. Затем специальной коронкой [56] раз-

буривают скважину на некотором расстоянии от ее устья так, чтобы в ней образовался кольцевой выступ (рис. 52). К боковой поверхности выступа прикладывается усилие, создаваемое гидравлическим прессом, который помещен в скважине. При достижении критического давления происходит разрушение этого выступа сдвигом. Величина усилия, при котором происходит разрушение, фиксируется манометром.

Временное сопротивление сдвигу  $R_{сдв}$  вычисляют по формуле

$$R_{сдв} = \frac{P}{S} = \frac{Pl}{\pi D_1^2}, \text{ кг/см}^2, \quad (66)$$

где  $P$  — величина усилия, при котором происходит разрушение, кг;

$S$  — площадь сдвига, см<sup>2</sup>;

$l$  — длина кольца по оси скважины (обычно  $l = 1 \div 5$  см), см.

Во ВНИМИ разработана методика [45] определения механических свойств горных пород в натуральных условиях карьеров, предусматривающая применение гидropодушек, представляющих собой плоские размерами 250 × 450 × 10 мм гидравлические домкраты из мягкой меди. У подошвы уступа карьера оконтуривается призма, раз-

меры основания которой соответствуют размерам гидроподушки, а высота равна 56—100 см. Место для испытания желательно выбирать на участке, по возможности мало затронутом буровзрывными работами. Откос обирают кайлой до тех пор, пока не обнажится нетронутый массив. Призму оконтуривают так, чтобы гранью ее являлась поверхность ослабления массива. Фиксированное в пространстве положение поверхности среза упрощает выбор расположения щелей, оконтуривающих призму. Щель для гидроподушки ориентируют так, чтобы угол между гидроподушкой и поверхностью ослабления составлял 40—70°. Ширина щелей равна 5—6 см.

Выемку щелей в мягкой породе можно производить при помощи электросверла следующим образом. Мелом или острым предметом намечают расположение и размеры щели. Затем через каждые 4 см бурят в нужном направлении шпуров глубиной 35—55 см. В эти шпуров на всю их глубину забивают колышки, которые служат направляющими при разбуривании промежутков между шпуров. Глубину шпуров выбирают такой, чтобы задняя стенка полученной щели представляла либо контакт между напластованиями, либо поверхность трещин, по которой предполагается срез.

Чтобы гидравлическая подушка передавала давление равномерно по всей площади основания призмы, щель для гидроподушки обычно цементируют быстрохватывающимся расширяющимся цементом марки БРЦ-500. Призма обычно срезается на второй день после цементирования щели.

Давление в гидроподушке создается путем нагнетания трансформаторного масла при помощи гидронасоса и фиксируется манометром. Стабилизация показаний манометра указывает на начало срезывания.

При снятии нагрузки призма до поверхности срезывания легко разрушается. После каждого среза измеряют рабочую площадь гидравлической подушки, площадь среза и размеры призмы. Под рабочей понимают ту часть площади гидроподушки, которая принимает участие в передаче давления на призму. Величину этой площади легко установить после снятия срезанной призмы.

Угол среза (сдвига)  $\alpha_{сдв}$  подсчитывают по формуле

$$\alpha_{сдв} = \alpha_{и} - \alpha_{д}, \quad (67)$$

где  $\alpha_n$  — угол, определенный по стереографической сетке;

$\alpha_s$  — угол между перпендикуляром к подушке (направлением прилагаемого к призме усилия) и равнодействующей силового треугольника, построенного в масштабе по величинам усилий, создаваемых гидродушкой и весом призмы.

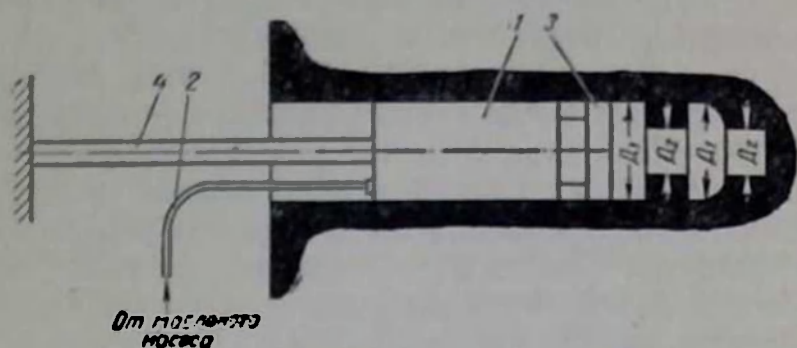


Рис. 52. Схема испытания угля на срез в забое по методу ИГД АН СССР:

1 — гидравлический патрон; 2 — маслопровод; 3 — поршень; 4 — распорный шток

Величина усилия  $P$ , передаваемого гидродушкой на призму, определяется формулой

$$P = \rho S k_{\text{пер}}, \quad (68)$$

где  $\rho$  — показание манометра (удельное давление),  $\text{кг/см}^2$ ;

$S$  — рабочая площадь гидродушки,  $\text{см}^2$ ;

$k_{\text{пер}}$  — коэффициент передачи давления на призму, зависящий от конструкции гидродушки.

Для гидродушки, примененной ВНИМИ,  $k_{\text{пер}} = 0,8$ .

Показатель сцепления  $k_{\text{сц}}$  вычисляют по формуле, выведенной из условия предельного равновесия в плоскости среза,

$$k_{\text{сц}} = \sigma (\text{tg } \alpha_{\text{сдв}} - \text{tg } \psi), \quad (69)$$

где  $\sigma$  — нормальная составляющая напряжения на плоскости среза;

$\alpha_{\text{сдв}}$  — угол среза;

$\psi$  — угол трения по плоскости среза.

Определение временного сопротивления сдвигу путем испытаний образцов на кручение применяется для горных пород относительно редко. Для слоистых пород ис-

пытания на кручение возможны только на образцах, у которых слои расположены в продольном направлении.

Различные формы образцов для испытаний на кручение изображены на рис. 53.

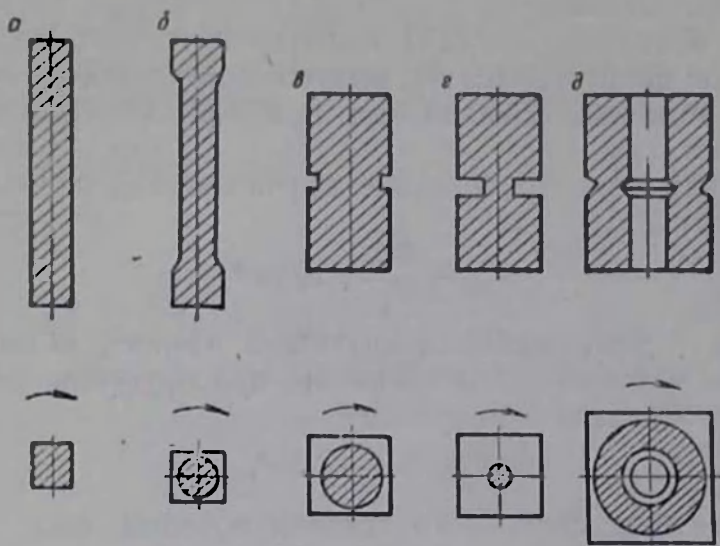


Рис. 53. Формы образцов для испытаний на кручение

На призматических образцах (рис. 53, а) удобно измерять деформации сдвига с помощью оптических тензометров. Размеры таких образцов в исследованиях, проводившихся ДонУГИ, составляли  $140 \times 140 \times 200$  (300) мм.

В принципе более целесообразны цилиндрические образцы: только в них при кручении поперечные сечения остаются плоскими. Для обеспечения возможности захвата в машине такие образцы изготовляют с четырехгранными (рис. 53, б) или шестигранными головками.

Испытания показали, что разрушение углей и хрупких горных пород при испытании призматических и цилиндрических образцов происходит обычно не от сдвигающих, а от разрывающих напряжений. Во избежание появления растягивающих напряжений при испытаниях на кручение пытались применить сплошные (рис. 53, в, г) или полые (рис. 53, д) образцы с надрезом. Однако в связи с концентрацией напряжений у надреза избежать появления растягивающих напряжений обычно не удается. Даже при применении глубоких надрезов (до 4 мм)

разрушение наступало, хотя и по надрезу, но не в одной плоскости, а с образованием конусообразного выступа на одной половине с углом наклона образующей 35—40° (к оси образца), что указывает на наличие растягивающих напряжений.

По методике ДонУГИ испытания горных пород на кручение производятся на машине с максимальным крутящим моментом 3000 кг·см и ценой деления шкалы 10 кг·см.

Временное сопротивление кручению  $R_{кр}$  определяют по формуле

$$R_{кр} = \frac{M_{кр}}{W_{кр}} \cdot \text{кг/см}^2, \quad (70)$$

где  $M_{кр}$  — максимальный крутящий момент, кг·см;

$W_{кр}$  — момент сопротивления при кручении, см<sup>3</sup>.

Для образцов с надрезом

$$W_{кр} = \frac{\pi r^3}{2}, \text{ см}^3, \quad (71)$$

где  $r$  — радиус опасного сечения образца, см.

#### ХV. ВРЕМЕННОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ ИЗГИБУ

Для испытаний на изгиб обычно применяют призматические образцы горных пород прямоугольного или квадратного сечения. Размеры образцов не регламентированы. Известны случаи испытаний как очень крупных (30×20×170 см), так и сравнительно малых (6×6×25 и даже 1×1×10 см) образцов. Соотношения между большим и меньшим размерами поперечного сечения образцов варьируют от 1 до 1,5, однако известны случаи испытания тонких пластинок, у которых ширина больше высоты (с соотношением между высотой и шириной от 0,2 до 0,4—0,5). Соотношение между длиной пролета и высотой составляет от 3,5 до 10. Во всех этих случаях для одних и тех же пород не отмечается заметного изменения пределов прочности на изгиб. К. В. Руппенейт [72] считает, что расчетный пролет изгибаемой балки должен в 8—10 раз превышать ее высоту.

Существенно отражаются на результатах испытания на изгиб неправильная установка образца на опорах и одностороннее давление при передаче нагрузки на образец. Если верхнее и нижнее ребра одной боковой грани не касаются опорных роликов и ролика, передающего

нагрузку, то последняя сосредотачивается на частях образца, примыкающих к другой боковой грани. Деформации развиваются тогда главным образом на этой грани, а на другой при малых нагрузках вообще не возникают. Одинаковое развитие деформаций на обеих гранях возможно только при тщательном изготовлении образца и надлежащей подгонке к роликам в местах их соприкосновения (проверяется на свет). Применение резиновых и других прокладок между образцом и роликом неравномерности в распределении нагрузки не устраняет.

При испытаниях на изгиб нагрузку прилагают либо по середине пролета между опорами, либо к концу консольной балки. Испытания по методу консольной балки менее надежны, так как в месте заделки возникает местная концентрация напряжений, зависящая от жесткости заделки и величины начального обжатия.

Наиболее простой способ приложения нагрузки при испытаниях на изгиб — применение сосредоточенной нагрузки по середине пролета балки, свободно лежащей на двух опорах.

В ХММИ [39] для таких испытаний было сконструировано приспособление, состоящее из двух частей: одна часть служила опорой для образца, а другая являлась ножом, при опускании которого осуществлялась деформация образца, расположенного на двух опорах. Обе опоры и нож были снабжены свободно вращающимися роликами радиусом 25 мм, обеспечивавшими свободу поступательных перемещений элементов образца при изгибе и уменьшавшими вероятность концентрации напряжений в месте приложения нагрузки.

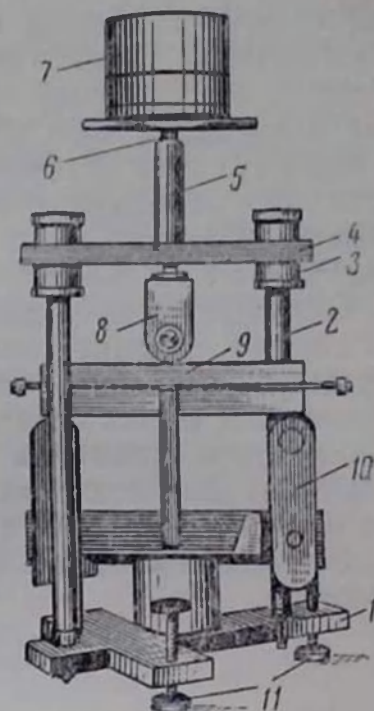


Рис. 54. Установка для испытания на изгиб по способу заданной нагрузки: 1 — станина; 2 — винт; 3 — гайка; 4 — переключатель; 5 — втулка; 6 — стержень с тарелкой; 7 — гири; 8 — нож для передачи нагрузки на образец; 9 — образец; 10 — опоры для образца; 11 — установочные винты

Испытания на изгиб производятся либо по способу заданной нагрузки с замером получающихся деформаций, либо по способу заданной деформации с замером соответствующей ей нагрузки.

Испытания по первому способу проводились в ХММII [39] на приспособлении (рис. 54), состоявшем из рамки, образованной двумя винтами, укрепленными в станине, и переключной, опирающейся на гайки. Переключная имела втулку, в которой могли передвигаться стержень с тарелкой для установки гирь. Стержень на нижнем конце был снабжен ножом для передачи нагрузки на образец. Образец устанавливался на двух опорах, расположенных на той же станине.

Обычные машины для испытаний на изгиб действуют по способу заданной деформации. Для этой цели пригодны универсальные испытательные машины как с механическим (пресс Гагарина, ИМ-4А, УМ-5), так и с гидравлическим приводом (ГМС-50, ГМК-100, ИМЧ-30, ИМЧ-60). Для испытаний горных пород предпочтительны машины с малыми пределами нагрузок.

Временное сопротивление изгибу  $R_{изг}$  вычисляют по формуле

$$R_{изг} = \frac{M_{изг}}{W_{изг}}, \quad (72)$$

где  $M_{изг}$  — максимальный изгибающий момент (соответствующий разрушающей нагрузке);

$W_{изг}$  — момент сопротивления сечения изгибу, определяемый из выражения

$$W_{изг} = I \frac{h}{2}, \quad (73)$$

где  $I$  — момент инерции;

$h$  — высота образца.

К. В. Руппенейт [72] считает, что такая формула для  $R_{изг}$  справедлива лишь при  $\frac{l}{r} > 8-10$  (здесь  $l$  — длина образца). Для меньших соотношений  $\frac{l}{r}$  он рекомендует вводить поправку, определяемую формулой

$$R_{изг} = \frac{M_{изг}}{W_{изг}} - 0,266 \frac{P_{max}}{S}, \quad (74)$$

где  $P_{max}$  — разрушающая нагрузка, кг;

$S$  — площадь поперечного сечения образца,  $см^2$ .



## XVI. МОДУЛИ УПРУГОСТИ И КОЭФФИЦИЕНТ ПУАССОНА

Модуль упругости (модуль Юнга) первого рода. Значения этого модуля для горных пород определяют при испытаниях на одноосное сжатие (чаще всего), на растяжение и на изгиб. При всех этих видах испытаний главная задача эксперимента по определению значения модуля сводится к возможно более точному измерению деформаций образца, или участка массива, если опыт проводится в натурных условиях. Особое место занимает появившийся в последние годы метод определения модуля упругости по скорости распространения ультразвуковых волн.

Определение модуля упругости при испытаниях на сжатие. Наиболее часто применяемый в настоящее время метод решения этой задачи — непосредственное измерение деформаций сжимаемых образцов при помощи специального оптического прибора — зеркального тензометра, отличающегося достаточно высокой чувствительностью.

Зеркальный тензометр состоит из:

- 1) набора парных шин длиной 50, 100 и 200 мм со струбцинкой;
- 2) четырех парных осей разной длины с ромбовидными призмами, снабженных съемным зеркалом;
- 3) двух зрительных труб с двумя шкалами, устанавливаемыми на общей подставке;
- 4) штатива для установки зрительных труб.

Обычно для удержания призмы в более устойчивом положении под острие наклеивают бумажные полоски размерами  $2 \times 20$  мм. В ХММИ под острие призмы наклеивали металлические пластинки [39]. При определении поперечных деформаций применялись две дубовые планочки прямоугольного сечения размерами  $15 \times 25 \times 120$  мм, соединенные по концам двумя болтами с гаечками и прижимными пружинами для удержания планок в плотном соприкосновении с образцом. Планки опирались на грань призматического образца четырьмя вбитыми в них металлическими шпильками, а в случае применения цилиндрических образцов — двумя металлическими шпильками, расположенными на противоположных концах диаметра. Установка зеркал для измерения поперечных деформаций показана на рис. 55, а, а рас-

положение тензометров для одновременного измерения поперечных и продольных деформаций на рис. 55, б.

Нагрузку на образец прилагают последовательными (равными) ступенями, последовательно производя разгрузку до начальной величины по тем же ступеням. На

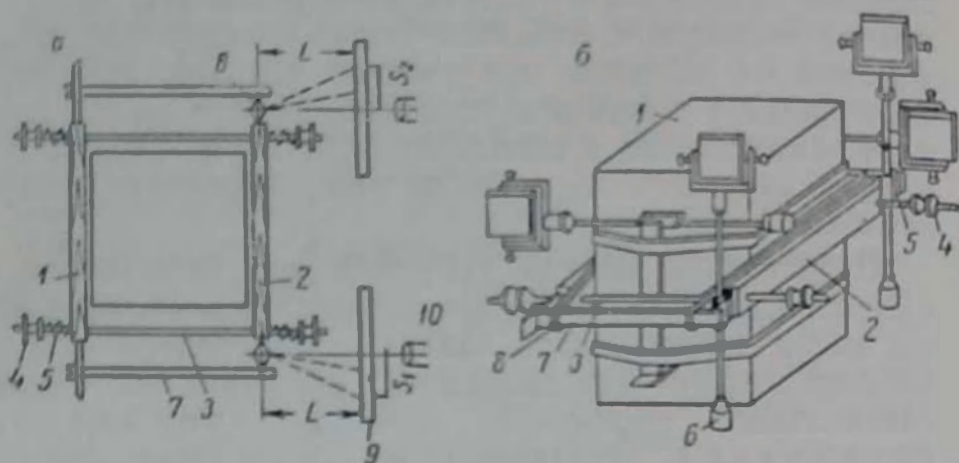


Рис. 55. Установка зеркал для измерения поперечных деформаций (а) и расположение тензометров для одновременного измерения поперечных и продольных деформаций (б):

1 — образец; 2 — дубовая планка сечением 15 X 25 мм; 3 — стяжной болт; 4 — гайка; 5 — пружинная скобка; 6 — призма с зеркалом; 7 — металлическая планка; 8 — резиновый пояс; 9 — шкала; 10 — зрительная труба

каждой ступени регистрируют величину нагрузки и показания шкал приборов, измеряющих деформации. Отсчеты производятся с точностью до одной десятой деления каждой шкалы.

Для каждой ступени нагрузки по приращению отсчетов правой и левой шкал  $s_1$  и  $s_2$  определяют среднюю величину приращения

$$s_{cp} = \frac{s_1 + s_2}{2}. \quad (75)$$

Величину деформации (укорочения)  $\Delta l$  вычисляют по формуле

$$\Delta l = \frac{s_1 + s_2}{2} \frac{r}{2L}, \quad (76)$$

где  $r$  — длина большей диагонали призмы, см;

$L$  — расстояние от зеркала до шкалы (см. рис. 55, а), см.

Относительное укорочение  $\varepsilon_l$  определяют согласно формуле

$$\varepsilon_l = \frac{s_1 + s_2}{2l} \frac{r}{2L}, \quad (77)$$

где  $l$  — длина измеряемого участка, см.

После уменьшения нагрузки до начального значения образец начинают загружать снова, так, чтобы конечная величина новой нагрузки превысила предыдущую на 15—25%. Затем снова снижают нагрузку до начальной и начинают третье нагружение. Конечная величина третьей нагрузки должна превышать вторую на величину, равную разности второй и первой конечных нагрузок. В таком порядке испытание продолжают до тех пор, пока напряжение не приблизится к пределу прочности испытываемого материала.

При испытаниях, проводившихся в Днепропетровском горном институте, производилось шесть последовательных нагружений, в ХММИ — три нагружения.

Поперечные деформации регистрируют так же, как и продольные. Вычисления ведутся по приведенным выше формулам. Для материалов, подчиняющихся закону Гука, зависимость между деформациями и нагрузками выражается прямолинейным отрезком графика деформаций. Модуль упругости  $E$  в этом случае можно определить по формуле

$$E = \frac{(P_n - P_{n-1})l}{S(\Delta l_n - \Delta l_{n-1})}, \text{ кг/см}^2, \quad (78)$$

где  $P_n$  — конечная нагрузка рассматриваемого интервала нагружения, кг;

$P_{n-1}$  — начальная нагрузка рассматриваемого интервала нагружения, кг;

$l$  — длина, на которой измеряются деформации, см;

$S$  — площадь поперечного сечения образца, см<sup>2</sup>;

$\Delta l_n$  — конечная деформация рассматриваемого интервала нагружения, см;

$\Delta l_{n-1}$  — начальная деформация рассматриваемого интервала нагружения, см.

Для многих горных пород начальный отрезок графика деформаций не является строго прямолинейным. При небольшой кривизне модуль упругости можно с достаточной точностью определять по формуле (78). Если же

кривизна значительна, модуль определяют для каждого из приращений, пользуясь формулой

$$E_i = \frac{P_n - P_{n-1}}{S(\varepsilon_n - \varepsilon_{n-1})}, \text{ кг/см}^2, \quad (79)$$

где  $\varepsilon_n$  — конечная относительная деформация для данного интервала;

$\varepsilon_{n-1}$  — начальная относительная деформация для данного интервала.

По полученным данным вычисляют среднее значение модуля согласно выражению

$$E_{\text{ср}} = \frac{\sum E_i}{n}, \text{ кг/см}^2, \quad (80)$$

где  $n$  — число приращений.

При использовании зеркальных тензометров модули упругости горных пород можно определять с точностью до 1%. Недостатком этих приборов является чувствительность к механическим повреждениям. Работа с ними при нагрузках, близких к разрушающим, может привести к порче призм и зеркал. При производстве испытаний с использованием зеркальных тензометров требуется специальное освещение и достаточно большое свободное пространство около испытательных машин, что не всегда осуществимо.

Для массовых испытаний горных пород с относительной точностью примерно до 10% может быть применен прибор, разработанный К. В. Руппенейтом [72].

Прибор (рис 56) состоит из обоям (колец) 1, 2 и 3, охватывающих образец цилиндрической или призматической формы. Кольца 2 и 3 жестко соединены между собой, а кольцо 1 непосредственно с ним не связано. В кольца 1 и 3 пропущено по четыре винта 4, заканчивающихся калеными острьями. В верхнем кольце имеется четыре отверстия с запрессованными в них бронзовыми втулками 5. Внутренний диаметр втулки соответствует диаметру ножки индикатора. Через кольцо 3 проходят винты 6, в которые упираются стержни индикаторов часового типа. В кольце 2 сделаны отверстия с бронзовыми втулками 7 для установки горизонтальных индикаторов. В приборе применены индикаторы завода «Калибр» с точностью отсчета 0,002 мм. Передача давления на образец производится через толстую давяльную плиту, имеющую форму цилиндра.

Подготовка образца к испытаниям производится в следующем порядке. Вначале устанавливают нижнюю пару колец и закрепляют их на образце винтами 4 так, чтобы ось образца проходила через центры колец, а плоскости колец были бы перпендикулярны оси образца.

Расстояние между кольцами 2 и 3 принимают равным половине длины участка, на котором предполагается измерять деформации. Затем устанавливают верхнее кольцо, используя калиброванные вкладыши, толщину которых подбирают с таким расчетом, чтобы верхнее кольцо было бы расположено симметрично по отношению к нижнему. После установки верхнее кольцо закрепляют на

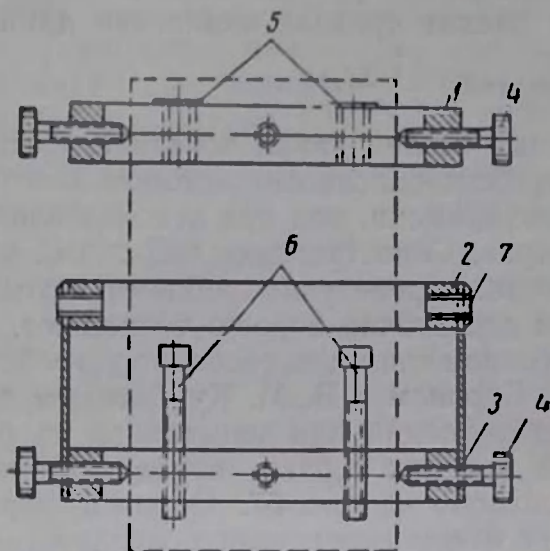


Рис. 56. Принципиальная схема прибора ВУГИ для определения упругих постоянных горных пород:

1, 2, 3 — обоймы (кольца); 4 — винты с закаленными остриями; 5 — бронзовые втулки; 6 — винты; 7 — втулка для горизонтального индикатора. Пунктиром показан образец

образце винтами. В отверстия на верхнем кольце устанавливают индикаторы. Стрелки последних выводят в наиболее выгодные (с точки зрения точности отсчетов) положения либо при помощи винтов, либо перемещением во втулках, после чего закрепляют в этом положении винтами. Затем устанавливают кольцо для поперечных индикаторов, помещая его так, чтобы отверстия для индикаторов находились на половине высоты образца. Завершается подготовка установкой поперечных индикаторов и приведением их в рабочее положение.

Значения модуля упругости  $E$  вычисляют по формуле

$$E = \frac{4(P_k - P_0) l}{S \Sigma \Delta l}, \text{ кг/см}^2, \quad (81)$$

где  $P_k$  — нагрузка на образец в конце испытания, кг;  
 $P_0$  — нагрузка на образец в начале испытания, кг;  
 $l$  — длина участка образца, на котором производятся измерения см;  
 $\Delta l$  — изменение длины участка при нагружении образца (разность конечного и начального отсчетов по индикаторам), см;  
 $S$  — площадь поперечного сечения образца, см<sup>2</sup>.

В расчет вводят среднее изменение длины участка,

определяемое как  $\frac{1}{4} \sum_{T}^4 \Delta l$ .

Проведенные исследования показали, что определение модулей упругости описанным методом занимает значительно меньше времени, чем при использовании зеркальных тензометров. Сопоставление численных величин модулей упругости, определенных обоими методами, показало, что они достаточно хорошо совпадают.

На аналогичном принципе основано устройство, примененное Л. И. Бароном и В. М. Курбатовым для измерения малых деформаций при испытаниях на раздавливание образцов крепких горных пород. Принципиальная схема его показана на рис. 57. Образец породы зажимается между отшлифованными поверхностями пуансонов 1 и 2 200-тонного гидравлического пресса, на которые плотно посажены кольца 7. Между этими кольцами помещают чувствительный индикатор часового типа 8, позволяющий измерять деформации.

Для измерения весьма малых деформаций при испытаниях плоских образцов горных пород с соотношением между высотой и диаметром в пределах 0,12—0,2 В. М. Курбатовым в ИГД им. А. А. Скочинского было разработано и испытано специальное устройство, показанное на рис. 58.

В отверстие (диаметром 1—1,2 мм), пробуренное в середине испытываемого образца 7, пропущена стальная игла (струна диаметром 0,3 мм), один конец которой удерживается отогнутым кончиком в отверстии пуансона 1. В отверстии (диаметром 1,2 мм) нижнего пуансона 2 свободно установлена трубочка из нержавеющей стали, один конец которой запрессован на длину 5 мм в верхней части пуансона 2. Игла, закрепленная в верхнем пуансоне 1, свободно входит в трубочку. Величину деформации образца при сжатии определяют по перемещению иглы относительно трубочки. Это перемещение регистрируется с помощью оптического устройства, состоящего в основном из тубуса микроскопа 8 (типа МИР-1) и объектива типа «Лессар» со светосилой 3,5. Точность отсчета 5 м.

При испытании образцов из весьма крепких пород следует учитывать величину деформации самих пуансонов, определяемую предварительно при различных нагрузках с помощью описанного устройства (при отсутствии образца). Величину деформации пуансонов при соответствующей нагрузке вычитают из показателя, получаемого при испытании образца породы.

Модуль упругости можно определять также при испытании на сжатие по методу соосных пуансонов (см. стр. 82). Для этой цели изготовляют из одного куска породы два образца: один — сплошной, а другой — с центральным отверстием, залитым канифолью с парафином. При испытаниях применяют пуансоны площадью  $1 \text{ см}^2$ . Для измерения деформаций на образцы наклеивают проволочные датчики сопротивления. Проволочный датчик ВНИМИ представляет собой константановую проволоку диаметром  $0,04 \text{ мм}$ , наклеенную в форме шестиугольника на папиросную бумагу проволочным клеем. Бумажная основа датчика — круг диаметром  $50 \text{ мм}$  с отверстием в центре; площадь отверстия равна площади сечения пуансона (рис. 59).

Для измерения используется обычная схема с мостиком сопротивления, в одну из диагоналей которого включен гальванометр типа ТЗП-2. Шкала гальванометра при этом отградуирована в единицах относительных деформаций.

Величину модуля упругости  $E$  вычисляют по формуле

$$E = \frac{P}{\epsilon_{\varphi} S_{\text{пр}}}, \text{ кг/см}^2, \quad (82)$$

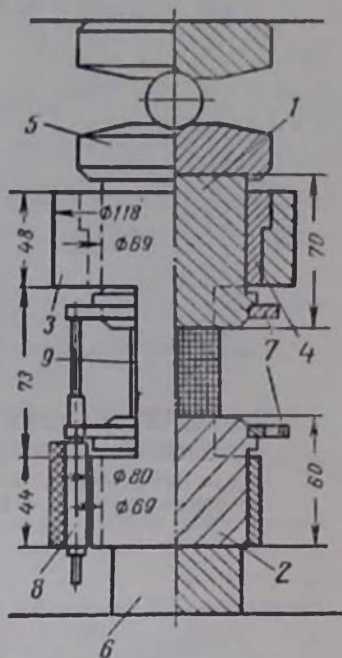


Рис. 57. Устройство, примененное Л. И. Барановым и В. М. Курбатовым для измерения малых деформаций при раздавливании образцов крепких горных пород: 1, 2 — пуансоны гидравлического пресса; 3 — кондуктор; 4 — бронзовый вкладыш; 5 — шаровая ята; 6 — подушка; 7 — кольца; 8 — индикатор; 9 — образец породы

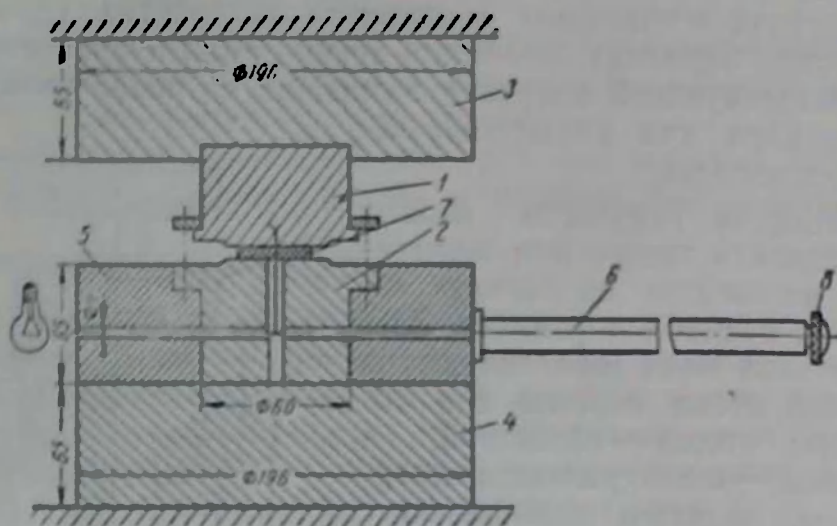


Рис. 58. Устройство для измерения малых деформаций при испытаниях на раздавливание плоских образцов:

1, 2 — пуансоны; 3, 4 — подушки; 5 — матрица; 6 — оптическая отсчетная труба; 7 — испытуемый образец; 8 — тубус микроскопа

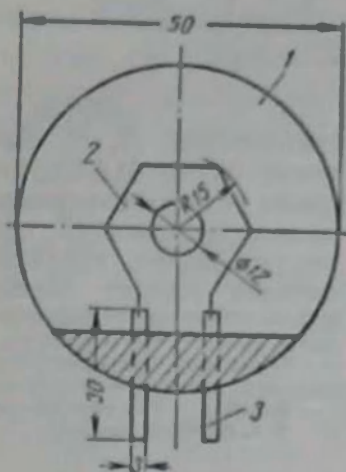


Рис. 59. Проволочный датчик ВНПМН:  
1 — бумажный диск; 2 — проволочное сопротивление;  
3 — выводные концы

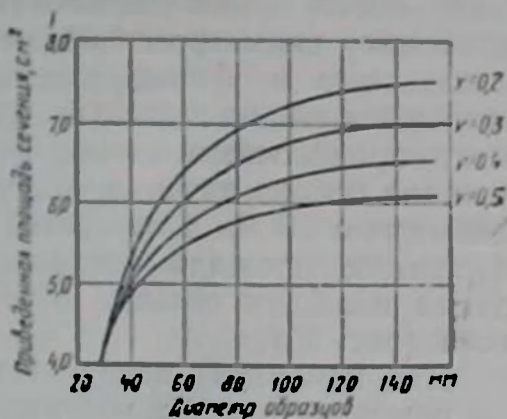


Рис. 60. Графики для определения расчетной (приведенной) площади сечения образца  $S_{пр}$



где  $P$  — разрушающая нагрузка, кг;

$\varepsilon_p$  — относительная деформация, измеренная по дуге поверхности образца;

$S_{пр}$  — расчетная (приведенная) площадь (рис. 60).

Модуль упругости подсчитывают указанным способом для каждой ступени нагрузки, а затем усредняют.

Наряду с лабораторными методиками известен ряд способов определения модуля упругости горных пород при сжатии в условиях естественного залегания.

Один из таких способов, примененный Н. Н. Давиденковым [28], заключается в следующем. В четырех вертикальных колодцах глубиной около 4 м и диаметром 1,5 м при помощи компрессоров создают давление около  $3 \text{ кг/см}^2$ . Для устранения утечек воздуха отверстия герметизируют специальными крышками, а стенки бетонизируют; толщина бетонной обделки 20 см. Получаемые деформации измеряют струнными тензометрами, устанавливаемыми на середине глубины колодца. Модуль упругости вычисляют путем сопоставления фактической деформации бетонных колодцев с той деформацией, которая имела бы место, если бы колодец не был окружен породой.

Аналогичный метод определения модуля упругости был применен также во французских железорудных шахтах [99]. В стенке выработки при помощи быстросхватывающегося цемента укрепляли три анкерных болта сечением  $20 \times 20 \text{ мм}$ . Болты заделывали на глубину 160 мм с расстоянием между ними 200 мм (рис. 61, а). Между болтами укрепляли измерительную проволоку, начальное напряжение в которой определялось электроакустическим методом.

После 10-часовой выдержки над болтами при помощи бурильного молотка делали вруб шириной и глубиной по 700 мм и высотой 40 мм. Вруб промывали и после промывки вставляли в него плоский гидродомкрат площадью  $700 \times 700 \text{ мм}$ , а все оставшееся свободное пространство врубовой щели заполняли очень тощим песчано-цементным раствором (50% цемента и 50% тонкого песка). После 10-часового схватывания производили нагружение массива, повышая давление ступенями. Деформации проволок измеряли и строили по ним график зависимости деформаций от величины давления на массив (рис. 61, б). Испытание проводили до получения деформации, соответствующей напряжению на  $20\text{--}30 \text{ кг/см}^2$  больше начального. По этому графику и определяли величину модуля.

Другой способ, аналогичный описанному выше (стр. 107) методу определения временного сопротивления сдвигу в натуральных условиях, заключается в следующем. При проходке горной выработки оставляют целик породы, который доводят до сечения  $55 \times 55 \text{ см}$ , придавая форму правильной четырехгранной призмы высотой 1 м.

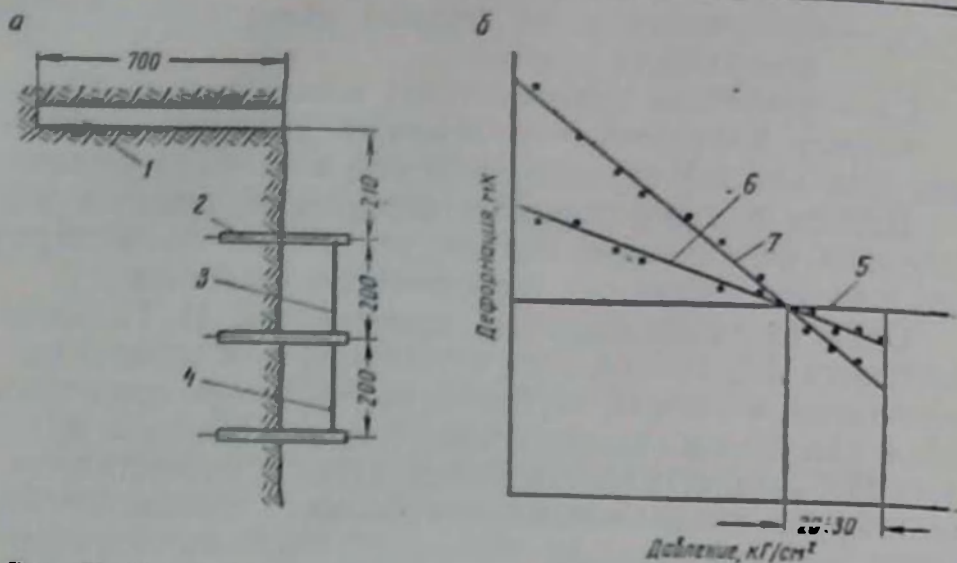


Рис. 61. Схема определения модуля упругости на железорудной шахте во Франции.

а — схема заделки анкерных болтов; б — график деформаций; 1 — шель; 2 — анкерный болт; 3 — измерительная проволочка № 1; 4 — измерительная проволочка № 2; 5 — начальная деформация; 6 — изменение деформаций проволочки № 1; 7 — изменение деформаций проволочки № 2.

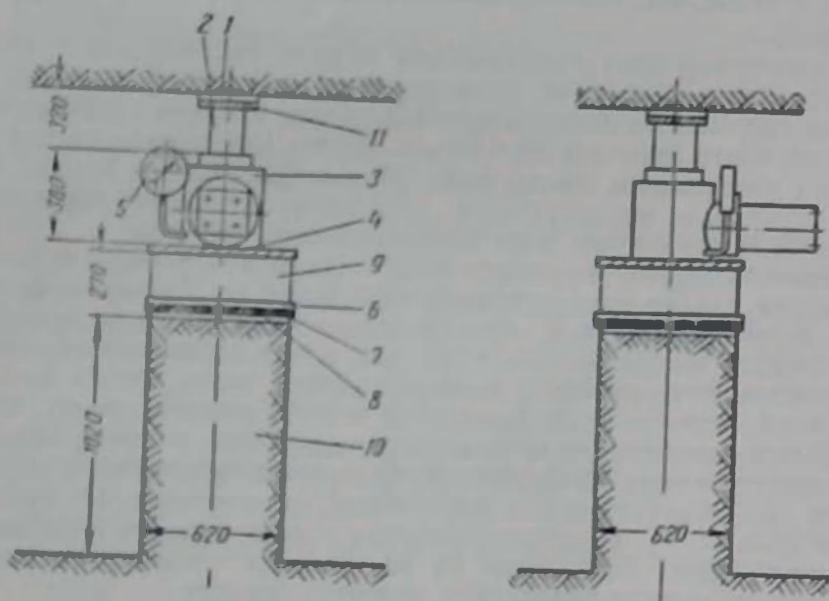


Рис. 62. Схема испытания вертикального цемлика:

1 — заливка цементом; 2 — отрезок рельса длиной 300 мм; 3 — гидравлический домкрат; 4 — стальной лист  $620 \times 620 \times 8$  мм; 5 — манометр; 6 — фанерный лист  $620 \times 620$  мм; 7 — медный лист  $620 \times 620 \times 6$  мм; 8 — слой песка 12 мм; 9 — железобетонная подушка  $550 \times 550 \times 200$  мм; 10 — образец; 11 — стальной лист  $240 \times 240 \times 18$  мм

Затем между кровлей выработки и вершиной целника устанавливают гидравлические домкраты на 150 или 200 т (рис. 62). Величину деформации измеряют рычажными тензометрами или индикаторами.

Испытания на сжатие вдоль напластования проводились аналогичным способом с оставлением целника в виде горизонтально лежащей призмы. При этом для предупреждения преждевременной поломки консоли снизу под призму подвели деревянные подкладки (рис. 63).

Определение модуля упругости при испытаниях на растяжение. Для измерения деформаций при растяжении чаще всего применяют зеркальные тензометры.

На рис. 64 показана установка зеркального тензометра Мартенса для определения продольных деформаций при испытании на растяжение.

К образцу 2, установленному в захватах испытательной машины, с двух противоположных сторон прижимают две планки 3 при помощи пружинной струбки 4. Нижние концы планок упираются в образец остриями 5. Между верхними концами планок и образцом находятся две маленькие ромбические призмочки 1, имеющие острые ребра. К каждой призме прикреплено зеркальце 6. Для получения более надежных результатов в точках установки остриев планок и призм наклеивают небольшие пластинки из латуни размерами  $7 \times 7$  мм. На некотором расстоянии от образца устанавливаются две зрительные трубы 8 и две шкалы 7 с миллиметровыми делениями. Зрительные трубы направляют на зеркальца 6, которые регулируют вращением так, чтобы на зеркальцах были видны изображения делений шкалы 7.

При деформации образца на величину  $\Delta l$  призмы 1 с зеркальцами 6 поворачиваются на некоторый угол  $\alpha$ . Если обозначить наибольшую диагональ ромбической призмы через  $r$ , то  $\Delta l = r \sin \alpha$  или,

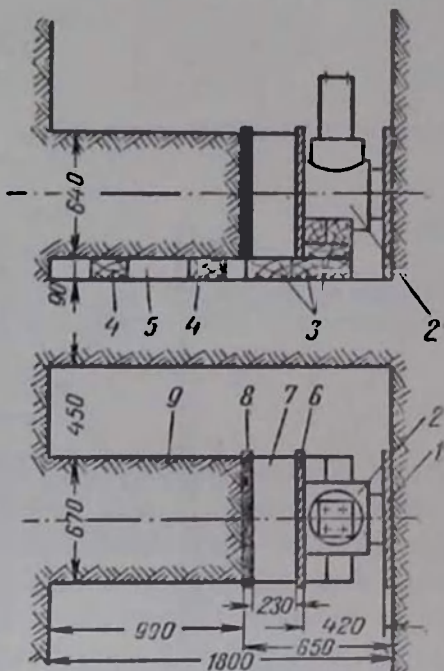


Рис. 63. Схема испытаний горизонтального целника:

1 — стальной лист; 2 — гидравлический домкрат; 3 — деревянные брусья; 4 — деревянные подкладки; 5 — шель; 6 — стальной лист  $620 \times 620 \times 10$  мм; 7 — железобетонная подушка; 8 — медный лист  $620 \times 620 \times 6$  мм; 9 — образец

так как угол  $\alpha$  очень мал,  $\Delta l = r\alpha$ , если величина  $\alpha$  выражена в радианах.

При повороте призмы 1 на угол  $\alpha$  на такой же угол повернется и зеркальце 6. Падающие и отраженные от зеркальца лучи составят между собой угол  $2\alpha$ . Обозначая через  $s$  отсчет по шкале, соответствующий повороту призмы на угол  $\alpha$  и через  $L$  расстояние от зеркальца до шкалы, получим

$$\lg 2\alpha = \frac{s}{L} \quad (83)$$

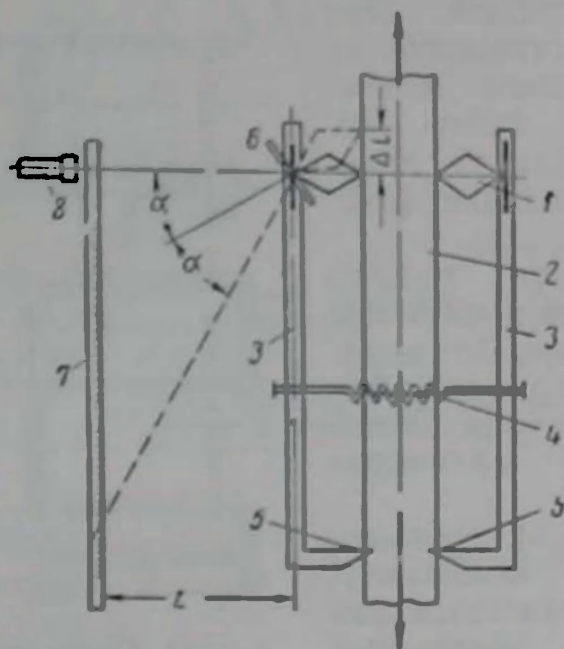


Рис. 64. Измерение продольной деформации зеркальным тензосметром Мартенса при испытании на растяжение

и так как угол  $2\alpha$  очень мал, то

$$\alpha = \frac{s}{2L}$$

или

$$\Delta l = \frac{rs}{2L} \quad (84)$$

Величина  $\bar{U} = \frac{r}{2L}$  является масштабом увеличения и обычно принимается равной  $\frac{1}{500}$  или  $\frac{1}{1000}$  (путем подбора соответствующего расстояния  $L$  от шкалы до зеркальца).

При каждом замере определяют сумму приращения отсчетов обеих шкал:  $s_1 + s_2$ . Из ряда сумм приращений для данного участка кривой растяжения определяют среднюю сумму приращений

$$(s_1 + s_2)_{\text{ср}} = \frac{\sum (s_1 + s_2)}{n}, \quad (85)$$

где  $n$  — число наблюдений.

Среднее приращение отсчетов равно

$$\frac{(s_1 + s_2)_{\text{ср}}}{2}. \quad (86)$$

При умножении на масштаб получается среднее приращение абсолютной продольной деформации  $\Delta l_{\text{ср}}$ .

$$\Delta l_{\text{ср}} = \frac{(s_1 + s_2)_{\text{ср}}}{2} U. \quad (87)$$

Разделив эту величину на базу прибора, т. е. на длину скобы  $l$ , равную 50 и 100 мм, получим среднее приращение относительного удлинения, равное

$$\Delta \epsilon_l = \frac{\Delta l_{\text{ср}}}{l}. \quad (88)$$

Для измерения поперечных деформаций горных пород тензомер Мартенса оказывается недостаточно чувствительным. В этом случае база прибора равна размеру поперечного сечения образца — от 30 до 70 мм, т. е. примерно втрое меньше базы при продольных деформациях. Кроме того, по абсолютной величине поперечные деформации при одной и той же базе обычно в 20—30 раз меньше продольных. Если при измерении продольных деформаций величина отсчета по шкале зеркального прибора равна 2—3 мм, то при пользовании тем же прибором для измерения поперечных деформаций отсчет будет равен 0,1 мм. Такая величина отсчета явно ненадежна.

Для достоверного измерения поперечных деформаций прибор должен давать гораздо большее увеличение (до 30000 раз).

Схема одного из приборов, обеспечивающих необходимую точность, показана на рис. 65. В приборе имеются два рычага 1 и 2, соединенных на одном конце шарниром 3. На рычагах укреплены острия 4 и 5, которые зажимают плоский образец. На концах рычагов расположены опорные подушки 6 и 7 с канавками, между которыми вставляется призма с зеркальцем. Против зеркальца помещены шкалы и зрительная труба, при помощи которых производят (при соответствующей наводке зеркальца) отсчет.

Масштаб увеличения  $U$  такого прибора, называемого рычажно-призменным, равен (см. рис. 65)

$$U = \frac{L_1}{L_2} \frac{r}{2A}, \quad (89)$$

где  $L_1$  — расстояние от центра шарнира до линии, соединяющей оба острия прибора, мм;

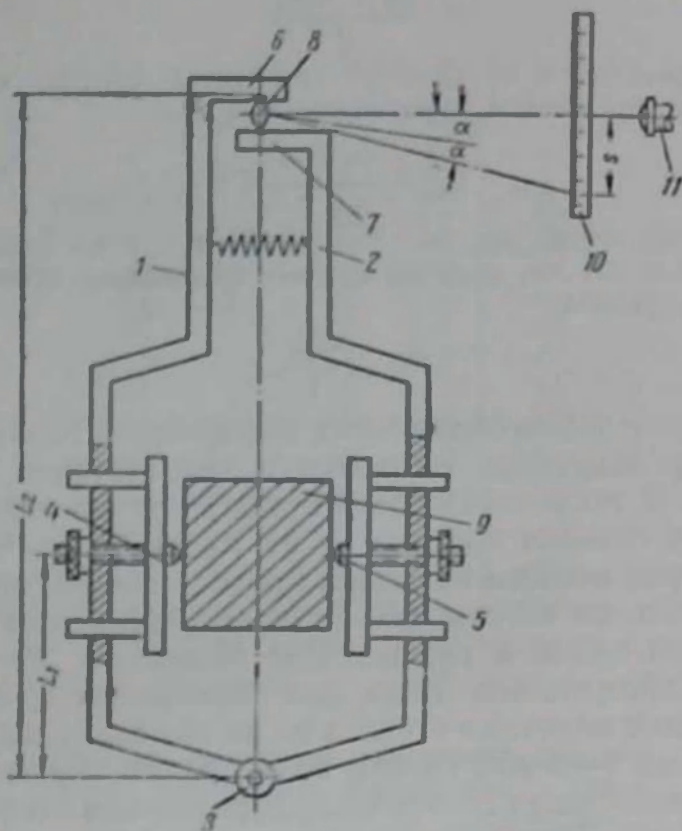


Рис. 65. Схема рычажно-призменного прибора для измерения поперечных деформаций при испытаниях на растяжение:

1, 2 — рычаги; 3 — шарнир; 4, 5 — острия; 6, 7 — опорные подушки с напайками; 8 — призма с зеркалом; 9 — образец; 10 — шкала; 11 — зрительная труба

$L_2$  — расстояние от центра шарнира до опорной подушки, мм;

$r$  — диагональ призмы, мм;

$A$  — расстояние от зеркала до шкалы прибора, мм.

Степень увеличения у описанного прибора равна примерно 4000.

Для измерения поперечных деформаций образцов больших размеров, а также тех образцов, у которых поперечные деформации очень малы, предложен рычажный прибор (рис. 66) с отсчетом по зеркалам, дающий большую степень увеличения, чем описанный рычажно-призмный. В нем имеются две параллельно передвигающиеся части 1 и 2, расстояние между которыми устанавливают соответственно поперечному размеру образца

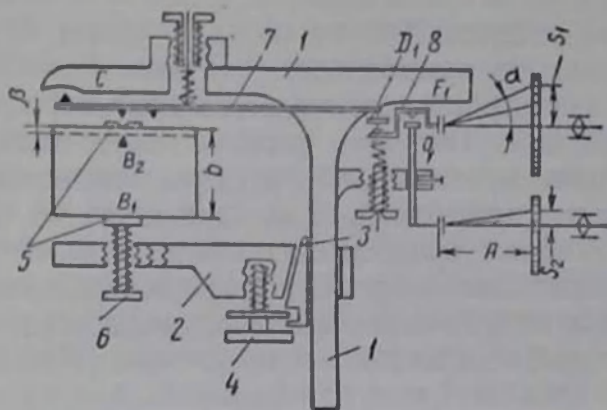


Рис. 66. Схема рычажного прибора с отсчетом по зеркалам

(b). Часть 2 закрепляется на части 1 прибора при помощи клина 3 и винта 4. Весь прибор подвешивают на специальной рамке, укрепляемой на образце, и уравнивают противовесом. Для фиксирования прибора на образце служит винт 6. При испытании мягких материалов применяют подушки 5, в которые входят острия  $B_1$  и  $B_2$  прибора. Острие  $B_2$  помещено на рычаге 7 второго рода с точкой опоры  $C$ . Увеличение, даваемое прибором, зависит от расстояния  $B_2 C$ . Поэтому для получения различных степеней увеличения на рычаге 7 предусмотрены три острия, расположенные на разных расстояниях от точки опоры (на рис. 66 показаны только два). Для обеспечения правильной установки прибора острие можно устанавливать симметрично в соответствующем отверстии части 2 прибора. Рычаг второго рода 7 имеет подушку  $D_1$ , которая опирается на призму рычага 8 первого рода с точкой опоры  $F_1$ . На другом конце рычага 8 помещено зеркальце  $q$ , против которого находятся шкала и зрительные трубы, регистрирующие поворот зеркальца

$q$ , вызываемый поворотом рычажной системы прибора при деформации образца.

Работа прибора при деформации образца, имеющего поперечный размер  $b$  (поперечная деформация  $\Delta b$ , а ее приращение  $\beta$ ), состоит в следующем. Приращение поперечной деформации вызывает перемещение острия  $B_2$ , поворот рычага  $7$  вокруг точки  $C$ , соответственно увеличенное перемещение точки  $\bar{D}_1$ , поворот рычага  $8$  вокруг точки  $F_1$  и вместе с ним поворот зеркала  $q$ . Наблюдатель в зеркальце, наведенном на шкалу, увидит при помощи трубы некоторое приращение отсчета. Масштаб всего прибора равен произведению масштабов передач отдельных его звеньев. Так как установить точные размеры плеч рычагов чрезвычайно трудно, масштаб прибора определяется тарировкой. Для этой цели на каждой из передач измеряют продольные деформации контрольного образца универсальной машины при помощи зеркального прибора и одновременно замеряют деформации образца на той же длине рычажным прибором. Расстояние от зеркала до шкалы  $A$  можно подобрать для каждой передачи так, чтобы увеличение выражалось удобными для вычислений цифрами. Ввиду того, что при испытании возможен поворот всего прибора вместе с образцом, на приборе устанавливают второе контрольное зеркало. При повороте прибора в том направлении, в котором поворачивалось зеркало рычага, показания последнего повышаются на величину отсчета по второму зеркалу прибора. Суммарное приращение равно разности приращений отсчетов по шкалам зеркала рычага и зеркала прибора.

Среднее приращение  $s_{cp}$  из  $n$  отсчетов можно подсчитать по формуле

$$\Delta s_{cp} = \frac{\sum (s_i - s_j)}{n}. \quad (90)$$

Среднее приращение абсолютной поперечной деформации  $\beta_{cp}$  определится выражением

$$\beta_{cp} = \Delta s_{cp} U, \quad (91)$$

где  $U$  — масштаб прибора.

Среднее приращение относительной поперечной деформации

$$\Delta \epsilon_b = \frac{\beta_{cp}}{b}, \quad (92)$$

где  $b$  — поперечный размер образца.



Модуль упругости  $E$  при испытаниях на растяжение можно определить по формуле

$$E = \frac{(P_n - P_{n-1})l}{S(\Delta l_n - \Delta l_{n-1})}, \text{ кг/см}^2, \quad (93)$$

где  $P_n$  — конечная нагрузка, кг;  
 $P_{n-1}$  — начальная нагрузка, кг;  
 $l$  — длина, на которой измеряются деформации, см;  
 $S$  — площадь поперечного сечения образца, см<sup>2</sup>;  
 $\Delta l_n$  — конечная деформация, см;  
 $\Delta l_{n-1}$  — начальная деформация, см.

При проведении замеров поперечных деформаций для слоистых пород могут быть определены два модуля поперечных деформаций — параллельно плоскости слоев  $E_{\parallel}$  и перпендикулярно слоям  $E_{\perp}$ .

Определение модуля упругости при испытаниях на изгиб. Величину модуля упругости  $E$  при испытаниях на изгиб можно вычислять по следующим формулам:

а) для схемы балки на двух опорах без учета касательных напряжений (при больших соотношениях между длиной пролета и высотой образца)

$$E = \frac{Pl^3}{48cl}, \text{ кг/см}^2, \quad (94)$$

где  $P$  — величина сосредоточенной нагрузки, кг;  
 $l$  — длина пролета образца, см;  
 $c$  — стрела прогиба, см;  
 $I$  — момент инерции поперечного сечения образца, см<sup>4</sup>.

Для призматических образцов шириной  $b$  и высотой  $h$  (в см)

$$I = \frac{bh^3}{12}, \text{ см}^4; \quad (95)$$

б) для схемы балки на двух опорах с учетом касательных напряжений (при малых соотношениях между длиной пролета и высотой образца)

$$E = \frac{Pl^3}{48cl} \left( 1 + 2,95 \frac{h^2}{l^2} - 0,02 \frac{h}{l} \right), \text{ кг/см}^2; \quad (96)$$

в) для схемы консольной балки

$$E = \frac{Pl^3}{3cl}, \text{ кг/см}^2. \quad (97)$$

Обозначения в двух последних формулах те же, что и в формуле (94).

Задача эксперимента сводится в основном к установлению стрелы прогиба  $s$  при фиксировании величины действующей нагрузки (значения остальных членов расчетных формул известны).

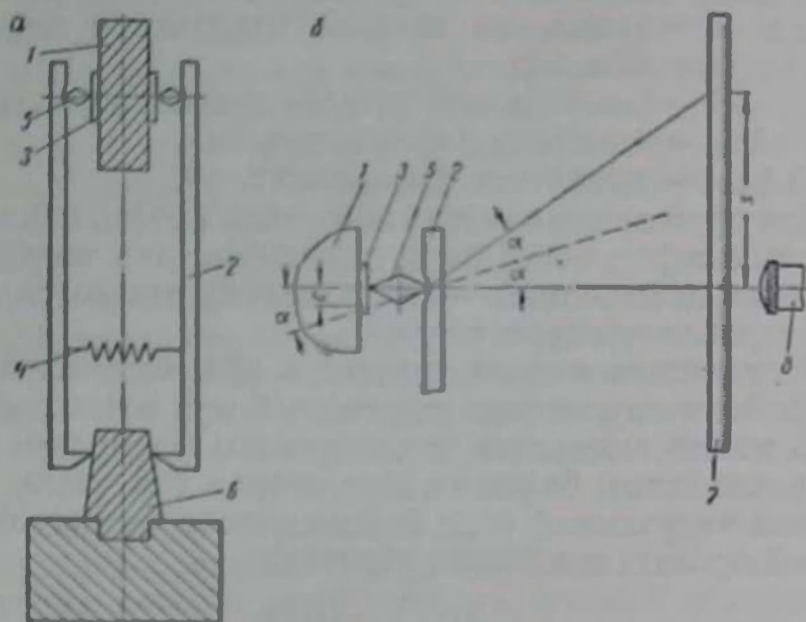


Рис. 67. Установка зеркального тензометра (а) и схема определения стрелы прогиба (б) при испытании на изгиб:

1 — образец; 2 — скобы прибора; 3 — латунная пластинка  $7 \times 7 \times 1,5$  мм; 4 — пружина; 5 — призма зеркаладержателя; 6 — неподвижная планка при наблюдении на изгиб; 7 — шкала; 8 — зрительная труба

Для измерения стрелы прогиба сильно деформирующихся материалов обычно применяют рычажные указатели (прогибомеры), устанавливаемые под точкой приложения нагрузки; иногда измеряют стрелу прогиба при помощи индикаторов или по кривой, вычерчиваемой диаграммным прибором испытательной машины. Однако для горных пород такие способы измерений слишком грубы.

Более точные измерения можно произвести при помощи зеркального тензометра. На рис. 67, а показана схема установки зеркального тензометра для определения стрелы прогиба. Скобы прибора расположены с обеих сторон образца, ножи скобы установлены на неподвиж-

ной планке, вырез на верхнем конце скобы находится в плоскости нейтрального слоя. Перед установкой прибора на образце должны быть нанесены продольные и поперечные осевые линии и места опор, а на пересечении продольных и поперечных осевых линий — наклеены при помощи жидкого стекла, смешанного с растертым мелом, латунные пластинки размером  $7 \times 7$  мм и толщиной 1,5 мм. Схема установки призм зеркалодержателей показана на рис. 67, б. Против зеркалец расположены зрительные трубы со шкалами. Прогиб образца от действия нагрузки вызывает поворот обеих призм и зеркалец. Если при этом приращения отсчетов по обоим шкалам мало отличаются одно от другого, то перекося образца незначителен. По полусумме приращений отсчетов по обоим зеркальцам определяют среднее перемещение образца под действием нагрузки, что дает возможность исключить влияние незначительного перекося на стрелу прогиба, т. е. ликвидировать один из недостатков приборов с односторонним замером деформаций при изгибе.

Среднее приращение суммы отсчетов обоих зеркал  $s_1$  и  $s_2$  определяют по формуле

$$(s_1 + s_2)_{\text{ср}} = \frac{\sum (s_1 + s_2)}{n}, \quad (98)$$

где  $n$  — число наблюдений.

Среднее приращение стрелы прогиба  $\Delta c_{\text{ср}}$  составляет

$$\Delta c_{\text{ср}} = \frac{(s_1 + s_2)_{\text{ср}}}{2} U, \quad (99)$$

где  $U$  — масштаб зеркального прибора.

При испытаниях на изгиб по принципу консольной балки, проводившихся в Днепропетровском горном институте на образцах прямоугольного сечения размерами  $50 \times 20$  мм, один конец образца зажимали между плитами пресса, а к другому свободному концу подвешивали тарелочку, на которую укладывали груз. Прогиб свободного конца консоли измеряли с помощью зеркального тензомера по схеме, изображенной на рис. 68. Призма тензомера упиралась острым ребром в торец образца. Алюминиевая планочка, один конец которой прижимал призму к образцу, другим своим концом, представляющим выступ с острым ребром, упиралась в торец железной полосы, зажимавшейся между плитами пресса вместе с испытываемым образцом. Железную полосу распола-

гали на некотором расстоянии от образца, достаточном для установки зеркального прибора. При изгибе свободный конец образца опускался и призмочка вместе с зеркальцем поворачивалась на некоторый угол.

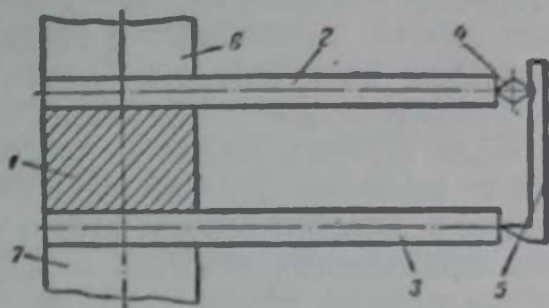


Рис. 68. Схема установки зеркального тензометра при испытании на изгиб консольно закрепленного образца:

1 — прокладка, 2 — образец, 3 — неподвижная опора, 4 — призма с зеркалом, 5 — алюминиевая пласточка, 6, 7 — верхняя и нижняя плиты прессы

Стрелу прогиба  $s$  вычисляли по формуле

$$s = sU, \text{ см.} \quad (100)$$

где  $s$  — разность отсчетов до и после нагрузки;

$U$  — масштаб прибора. ( $U = \frac{1}{500}$ ).

Другие методы определения модуля упругости первого рода. Модуль упругости может быть определен также по результатам испытаний на вдавливание штампа. Техника проведения таких испытаний описана в п. XVIII. Приближенное значение модуля упругости  $E$  вычисляют по графикам деформаций по формуле сближения для абсолютно жесткого штампа

$$E = \frac{P(1-\nu^2)}{2rh^2_{\text{упр}}}, \text{ кг/см}^2, \quad (101)$$

где  $P$  — нагрузка, кг;

$\nu$  — коэффициент Пуассона;

$r$  — радиус штампа, см;

$h_{\text{упр}}$  — упругая деформация при внедрении штампа, см.

Определение модуля упругости методом испытаний на вдавливание штампа применялось и в натуральных условиях

[22]. В подошве выработки при помощи отбойных молотков разделявали круглую площадку диаметром около 180 см. В центре ее устанавливали строго по уровню круглую рабочую площадку диаметром 30—31 см, поверхность которой предварительно была тщательно отшлифована карборундовым камнем. На рабочую площадку затем передавали давление круглым металлическим

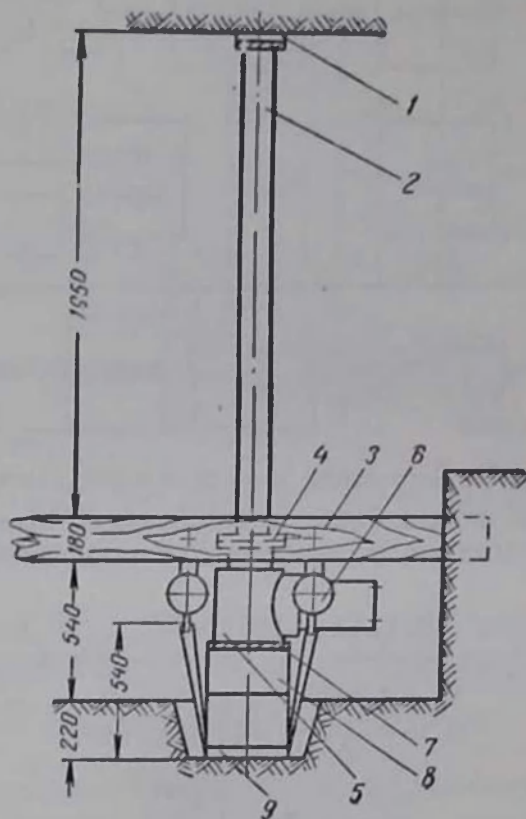


Рис. 69. Определение модуля упругости в натуральных условиях методом вдавливания штампа:

1 — бетон; 2 — рельсы; 3 — доска для крепления индикатора; 4 — стальные прокладки; 5 — гидродомкрат; 6 — индикатор; 7 — стальной лист; 8 — железобетонная полушка; 9 — металлический штамп

штампом (рис. 69) и измеряли внедрение, фиксируя действующую нагрузку.

В последнее время как в СССР, так и за рубежом для определения модуля упругости горных пород стали применять ультразвуковой метод, сущность которого заключается в измерении скорости распространения в породе

ультразвуковых волн. Для создания последних применяют специальные импульсные установки различных конструкций. Блок-схема одной из таких установок показана на рис. 70.

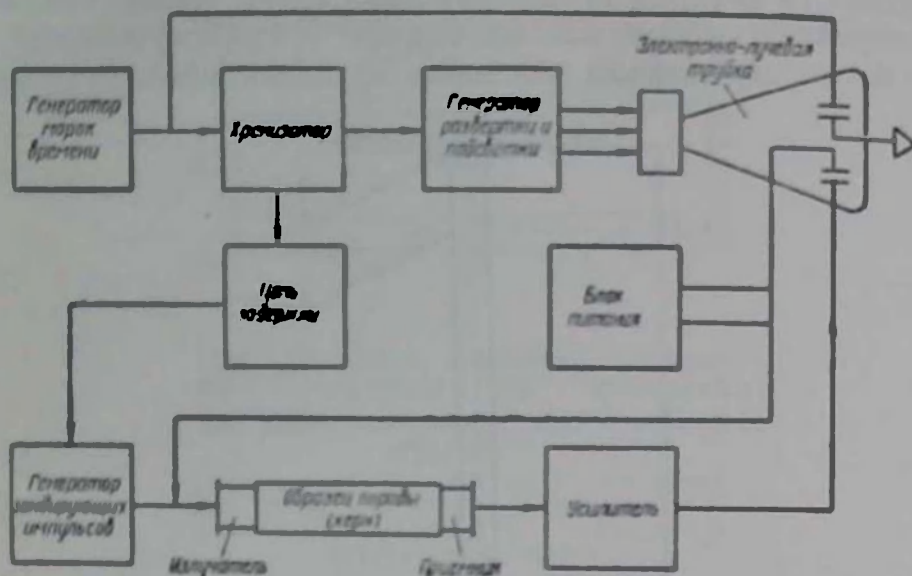


Рис. 70. Блок-схема импульсной установки

Указанная схема была применена ЛГИ и ВИТР для определения модуля упругости  $E$  и коэффициента Пуассона  $\nu$ .

Определение модуля упругости  $E$  и коэффициента Пуассона  $\nu$  производится по следующим формулам:

$$E = \frac{(v_1^{ст})^2}{g} \gamma_k \cdot 10^4, \text{ кг/см}^2;$$

$$\frac{2\nu^2}{1-\nu} = 1 - \left( \frac{v_1^{ст}}{v_1^м} \right)^2, \quad (102)$$

где  $v_1^{ст}$  — скорость распространения продольной волны в стержне, см/сек;

$g$  — ускорение силы тяжести, см/сек<sup>2</sup>;

$\gamma_k$  — объемный вес породы, г/см<sup>3</sup>;

$v_1^м$  — скорость распространения продольной волны в массиве, см/сек.

Определение величины  $v_1^м$  производится на кернях горных пород диаметром 50 мм. Для того чтобы боковые поверхности образца не вносили искажений в отсчитываемое время прохода продольной волны, длина волны ульт-

тразвуковых колебаний  $\lambda$  должна выбираться из следующего соотношения:  $\frac{\lambda}{r} \leq 1$ , где  $r$  — радиус основания керна.

Длина образца должна превышать длину ультразвуковой волны в 4—5 раз.

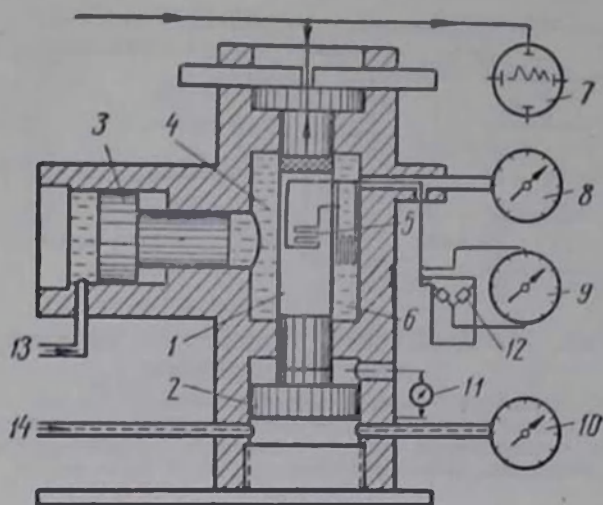


Рис. 71. Схема установки для определения модуля упругости при различных напряженных состояниях образца горной породы (ФРГ):

1 — образец горной породы; 2, 3 — поршни; 4 — рабочий цилиндр; 5 — рабочий датчик; 6 — компенсационный датчик; 7 — электронно-лучевая трубка; 8 — манометр; 9 — микроамперметр; 10 — манометр; 11 — индикатор часового типа; 12 — балансный датчик; 13, 14 — маслопроводы

Для определения скорости распространения продольной волны в стержне  $v_1^{ст}$  используются образцы горных пород сечением  $3 \times 3 \div 4 \times 4$  мм, вырезанные из тех же кернов.

Длина стержня принимается равной  $20 \div 30$  его диаметрам.

Приведенная методика была использована при исследовании большого количества образцов Северо-Западного района и Карельской АССР.

Известно, что величина модуля упругости горной породы зависит от давления, испытываемого этой породой.

На рис. 71 показана схема примененной в ФРГ установки, позволяющей измерять скорости распространения ультразвуковых волн при различном напряженном со-

стоянии образца. В этой установке имеется цилиндр, внутрь которого помещают испытываемый образец диаметром 30—45 мм и длиной 100—120 мм, оклеенный тонкой оловянной фольгой. В цилиндр нагнетается масло, создающее боковое давление на образец. Кроме того, к образцу прикладывается осевая нагрузка.

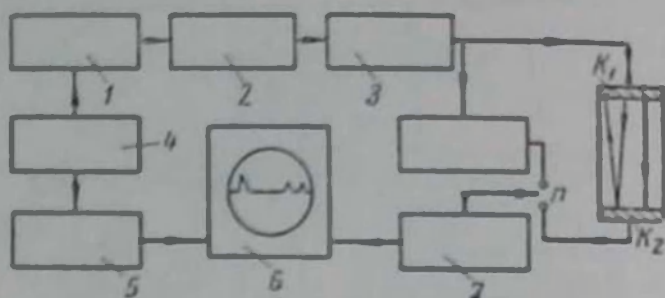


Рис. 72. Блок-схема импульсного ультразвукового генератора:

1 — регулятор, 2 — импульсный генератор, 3 — генератор высокой частоты, 4 — синхронизатор, 5 — генератор электрических пик, 6 — счетное устройство, 7 — усилитель, П — переключатель,  $K_1$  и  $K_2$  — пьезодатчики

В качестве источника ультразвуковых колебаний применяется импульсный генератор, блок-схема которого показана на рис. 72. Импульсы регистрируются после прохождения через образец на электронной трубке осциллографа. Модуль упругости подсчитывается по следующим формулам:

$$v_1 = \sqrt{\frac{E}{\gamma_k} \frac{1-\nu}{(1+\nu)(1-2\nu)}}, \text{ м/сек}; \quad (103)$$

$$v_2 = \sqrt{\frac{E}{\gamma_k} \frac{1}{2(1+\nu)}}, \text{ м/сек},$$

где  $v_1$  — скорость распространения продольных ультразвуковых импульсов, м/сек;

$v_2$  — скорость распространения поперечных ультразвуковых импульсов, м/сек;

$\gamma_k$  — объемный вес породы.

На той же установке можно производить определение модуля упругости также путем измерения деформаций образца.

Для определения поперечных деформаций на образец наклеивают проволочный датчик так, чтобы проволочки



последнего были расположены параллельно торцам образца. Для предохранения образца от масла он оклеивается тонкой резиновой оболочкой. Чтобы учесть влияние гидростатического давления жидкости на показания датчика измерения деформаций, внутрь цилиндра помещают стальной лист, на который наклеивают второй датчик. Оба датчика включают в мостиковую схему.

Измерение продольных деформаций образца осуществляется индикатором часового типа.

А. Г. Тарховым [76] предложен способ определения модуля упругости по результатам испытаний образцов породы при помощи склероскопа. На рис. 73 показана полученная им зависимость между коэффициентом отскока при испытании склероскопом (см. стр. 181) и модулем упругости для образцов карбонатных пород. Сопоставляемые значения модуля упругости определялись в данном случае путем измерения деформаций при испытаниях на одноосное сжатие.

$\sigma \cdot 10^5 \text{ кг/см}^2$

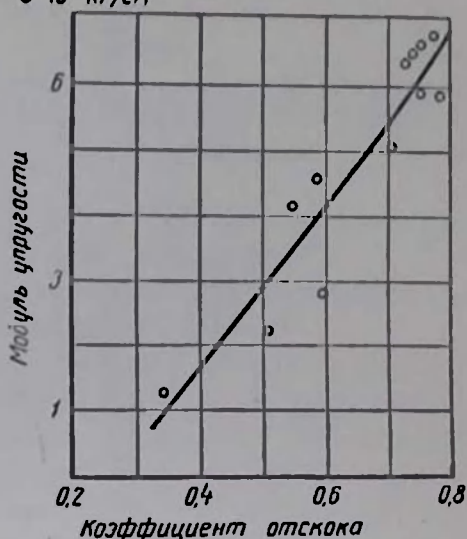


Рис. 73. Соотношение между коэффициентом отскока при испытании на склероскопе и модулем упругости карбонатных пород

Определение модуля упругости второго рода (модуля сдвига) применяется в практике исследований горных пород относительно редко. Производится это определение при испытаниях образцов горной породы на кручение.

В Институте строительной механики АН УССР испытания на кручение для определения модуля второго рода углей Донбасса производились на маятниковой машине с максимальным крутящим моментом  $600 \text{ кг} \cdot \text{см}$ . Образцы угля имели форму прямоугольных параллелепипедов длиной от 18 до 32,4 см (в среднем 26 см) и поперечным сечением от  $8,6 \times 7,5$  до  $10 \times 10 \text{ см}$  (в среднем  $8,8 \times 9,6 \text{ см}$ ). При испытаниях к образцу прикладывался скручивающий момент с постоянной скоростью  $9 \text{ кг} \cdot \text{см/мин}$ , которая

контролировалась по секундомеру. Измерение угла закручивания образца производилось при помощи специального приспособления (рис. 74). Оно состояло из прямоугольной рамки 1, закреплявшейся в одном из крайних

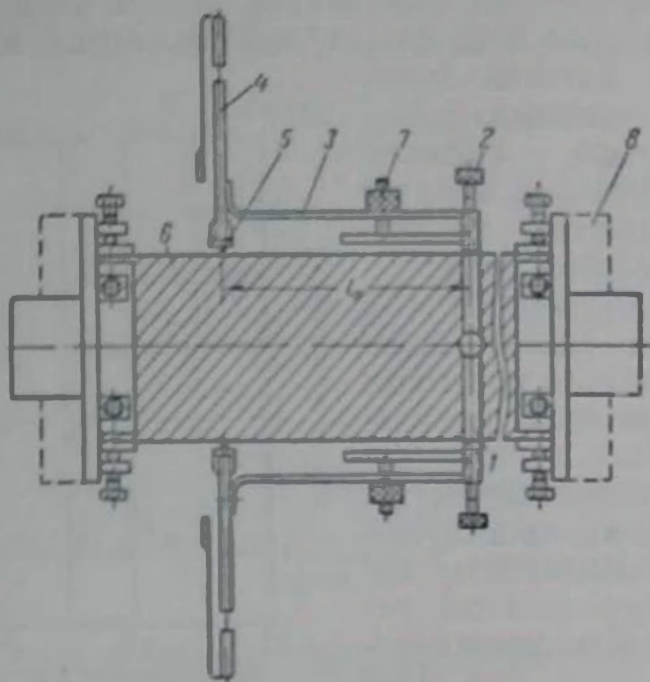


Рис. 74. Приспособление для замера угла закручивания образца горной породы:

1 — рамка, 2 — винты, 3 — плоская стальная пластина; 4 — рычажный тензометр; 5 — подвижная пружина, 6 — образец, 7 — регулировочный винт, 8 — захват испытательной машины

сечений того участка образца, по длине которого производилось измерение угла закручивания. Эта длина принималась равной 8,2 и 13,7 см, что при длине образцов 18—32 см давало гарантию от местного влияния концов, зажатых в захвате машины. Чтобы искажение плоской формы поперечного сечения, имеющее место при кручении некруглых образцов, не влияло на положение рамки, ее закрепляли винтами 2 по всем четырем свободным граням на середине их ширины. На двух взаимно противоположных сторонах рамки 1 наглухо закрепляли плоские стальные пластины 3, параллельные поверхностям граней образца. К этим пластинам на свободном конце крепили рычажные тензометры 4, прижимавшиеся к образцу по его средней линии посредством одной подвижной пружины 5. При скручивании образца сечение, по

которому была закреплена рамка, поворачивалось относительно сечения, к которому была прижата призма, на некоторый центральный угол. Дуга, соответствовавшая этому углу, фиксировалась тензодатчиками и могла быть определена для каждого значения скручивающего момента с точностью до 0,001 мм.

Значение модуля второго рода  $E_{сдв}$  вычисляли по формуле

$$E_{сдв} = K_{II} \frac{\Delta \tau_{max}}{\Delta l}, \text{ кг/см}^2, \quad (104)$$

где  $K_{II}$  — коэффициент, зависящий от соотношения размеров образца и от длины базы  $l_0$  (см. рис. 74);

$\Delta \tau_{max}$  — величина интервала приращения касательных напряжений при испытании;

$\Delta l$  — соответствующее приращение смещения дуги, фиксируемое тензодатчиками.

Установлено, что величина модуля второго рода для углей убывает с ростом касательных напряжений. Объясняется это тем, что разрушение угля при скручивании происходит всегда по поверхностям, близким к винтовым и являющимся поверхностями главных растягивающих напряжений. Таким образом, практически образец разрушается от растягивающих напряжений. Поэтому при увеличении скручивающего момента не только не происходит уплотнения вещества угля, а, наоборот, вблизи главных площадок уголь дополнительно разрыхляется за счет развития микротрещин. Это и следует считать причиной уменьшения модуля второго рода при возрастании касательных напряжений.

Определение коэффициента Пуассона практически сводится к измерению относительных поперечных и продольных деформаций, поскольку

$$\nu = \frac{\epsilon_b}{\epsilon_l}, \quad (105)$$

где  $\nu$  — коэффициент Пуассона;

$\epsilon_b$  — относительная поперечная деформация;

$\epsilon_l$  — относительная продольная деформация.

При использовании прибора ВУГИ (см. стр. 120) величину коэффициента Пуассона  $\nu$  вычисляют по формуле

$$\nu = \frac{\frac{\Delta l}{l_0}}{\frac{\Delta r}{r_0}}, \quad (106)$$

где  $\Delta d$  — увеличение диаметра образца, см;

$\Delta l$  — уменьшение длины участка, на котором производятся измерения деформации (разность конечного и начального отсчета по индикаторам), см;

$l$  — длина участка, на котором производятся измерения деформации (расстояние между острями установочных винтов), см;

$d$  — диаметр образца, см.

В расчет вводят среднее увеличение диаметра образца, вычисляемое как полусумма приращений длин двух взаимно перпендикулярных диаметров.

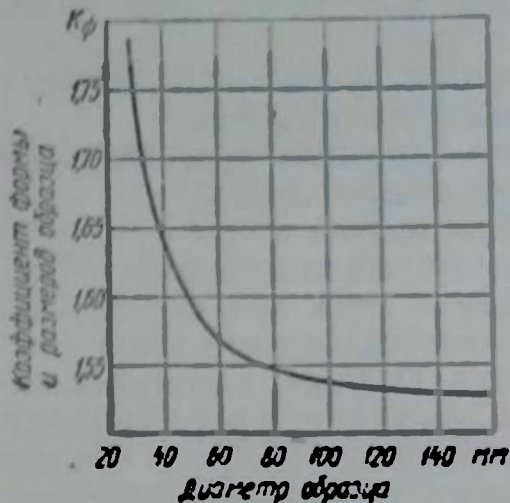


Рис. 75. График для определения значений коэффициента  $K_{\Phi}$

При определении коэффициентов Пуассона начальную нагрузку принимают равной 15—20% от разрушающей, а конечную — около 60—70% от разрушающей.

Точность измерения коэффициентов Пуассона значительно ниже, чем модулей упругости.

При измерениях методом соосных пуансонов (стр. 82) величину коэффициента Пуассона вычисляют по формуле

$$\nu = K_{\Phi} \frac{P_{\text{кольц}}}{P_{\text{спл}}}, \quad (107)$$

где  $K_{\Phi}$  — коэффициент формы и размеров образца;

$P_{\text{кольц}}$  — усилие на пуансоне при испытаниях кольцевого образца, кг;

$P_{\text{спл}}$  — усилие на пуансоне при испытаниях сплошного образца, кг.

Величину коэффициента  $K_{\Phi}$  можно принимать по графику, приведенному на рис. 75.

Обычно значения коэффициента Пуассона подсчитывают отдельно для каждой ступени нагрузки, а затем усредняют.

## XVII. ПАСПОРТ ПРОЧНОСТИ, ПЛАСТИЧНОСТЬ И ХРУПКОСТЬ

**Паспорт прочности.** Под паспортом прочности понимают совокупность характеристик механической прочности горной породы, определяющую поведение породы под воздействием механических нагрузок.

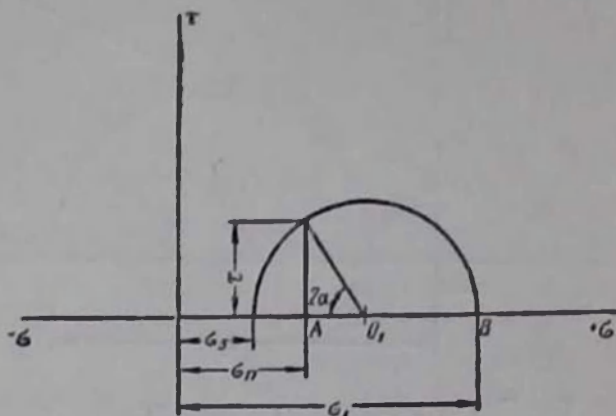


Рис. 76. Построение круга напряжений по теории Мора

Такой паспорт строится на основе определенной теории прочности. В настоящее время наиболее приемлемой для этой цели признается теория О. Мора, согласно которой всякое сложное напряженное состояние в любой точке объема нагруженного тела может быть разложено на три плоских напряженных состояния, соответствующих трем координатным плоскостям, и изображено графическим путем.

Приняв, что главные нормальные напряжения всегда связаны условием  $\sigma_1 \geq \sigma_2 \geq \sigma_3$ , по оси абсцисс откладывают значения  $\sigma_1$  (наибольшего) и  $\sigma_3$  (наименьшего) напряжения (рис. 76). Построив на диаметре  $AB$  окружность с радиусом, равным  $\frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2}$ , получают возможность определять для плоского напряженного состояния значения касательного  $\tau$  и нормального  $\sigma$  напряжений в любой точке тела, заданной некоторым углом  $\alpha$ .

Применительно к пространственной задаче, кругов напряжений будет три, причем один из этих кругов будет охватывать два других, поскольку всегда  $\sigma_1 \geq \sigma_2 \geq \sigma_3$ .

При построении кругов сжимающие напряжения счи-

таются положительными, растягивающие — отрицательными.

Согласно теории О. Мора, разрушение (пластический сдвиг или хрупкое разрушение) материала может произойти, когда касательное напряжение в плоскости

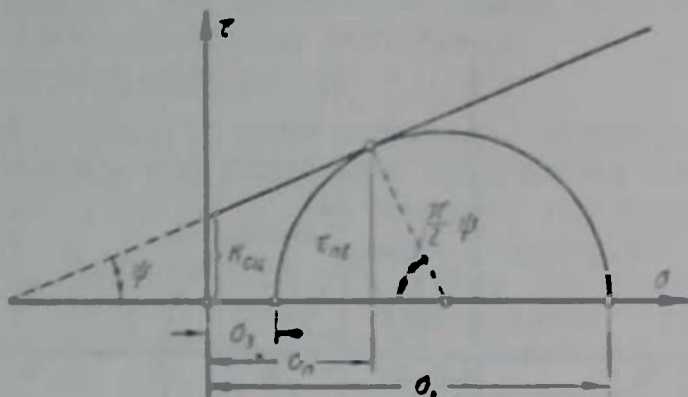


Рис. 77. Прямолинейная наклонная огибающая главных кругов напряжений

скольжения увеличится до некоторой предельной величины, либо когда наибольшее нормальное растягивающее напряжение достигнет определенного предела. Значения обеих предельных величин зависят от свойств материала.

По теории О. Мора касательное напряжение  $\tau$  в плоскости скольжения зависит только от величины нормального напряжения  $\sigma_n$  (см. рис. 76), действующего в той же плоскости. Эта зависимость обычно изображается в виде кривой, представляющей геометрическое место точек, фиксирующих предельные значения обоих видов напряжений ( $\sigma_n$  и  $\tau$ ) для различных предельных напряженных состояний материала. Эта предельная кривая является огибающей всех наибольших главных кругов напряжения, а абсциссы  $\sigma$  и ординаты  $\tau$  точек касания указанных кругов с огибающей представляют нормальное и касательное напряжения в площадках сдвига.

На основе многочисленных теоретических и экспериментальных работ предложен ряд форм аналитического выражения огибающей главных кругов напряжений.

Рассмотрим некоторые из них.

Прямолинейная наклонная огибающая. Уравнение та-

кой огибающей в системе координат  $\sigma\tau$  (рис. 77) выражается формулой

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} \psi + K_{\text{сц}}, \quad (108)$$

где  $\psi$  — угол внутреннего трения;

$K_{\text{сц}}$  — показатель сцепления.

Как следует из этой формулы, для построения огибающей достаточно определить показатель сцепления  $K_{\text{сц}}$  и угол внутреннего трения  $\psi$ .

Через главные нормальные напряжения это условие выразится так:

$$\frac{1}{\cos \psi} \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} - \operatorname{tg} \psi \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} = K_{\text{сц}}. \quad (109)$$

Данное условие предельного равновесия используется в статике сыпучей среды и при описании механических свойств закладки или замагазинированной руды.

По мнению Г. Н. Кузнецова [47] паспортом прочности горной породы с достаточным приближением может служить огибающая в виде параболы второго порядка. Кривая вычисляется по значениям предела прочности одноосного сжатия  $R_{\text{сж}}$  и предела прочности одноосного растяжения  $R_{\text{раст}}$  и имеет следующий вид:

$$\tau = \sqrt{(R_{\text{раст}} - \sigma) [2R_{\text{раст}} - 2\sqrt{R_{\text{раст}}(R_{\text{раст}} + R_{\text{сж}}) + R_{\text{сж}}]} \rightarrow \leftarrow + R_{\text{сж}}. \quad (110)$$

К. В. Руппенейт [72] считает, что для горных пород огибающая должна представлять сочетание циклоиды с прямой линией (рис. 78). Уравнения криволинейного участка здесь следующие:

$$\sigma + R'_{\text{раст}} = \frac{1}{2} K_{\text{сц}}^* (4\psi - \sin 4\psi); \quad (111)$$

$$\tau = \frac{1}{2} K_{\text{сц}}^* (1 - \cos 4\psi). \quad (112)$$

Уравнение касательной прямой, в которую переходит циклоида, выражается формулой

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} \psi + K_{\text{сц}}, \quad (113)$$

где  $R'_{\text{раст}}$  — предел прочности при двухосном растяжении;

$\psi$  — угол внутреннего трения;

$K_{\text{сц}}$  — показатель сцепления.

Параметр  $K_{\text{ци}}^*$  является диаметром образующего круга циклоиды и определяется из уравнения

$$K_{\text{ци}}^* = \frac{R'_{\text{раст}} K_{\text{ци}} \operatorname{ctg} \psi}{\frac{\pi}{2} - \psi - \operatorname{ctg} \psi} \quad (114)$$

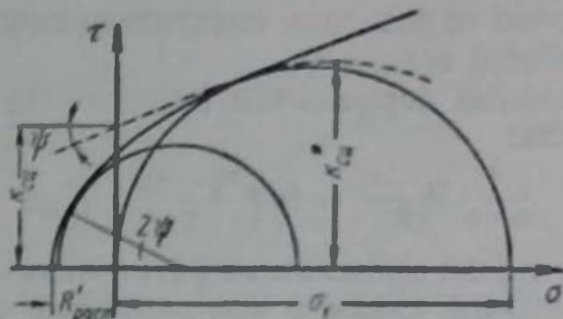


Рис. 78. Огибающая в форме циклоиды, переходящей в касательную прямую

При больших всесторонних, но не равных по величине давлениях огибающая выполаживается и асимптотически стремится к некоторой прямой, параллельной оси  $\tau$ .

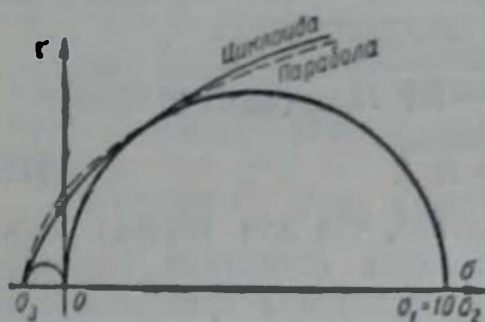


Рис. 79. Сопоставление огибающих в форме циклоиды и в форме параболы при  $\alpha_1 = 10 \alpha_2$

Для средних по величине давлений и в области растяжения разность ординат параболы и циклоиды (рис. 79) меньше, чем разброс точек, установленных для горных пород экспериментальным путем. Но для построения огибающей в

виде параболы требуется проводить меньше экспериментов (2 вместо 4).

Поведение горной породы при разрушении под воздействием механических нагрузок в большой мере зависит от присущих данной породе свойств пластичности или хрупкости. Схематические типовые графики деформаций пластичной (а), хрупко-пластичной (б) и хрупкой (в) пород приведены на рис. 80. Как это видно из рис. 80, для чисто хрупкой породы деформации до момента разрушения остаются пропорциональными дейст-



вующей нагрузке (хрупкое разрушение), для породы хрупко-пластичной закон пропорциональности (закон Гука) соблюдается только на начальном участке графика, для породы пластичной прямолинейный участок на графике отсутствует. Большинство горных пород относится к хрупко-пластичному типу. Однако в литературе распространено мнение, что для крепких скальных

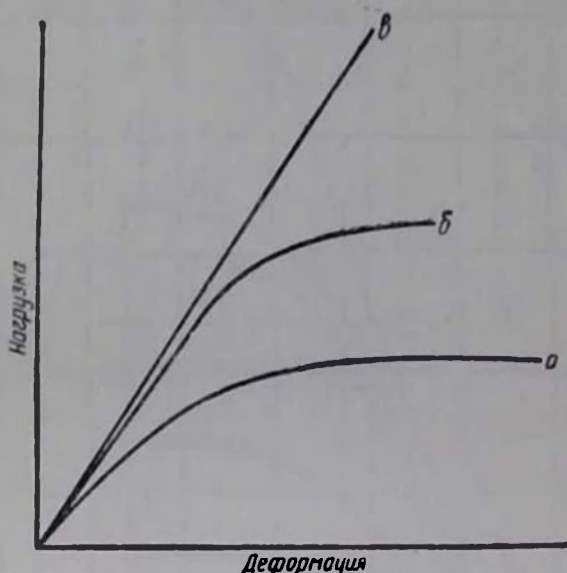


Рис. 80. Типовые графики деформаций пластичной (а), хрупко-пластичной (б) и хрупкой (в) горных пород

пород характерен график типа *в*. Исследования, проведенные Л. И. Бароном и В. М. Курбатовым [13], показали, что даже для наиболее крепких пород при испытаниях на одноосное сжатие наблюдается в той или иной степени течение образцов перед разрушением — см. графики, приведенные на рис. 81. Измерения деформаций производились при помощи устройства, описанного на стр. 122.

В качестве численной характеристики пластичности Л. А. Шрейнер [84] предложил принимать соотношение общей работы, затраченной до разрушения образца (площадь *OABC* на рис. 82), к работе упругих деформаций до разрушения (площадь треугольника *ODE*), которое названо им коэффициентом пластичности. За величину работы упругих деформаций Л. А. Шрейнер,

таким образом, принимает не только работу, затраченную на деформирование в чисто упругой области, но и ту работу упругих деформаций, которая осуществляется в пластической области. При этом модуль упругости

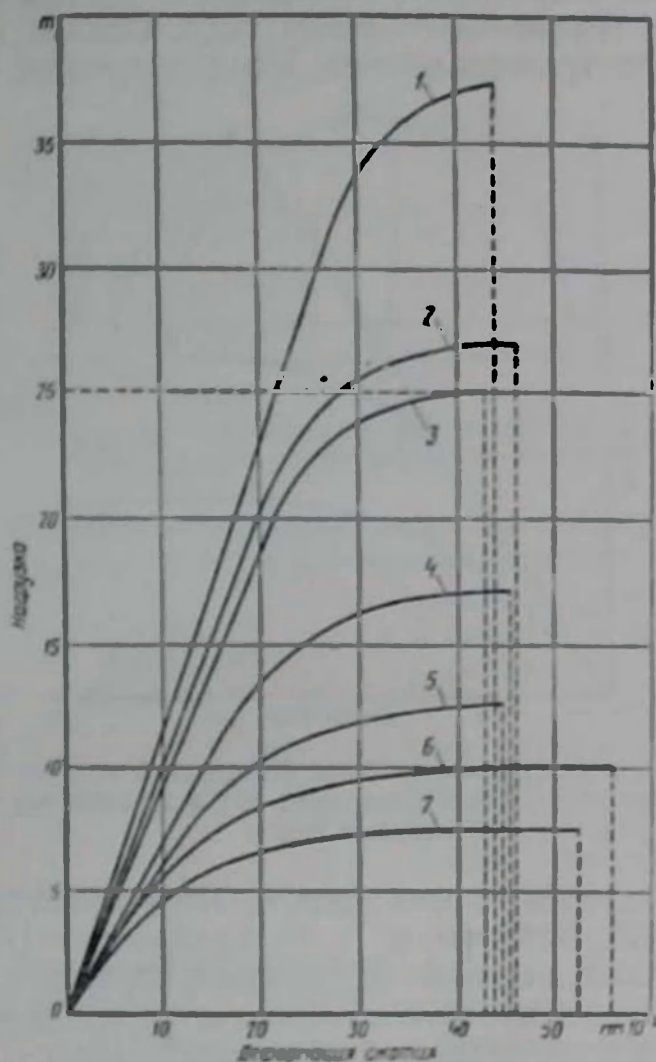


Рис. 81. Диаграммы сжатия различных горных пород:

1 — джеспалит, 2 — скари, 3 — железистый кварцит, 4 — розовик, 5 — апатит, 6 — кварц, 7 — мрамор

принимается в первом приближении постоянным — прямая  $OA$  продолжена до уровня нагрузки, соответствующей полному разрушению образца (точка  $D$ ).

Л. И. Бароном предложен численный показатель, названный коэффициентом хрупкости. Он пред-

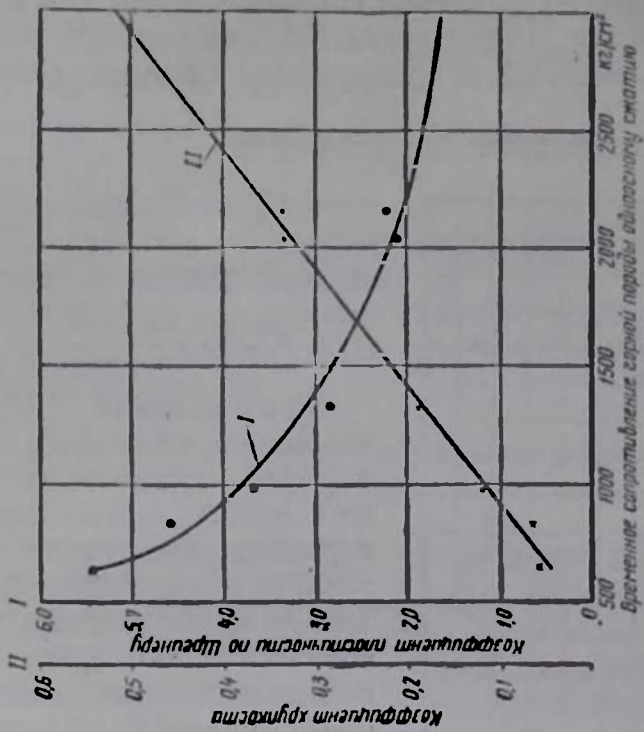


Рис. 83. Изменение коэффициентов хрупкости (I) и пластичности (II) с ростом временного сопротивления горных пород одностороннему сжатию

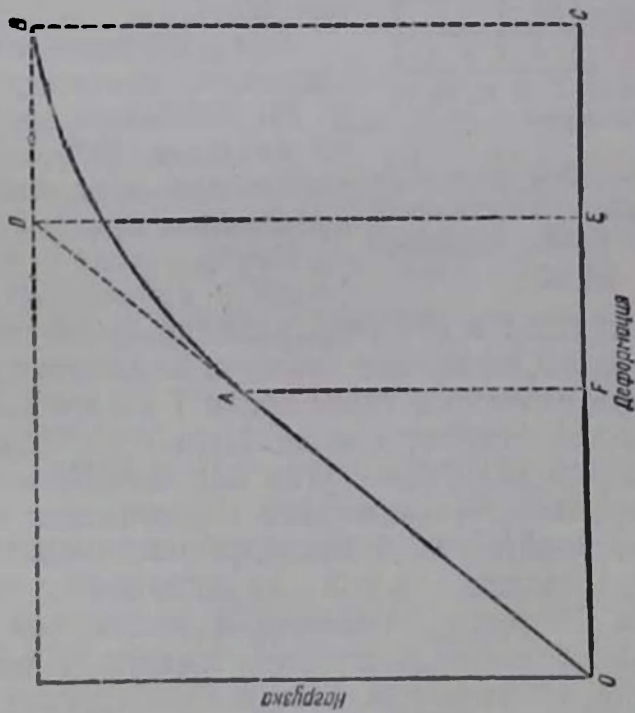


Рис. 82. Схема к определению коэффициентов пластичности и хрупкости

ставляет собой соотношение работы деформации в чисто упругой области (треугольник  $OAF$  на рис. 82) к общей работе, затраченной до разрушения образца (площадь  $OABC$ ).

Итак, коэффициент пластичности

$$K_{пл} = \frac{\text{пл. } OABC}{\text{пл. } ODE}, \quad (115)$$

а коэффициент хрупкости

$$K_{хр} = \frac{\text{пл. } OAF}{\text{пл. } OABC}. \quad (116)$$

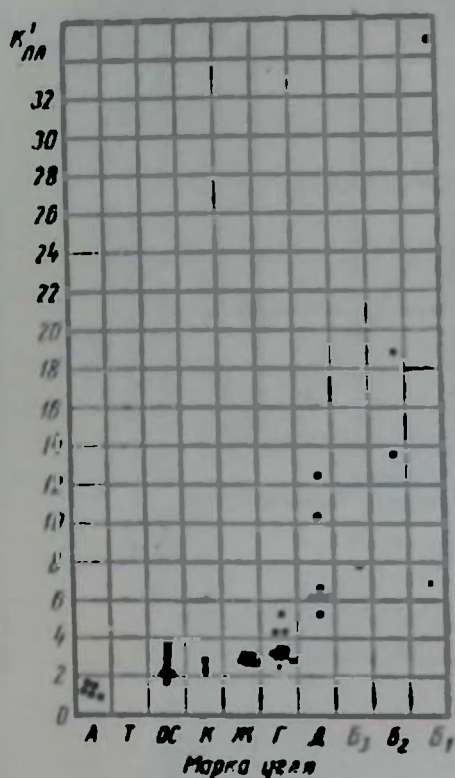


Рис. 84. Значения показателя относительной пластичности  $K'_{пл}$  для углей различных марок

Исследования [13], проведенные на семи горных породах существенно разной крепости, показали, что с ростом временного сопротивления одноосному сжатию коэффициент хрупкости возрастает по прямолинейной зависимости, а коэффициент пластичности уменьшается так, как показано на рис. 83.

Для определения пластичности каменных углей Б. М. Ленбовым разработана методика [50], предусматривающая испытание раздробленных проб.

Пробу угля объемом  $14 \text{ см}^3$  с крупностью кусков  $5-7 \text{ мм}$  помещают в стальной цилиндр сечением  $7 \text{ см}^2$ . В цилиндр затем вставляют пуансон, по которому наносят 10 ударов падающей гирей весом  $7 \text{ кг}$ , имеющей конечную скорость падения  $4 \text{ м/сек}$ . Цель этой операции — предварительное уплотнение угля для ослабления искажающего эффекта механического перемещения его частиц. Далее, пробу угля в цилиндре нагружают статически при помощи пресса с конечным усилием  $850-950 \text{ кг}$ . Скорость перемещения подвижной части пресса при нагружении должна составлять  $10 \text{ мм/мин}$ .

Показания динамометра пресса фиксируются в момент выключения, т. е. при достижении указанной выше

величины усилия. Через 16 ч производится повторный отсчет. Относительный показатель пластичности угля  $K'_{пл}$  вычисляют по формуле

$$K'_{пл} = \frac{P_2 - P_1}{P_1} \cdot 100, \quad (117)$$

где  $P_1$  — усилие в момент прекращения нагрузки, кг;  
 $P_2$  — усилие, отсчитанное после 16-часовой выдержки пробы под нагрузкой, кг.

Значения определенного таким способом показателя относительной пластичности углей разных марок представлены на рис. 84.

### ХVIII. СТАТИЧЕСКАЯ ТВЕРДОСТЬ. КОНТАКТНАЯ ПРОЧНОСТЬ

До настоящего времени нет единого, общепринятого физического толкования понятия твердости. В горно-технической литературе твердость обычно определяют как сопротивление горной породы внедрению в нее инструмента или вдавливанию. Применительно к поликристаллическим телам, какими являются многие горные породы, следует отличать твердость отдельных компонентов (кристаллитов), из которых состоит порода, от ее агрегатной твердости.

Сопrotивляемость горной породы внедрению инструмента или вдавливанию при статическом воздействии называют статической твердостью.

Одной из первых и наиболее простых является шкала относительной твердости Мооса, не утратившая практического значения до настоящего времени.

Эта шкала состоит из 10 эталонных по твердости минералов, отличающихся тем, что каждый последующий минерал может нанести царапину на предыдущий. Эталонные минералы следующие:

- |             |                         |
|-------------|-------------------------|
| 1. Тальк.   | 6. Полевой шпат.        |
| 2. Гипс.    | 7. Кварц.               |
| 3. Кальцит. | 8. Топаз.               |
| 4. Флюорит. | 9. Корунд (или сапфир). |
| 5. Апатит.  | 10. Алмаз.              |

Твердость характеризуют номером по шкале Мооса.

Шкала Мооса состоит только из однородных минералов, а так как породы всегда включают несколько, иногда довольно много компонентов, определение твердости горных пород способом нанесения царапин оказывается непригодным,

Реймонд предложил определять твердость пород на основании шкалы Мооса по правилу средневзвешенного:

$$H = \frac{\sum V_i H_i}{100}, \quad (118)$$

где  $H$  — число твердости горной породы по шкале Мооса.

$V_i$  — процентное (по объему) содержание отдельных минералов в горной породе;

$H_i$  — числа твердости отдельных минералов по шкале Мооса.

Например, твердость породы, содержащей 74% кварца, 6% полевого шпата и 20% слюды, будет равна 6,14.

Недостатком этого метода является очень невысокая точность.

Наиболее широкое применение в технике для измерений твердости различных материалов, особенно металлов, получили различные методы вдавливания.

Метод Бринелля заключается во вдавливании стального закаленного шарика в образец действием заданной нагрузки в течение определенного времени.

Показатель твердости по Бринеллю  $HВ$  определяется как среднее давление по сферической поверхности и вычисляется по формуле

$$HВ = \frac{2P}{\pi d \left( d - \sqrt{d^2 - d_{отв}^2} \right)}, \quad (119)$$

где  $P$  — нагрузка на шарик, кг;

$d$  — диаметр шарика, мм;

$d_{отв}$  — диаметр отпечатка, мм.

Показатель твердости имеет размерность кг/мм<sup>2</sup>, которая обычно не указывается. Чтобы устранить длительные и довольно громоздкие вычисления, в практике пользуются готовыми таблицами (ОСТ 10241—10), дающими значения  $HВ$  для различных сочетаний нагрузок, диаметров шариков и диаметров отпечатков.

Наиболее распространенными стандартными условиями испытания по методу Бринелля являются: нагрузка  $P = 3000$  кг, диаметр шарика  $d = 10$  мм и длительность выдержки под нагрузкой 10 сек.

Диаметр отпечатка измеряют с точностью до 0,05 мм при испытании шариками диаметром 5 и 10 мм и с точ-

ностью до 0,01 мм при испытании шариком диаметром 2,5 мм.

Быстрое, но не очень точное измерение отпечатка для определения числа твердости НВ можно производить прозрачным угловым шаблоном, показанным на рис. 85.

Более точные (до 0,01 мм) измерения диаметра отпечатков производят при помощи специальной лупы или микроскопа при 10- или 50-кратном увеличении.

**Метод Роквелла** основан на вдавливании специального наконечника действием двух последовательно прилагаемых нагрузок — предварительной и окончательной. Наконечники бывают в виде стальных шариков диаметром 1,588 мм ( $1/16$  дюйма), 3,175 мм ( $1/8$  дюйма) и 6,350 мм ( $1/4$  дюйма) и в виде алмазного конуса с углом приострения  $120^\circ$ .

Наиболее употребительны стальные шарики диаметром 1,588 мм и алмазный конус.

Показатель твердости по Роквеллу НR вычисляют по разности глубин (в миллиметрах), на которые внедряется наконечник под действием предварительной и окончательной нагрузок.

Число твердости отсчитывают по шкале индикатора, установленного на приборе.

Разность глубин внедрения под действием последовательно приложенных нагрузок (предварительной и окончательной) при этом вычитают из некоторой постоянной величины, имеющей размерность в миллиметрах.

**Метод Виккерса** заключается во вдавливании в образец правильной четырехгранной пирамиды с углом между противоположными гранями, равным  $136^\circ$ . Число твердости по Виккерсу получается путем деления величины нагрузки в кг на поверхность отпечатка в мм<sup>2</sup> и может быть вычислено по формуле

$$HV = \frac{2P \sin \frac{\alpha}{2}}{d_{от}^2} = 1,8544 \frac{P}{d_{от}^2}, \text{ кг/мм}^2, \quad (120)$$

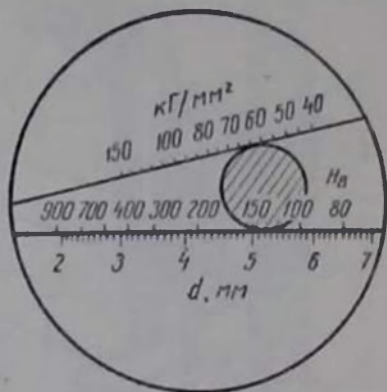


Рис. 85. Измерение отпечатка прозрачным угловым шаблоном

где  $P$  — нагрузка, кг;

$d_{отп}$  — длина диагонали отпечатка, мм.

При определении числа твердости HV для разных значений длины диагонали отпечатка и приложенной стандартной нагрузки пользуются таблицей, приведенной в ГОСТ 2999—45.

Обычно число твердости сопровождается индексом величины нагрузки. Например, HV<sub>50</sub> означает, что число твердости получено при нагрузке в 50 кг.

При вдавливании наконечников в горные породы получить правильные отпечатки, как правило, не удастся. Приемлемые результаты получаются лишь для очень пластичных пород.

Для определения твердости отдельных структурных составляющих мелкокристаллических агрегатных тел в Институте машиноведения АН СССР разработан так называемый метод микротвердости. Он основан на вдавливании маленькой алмазной пирамиды стандартной формы при нагрузках от 2 до 200 г. Угол при вершине пирамиды равен 136°.

Как и при методе Виккерса, число твердости  $H_x$  вычисляют путем деления величины нагрузки  $P$  (в г) на площадь поверхности отпечатка:

$$H_x = \frac{1854}{d_{отп}^2}, \text{ кг/мм}^2, \quad (121)$$

где  $d_{отп}$  — длина диагонали отпечатка, мм.

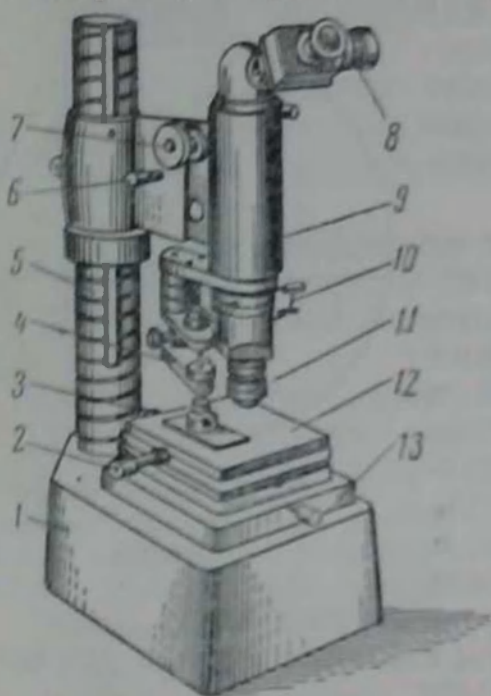


Рис. 86. Прибор ПМТ-3 для определения микротвердости.

1 — массивное основание, 2 — микрометрические винты, 3 — механизм нагружения, 4 — стойка, 5 — винт точной установки микроскопа на фокус, 6 — винт грубой установки на фокус, 7 — окулярный микрометр, 8 — объектив, 9 — осветитель, 10 — предметный столик, 11 — рукоятка поворота столика



Определения микротвердости производятся на приборе ПМТ-3 (рис. 86) следующим образом [70].

Образец с гладко обработанными поверхностями укрепляют при помощи пластилина или прижимных лапок на предметном столике 12. Винтами 6 и 7 фокусируют микроскоп на поверхность образца и устанавливают на резкость нити окулярного микрометра 8, совмещая их перекрестие с нулевым делением. Место для производства отпечатка подводят под перекрестие нитей путем передвижения столика микрометрическими винтами 2 и 3.

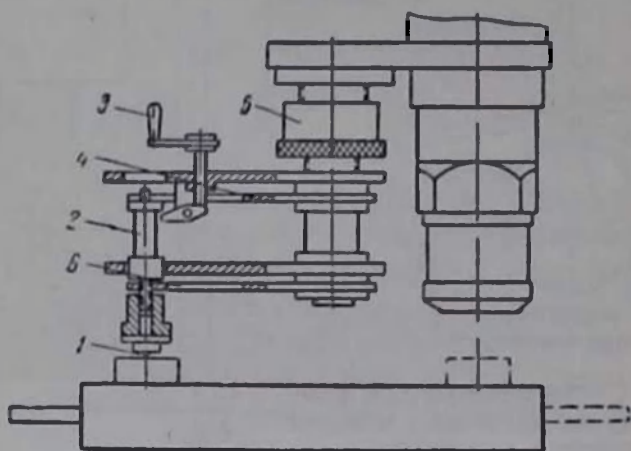


Рис. 87. Схема нагружающего механизма прибора ПМТ-3:

1 — алмазный наконечник; 2 — стержень; 3 — рукоятка; 4 — стальная пластина; 5 — гайка; 6 — стальная пластина

Нагружающий механизм прибора показан на рис. 87.

На стержень 2 этого механизма помещают груз заданной величины и показанным на рис. 86 винтом 13 поворачивают столик до правого упора. Поворачивая рукоятку 3 (см. рис. 87) нагружающего механизма на себя, внедряют алмазную пирамиду в испытуемую поверхность. Поворот винта должен производиться медленно и равномерно (в течение не менее чем 15 сек). После выдержки 5—10 сек нагрузку снимают, отводя рукоятку 3 от себя до упора. Предметный столик затем поворачивают в обратное положение и производят измерение диагоналей отпечатка.

Для ускорения вычислений показателя твердости обычно пользуются готовыми таблицами, приложенными к прибору. При испытаниях измеряют обе диагонали отпечатка, принимая в расчет их среднее арифметическое. Для установления числа твердости  $H_M$  делают, как правило, не менее трех отпечатков.

Так как при измерении микротвердости образуются микроскопические отпечатки, поперечники которых измеряются микронами, то этим методом можно определять

агрегативную твердость только для очень тонкозернистых пород с размерами зерен не более 0,01 мм. В остальных случаях такое определение дает, по существу, твердость порообразующих минералов горной породы.

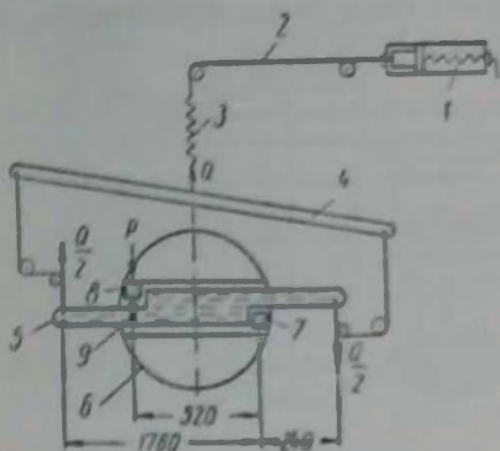


Рис. 88. Схема прибора для измерения твердости углей методом вдавливания конуса:

1 — натяжной винт, 2 — вит, 3 — пружина; 4 — трос; 5 — рычаг, 6 — шпиндель; 7 — вырезок параллельно диаметру; 8 — стальная подушка для опоры рычага; 9 — испытываемый образец; 9 — конус с углом  $30^\circ$  из хромо-никелевой стали, закаленный без отпуска

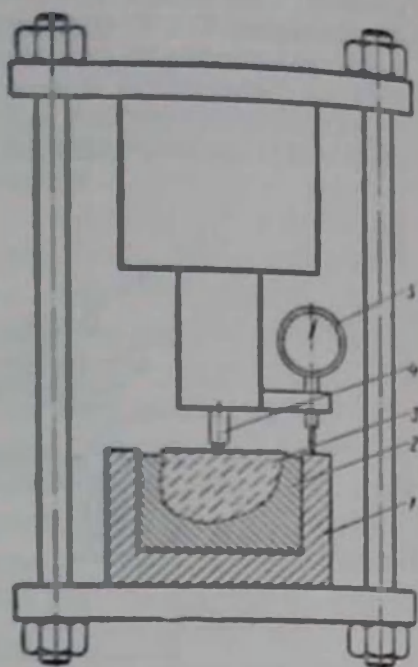


Рис. 89. Схема установки Г. Франсена:

1 — обжим; 2 — легкоплавкий металл; 3 — испытываемый образец горной породы; 4 — индикатор твердого сплава; 5 — индикатор часового типа

Метод, аналогичный методу микротвердости, разработанному в Институте машиноведения АН СССР, был применен В. П. Шубиным [87] для определения твердости каменных углей. Испытания заключались во вдавливании конуса при нагрузках до 360 г. Схема прибора изображена на рис. 88. Сила, действующая на образец при вдавливании конуса, определяется по формуле  $P = 2,89 Q$ . Нагрузку  $Q = 360$  г устанавливают путем натяжения микрометрического натяжного винта. Диаметр отпечатка конуса измеряют под микроскопом по двум взаимно перпендикулярным направлениям; в расчет принимается среднее значение диаметра.

Показатель (число) твердости  $H$  определяют по формуле

$$H = \frac{P}{S_{\text{отп}}}, \text{ кг/мм}^2, \quad (122)$$

где  $P$  — наибольшая нагрузка на образец, кг;

$S_{отп}$  — площадь конического отпечатка после снятия нагрузки,  $мм^2$ .

Е. Ф. Эпштейн предложил [89] оценивать агрегатную твердость горной породы путем вдавливания специального резца из твердого сплава.

Из породы изготавливают образец в виде кубика размерами  $6 \times 6 \times 6$  см с ориентировкой граней по напластованию и перпендикулярно к нему. На настольном гидравлическом прессе резец под определенной нагрузкой вдавливают в породу. Затем нагрузку снимают и измеряют глубину образовавшейся канавки. Измерения производятся глубиномером (с точностью до  $0,01$  мм) в трех точках — по краям и в середине канавки. Результаты считаются удовлетворительными, если среднее арифметическое значение глубины по измерениям в крайних точках канавки примерно равно ее глубине в середине. Резец может иметь форму либо одностороннего, либо двустороннего клина и быть как острым, так и тупым с углом при вершине, равным  $60^\circ$ . Показатель агрегатной твердости  $H_c$  вычисляют как отношение усилия вдавливания к площади контакта, пользуясь следующими формулами:

а) для одностороннего острого клина

$$H_c = \frac{P}{sh \operatorname{tg} \alpha}, \text{ кг/см}^2; \quad (123)$$

б) для двустороннего острого клина

$$H_c = \frac{P}{2hb \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}}, \text{ кг/см}^2; \quad (124)$$

в) для двустороннего затупленного клина

$$H_c = \frac{P}{\left(2h \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + \Delta x\right)b}, \text{ кг/см}^2, \quad (125)$$

где  $P$  — нагрузка на резец, кг;

$h$  — глубина лунки, см;

$b$  — длина лезвия резца, см;

$\alpha$  — угол при вершине резца, град;

$\Delta x$  — ширина затупленной части резца, см.

Аналогичный метод был позднее применен немецким исследователем Г. Франсеном (ФРГ) [94]. Схема предло-

женной им установки показана на рис. 89. Внедряемым телом служит пластинка твердого сплава, заостренная под углом  $120^\circ$ . Глубина внедрения фиксируется индикатором часового типа с точностью до  $0,01$  мм. Поверхность образца, предназначенного для испытаний, предварительно тщательно шлифуется. Укрепляют образец в обойме путем заливки легкоплавким металлом (с температурой плавления  $200^\circ$ ). На основе испытаний строят для испытываемой породы график зависимости глубины внедрения от нагрузки, приходящейся на единицу длины лезвия реза.

В Институте нефти АН СССР Л. А. Шрейнером разработана методика [84] определения механических свойств горных пород вдавливанием штампа, позволяющая помимо твердости определять также показатели упругости и пластичности.

Для испытания по данной методике образец должен иметь две плоскопараллельные поверхности. Бока же могут иметь неправильную форму. Изготавливают образцы либо из кусков породы произвольной формы, либо из кернов. Образцы из кернов обычно имеют высоту  $30—50$  мм и диаметр  $40—60$  мм. При изготовлении образцов из кусков породы последние разрезают на пластины толщиной  $30—50$  мм, имеющие такую площадь сечения, в которую может быть вписан круг диаметром не менее  $40$  мм.

Для получения двух плоскопараллельных поверхностей их вначале притирают на плоском чугунном вращающемся круге. Шлифовка образцов производится вначале более крупным абразивом № 100-18 для уничтожения следов от разреза пилой, затем микропорошком № 28 до получения более ровной поверхности и уничтожения следов от крупного абразива. Окончательная доводка выполняется микропорошком № 20. Процессы резки и шлифовки следует проводить с чистой водой, без всяких добавок. Проверка поверхностей образцов производится при помощи микрометра. Допуск на непараллельность не должен превышать  $0,1$  мм на длине образца в  $50$  мм.

После изготовления образец подсушивают в сушильном шкафу при температуре не выше  $100^\circ$  в течение  $2—2,5$  ч.

При изготовлении образцов из аргиллитов, глинистых

сланцев и мергелей необходимо соблюдать некоторые предосторожности. В частности, чтобы избежать излишнего насыщения образцов водой, лучше притирать плоскости таких образцов абразивом всухую. Попеременное насыщение и высушивание образцов из глинистых пород приводит к изменению их механических свойств (растрескивание, распадение на отдельные части). Все образцы данного типа после изготовления хранят в эксикаторах до момента их испытаний.

Для вдавливания применяют цилиндрические штампы с плоским основанием. Они изготавливаются из стали (с последующей закалкой) или из твердого сплава.

Для абразивных пород, а также для пород с твердостью выше  $250 \text{ кг/мм}^2$  следует применять штампы из твердого сплава (рис. 90, а). Однако при испытании очень твердых пород цилиндрические штампы из твердого сплава иногда выкрашиваются. Поэтому для пород с твердостью выше  $400\text{—}500 \text{ кг/мм}^2$  применяют штампы в виде усеченного конуса с углом при вершине не более  $60^\circ$  (рис. 90, б) либо целиком изготовленные из твердого сплава, либо имеющие вставку из него.

Для плотных и умеренно пористых пород используют штампы площадью  $1\text{—}2 \text{ мм}^2$ , а для пород с диаметром зерен более  $0,25 \text{ мм}$ , если они не обладают значительной пористостью, — площадью  $3 \text{ мм}^2$ . Штампы с площадью основания  $5 \text{ мм}^2$  и более применяют только для сильнопористых и малопрочных горных пород.

Рабочая плоскость штампов должна быть тщательно притерта в оправке на чугунном притире тонким абразивом с пастой. После изготовления штампа размеры его рабочей части измеряют под микроскопом. В процессе работы состояние поверхности штампа необходимо периодически проверять под лупой.

Испытания могут производиться на гидравлических прессах с предельной нагрузкой не менее  $1000 \text{ кг}$ . Точ-

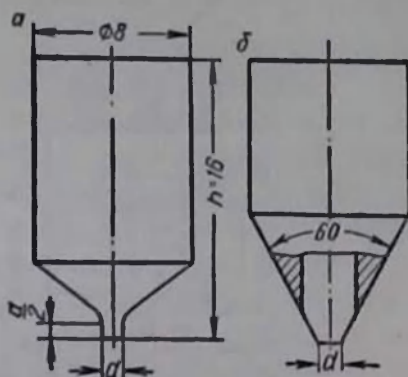


Рис. 90. Конструкция штампов

ность измерения нагрузок должна быть не менее 1%, а деформаций — до 0,001—0,002 мм.

Схема экспериментальной установки, примененной в Институте нефти АН СССР, изображена на рис. 91. Она состоит из лабораторного четырехтонного гидравлического пресса 1, компенсатора давления 2 объемом 5 л,

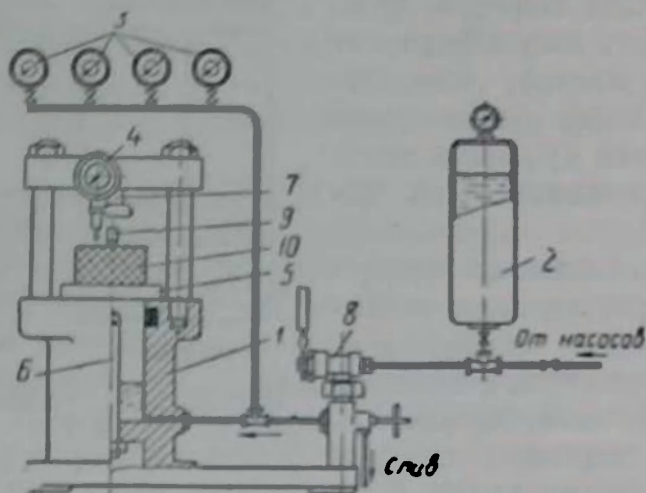


Рис. 91. Схема экспериментальной установки

манометров 3 для измерения нагрузок, индикатора часового типа 4 с точностью отсчета 0,001—0,002 мм и поршневого рычажного насоса, не изображенного на схеме.

Во избежание перекосов поршня 5 при подъеме столлика в гидравлическом цилиндре установлен направляющий шток 6. В траверсе пресса укреплен упор 7, в который упирается штамп своим верхним основанием. На нижней части упора при помощи подвижного кронштейна крепится индикатор 4 для измерения деформаций при испытаниях.

Измерение давления в гидравлическом цилиндре (с точностью не менее 1%) производится манометрами 3, включаемыми в гидросистему независимо друг от друга.

Перед испытанием вся система заполняется маслом, подаваемым насосом; затем доступ масла в гидравлический цилиндр прекращается регулировочным краном и маслом заполняется компенсатор 2. Необходимость включения в установку компенсатора вызвана применением рычажного ручного насоса, который не позволяет осуществлять плавную нагрузку на штамп.

На столике поршня 5 помещают испытуемый образец 10, а на него устанавливают штамп 9. Чтобы добиться точной установки штампа по центру упора 7, поверхность упора или верхнее основание штампа смазывают маслом, закрепляя последний на поверхности упора.

Открыв кран 8, компенсатор соединяют с цилиндром прессы и поднимают поршень до соприкосновения испытуемого образца с рабочим основанием штампа.

Давление на манометре, зафиксированное при движении до соприкосновения образца со штампом, принимают за условный нуль давления. Когда штамп приходит в соприкосновение с упором и давление начинает превышать условный нуль, обратным ходом давление понижают до условного нуля и устанавливают на нуль индикатор 4. После этого цилиндр прессы отключают и компенсатор вновь заполняется от насоса маслом до тех пор, пока давление не достигнет заданного уровня. После такой подготовки приступают к испытанию.

Испытания обычно проводятся двумя методами. Если снимается график деформаций, то нагружение производят ступенями такой величины, которая обеспечивает получение достаточного числа точек как в упругой, так и в пластической областях. Если же график деформаций не снимается, то производят непрерывное нагружение с большой скоростью так, чтобы через 20—45 сек наступило хрупкое разрушение породы под штампом.

Предварительно, на каждом новом образце проводят 1—2 пробных опыта. Первый опыт проводят при непрерывном нагружении — для примерного определения твердости. Если необходимо вести испытание со снятием графика деформаций, то проводят второй пробный опыт; его осуществляют с прерывным нагружением, но без записи. Нагружение осуществляют до тех пор, пока четко не определится пластическая область и та величина нагрузки, при которой начинается течение породы. Такой пробный опыт позволяет легко определить величину ступени нагружения при испытании.

Момент разрушения хрупкой породы под штампом хорошо улавливается по резкому падению давления на манометре. Отношение нагрузки, соответствующей разрушению, к площади штампа, позволяет получить показатель твердости горной породы.

Для определения модуля упругости необходимо знать

характер графика деформаций в упругой области. Для этого проводят 2—3 опыта с увеличением нагрузки до уровня, несколько превышающего половину разрушающей нагрузки. Нагружение производят ступенями и для каждой ступени отмечают давление по манометру и деформацию по индикатору.

При испытаниях упруго-пластичных горных пород нагружение всегда производят ступенями, следя за тем, чтобы на каждой ступени деформации осуществлялись возможно полнее.

В упругой области величина деформации для каждой ступени нагружения устанавливается сразу и во времени не изменяется. Поэтому переход от одной ступени к другой можно производить довольно быстро.

В пластической области нагрузку необходимо поддерживать на установленном для данной ступени уровне, так как она имеет тенденцию снижаться вследствие пластического течения породы. Нагрузку поддерживают на постоянном уровне до тех пор, пока не будет исчерпана пластическая деформация, соответствующая данной ступени нагружения. Однако ждать окончания пластической деформации во всех случаях не следует, так как это может потребовать длительной выдержки, причем в самом конце деформация нарастает крайне медленно.

На каждой ступени нагружения фиксируют показание манометра и предельную величину деформации по индикатору. По полученным данным строят график деформаций. При некоторой предельной нагрузке происходит общее разрушение под штампом, которое также улавливается по падению давления на манометре (хотя и не всегда достаточно четко).

Вследствие того, что иногда деформация перед разрушением протекает очень быстро, необходимо в момент разрушения отмечать предельные показания манометра и индикатора одновременно. Продолжительность опыта при испытаниях упруго-пластичных горных пород составляет 3—4, а иногда 10 мин.

При вдавливании штампа в горную породу, в которой разрушение не происходит, устанавливают предельную глубину внедрения. Для штампов площадью 1—2 мм<sup>2</sup> предельную глубину устанавливают равной 0,5—0,7 мм, а для штампов больших диаметров — равной 1—1,5 мм.



Порядок испытаний этих пород такой же, как и пород упруго-пластичных.

График деформаций строят в координатах: нагрузка в килограммах (ось ординат), — абсолютная деформация в микронах (ось абсцисс).

Для хрупких горных пород твердость определяют по формуле

$$H_{ш} = \frac{P}{S_{ш}}, \quad (126)$$

где  $H_{ш}$  — твердость по испытанию на вдавливание штампа,  $кг/мм^2$ ;

$P$  — нагрузка в момент общего хрупкого разрушения,  $кг$ ;

$S_{ш}$  — площадь штампа,  $мм^2$ .

При вдавливании штампа в сильно пористую или очень пластичную горную породу общего разрушения под основанием штампа не происходит. В этом случае твердость условно принимают равной пределу текучести (в  $кг/мм^2$ ).

Сотрудниками Института нефти АН СССР совместно с конструкторским бюро нефтяной промышленности разработан (для проведения аналогичных испытаний) усовершенствованный прибор с автоматической записью деформаций. Принципиальная схема такого прибора показана на рис. 92.

Он состоит из трех основных узлов: нагрузочного приспособления, электрического индикатора для измерения деформаций и столика для установки испытуемого образца. Прибор рассчитан на испытания с пределами нагружения в 100, 250, 500 и 1000  $кг$  при предельном измерении деформаций 750  $мк$ . От электродвигателя 1 усилие через ходовой винт 2 и ленту 4 на блоке 3 передается на рычаг 5. Поворачиваясь вокруг оси 9, рычаг своим ножом 8 давит на траверсу 10, укрепленную в штоке 11. Шток опускается и штамп 12 упирается в поверхность испытуемого образца. После соприкосновения штампа с породой возрастает усилие, которое через рычаг 5 и ленту 4 передается на маятник 6, укрепленный на оси 7 и вызывает его отклонение. Перо 13, связанное с маятником, начнет перемещаться вдоль образующей барабана 14. При этом горизонтальное перемещение пера будет пропорционально нагрузке на штамп.

Глубина внедрения штампа в образец фиксируется индикатором часового типа 20, получающим перемещение от измерительной ножки 19. Одновременно перемещение измерительной ножки 19 вызывает поворот барабана 14. При помощи рычажного устройства и следящей системы окружность барабана перемещается по величине, в 400 раз превышающую деформации образца.

Электрический индикатор устроен следующим образом. На шток

11 установлен рычаг, состоящий из двух деталей 22 и 23, связанных между собой пружиной 24. Обе части рычага могут вращаться на общей оси 25 как единое целое. Пружина 26 прижимает правое малое плечо рычага, образуемое деталью 22, к упорной ножке 19. На левом конце большого плеча, образуемого деталью 23, имеется контактная пластинка, которая может замыкаться с одним из двух

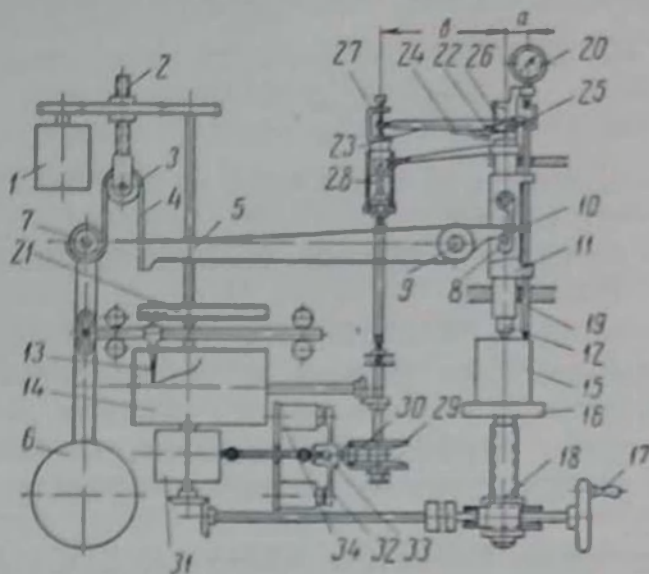


Рис. 92. Схема прибора с автоматической записью деформации:

1 — электродвигатель; 2 — ходовой винт; 3 — ролик; 4 — дент; 5 — рычаг; 6 — маятник; 7 — ось; 8 — нож; 9 — ось; 10 — траверса; 11 — шток; 12 — штамп; 13 — шпир; 14 — барабан; 15 — образец; 16 — столешка; 17 — микровыж; 18 — редуктор; 19 — измерительная ножка индикатора; 20 — индикатор часового типа; 21 — шпала нагрузки; 22 и 23 — детали электрического индикатора; 24 — пружина; 25 — ось; 26 — пружина; 27 — подвижная головка; 28 — ходовой винт; 29 — пласт; 30 — ролик; 31 — электродвигатель; 32 — рычаг; 33 — ось; 34 — электромагнит

контактов, установленных на подвижной головке 27 с зазором 0,025—0,05 мм по отношению к пластинке. При внедрении штампа в образец контактная пластинка замыкает нижний контакт головки 27; этим включается электрическая цепь следящего устройства и контактная головка (посредством ходового винта 28) опускается вниз, размыкая электрическую цепь между пластинкой и нижним контактом головки.

При непрерывной деформации образца пластинка и нижний контакт последовательно замыкаются и размыкаются. При этом головка 27 «следит» за положением контактной пластинки. Передаточное число рычага принято равным  $\frac{a}{a'} = 25$  (см. рис. 92). Поэтому при перемещении ножки 19 на некоторую величину  $x$  головка опускается на величину, в 25 раз большую.

При нагружении штампа перо 13 записывает на миллиметровой бумаге, прикрепленной к барабану 14, кривую в координатах — нагрузка (по горизонтали) и деформация (по окружности барабана).

Применение такого прибора дает возможность получать на одной ленте несколько графиков деформаций, снятых в различных точках образца. Кривые, записанные на этом приборе, имеют плавный вид, что объясняется непрерывностью процесса.

Для проведения испытаний по методу, предложенному проф. Л. А. Шрейнером (см. стр. 160), необходимо изготовление образцов с двумя тщательно обработанными (шлифованными) плоскопараллельными поверхностями, что требует значительных затрат труда и времени.

С целью устранения этого недостатка и большего приближения к производственным условиям в лаборатории механических способов разрушения горных пород ИГД им. А. А. Скочинского Л. И. Бароном и Л. Б. Глатманом был разработан и исследован аналогичный по идее, но гораздо более простой метод испытаний. Согласно этому методу вдавливание цилиндрического штампа с плоским основанием производится в нешлифованную (естественную) поверхность породного образца. В связи с тем, что получаемые результаты существенно отличаются от твердости при вдавливании штампа по методике проф. Л. А. Шрейнера, рекомендовано во избежание путаницы именовать этот показатель контактной прочностью.

Метод испытаний применим для горных пород, имеющих при вдавливании штампа хрупкое разрушение, т. е. для подавляющего большинства пород, слагающих месторождения полезных ископаемых.

Испытания проводятся на образцах объемом от 150—200 см<sup>3</sup> и более, имеющих две приблизительно параллельные грани. Толщина образцов должна быть не менее 100—120 мм, в противном случае возможно раскалывание образцов породы. Непараллельность граней может составлять на породах ниже средней и средней крепости до 10°, а на породах выше средней крепости до 5°. Обработка поверхности образцов либо не производится вовсе, либо сводится к несложной грубой околке или обдирке на абразивном круге.

При определении контактной прочности горных пород применяются цилиндрические штампы с плоским основа-

нием двух видов: стальные и со сменным твердосплавным наконечником. Материалом для первого вида штампов могут служить углеродистые стали с последующей закалкой до  $HRC = 55-50$ . Стальные штампы (рис. 93, а) можно использовать на породах с контактной прочностью

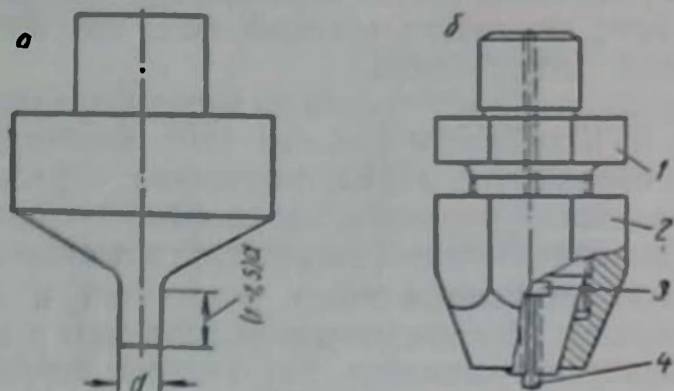


Рис. 93. Конструкции штампов для определения контактной прочности:

а — стальной штамп; б — штамп, 1 — корпус; 2 — накидная гайка; 3 — твердосплавный опорный кластник; 4 — твердосплавный наконечник

до  $150-160 \text{ кг/мм}^2$ . Для пород контактной прочностью выше  $150-160 \text{ кг/мм}^2$  следует применять штампы со сменным твердосплавным наконечником (рис. 93, б).

Рабочая часть штампа обычно имеет диаметр  $2-5 \text{ мм}$ . Последний должен не менее чем в 3 раза превышать диаметр зерен горной породы. Поверхность штампа, находящаяся в контакте с породой, должна быть ровной (желательно шлифованной), без выкрошенных участков. Состояние поверхности необходимо проверять после каждого опыта.

Определение контактной прочности можно производить на гидравлических или механических прессах с предельной нагрузкой  $2,5-5 \text{ т}$ , позволяющих регистрировать усилие с точностью до  $1-2\%$ . Скорость нагружения принимается в пределах от  $6$  до  $12 \text{ мм/мин}$ . Нагружение производится в один прием до появления лунки выкола. Этот момент хорошо улавливается по резкому падению давления на  $60-100\%$ .

В процессе нагружения иногда имеют место небольшие колебания величины нагрузки, связанные с разрушениями небольших выступов на необработанной поверх-

ности образца; однако максимум, соответствующий моменту выкола лунки (хрупкого разрушения), выявляется всегда четко.

В процессе проведения испытаний необходимо стремиться к тому, чтобы поверхность образца, в которую производится вдавливание, была приблизительно перпендикулярна к направлению движения штампа. Это можно обеспечить посредством нижней подушки пресса, обычно опирающейся на нижнюю плиту пресса по сферической поверхности.

Величина контактной прочности определяется по формуле

$$p_k = \frac{\sum P}{nS}, \text{ кг/мм}^2, \quad (127)$$

где  $p_k$  — контактная прочность,  $\text{кг/мм}^2$  ;

$P$  — нагрузка в момент хрупкого разрушения (выкола лунки),  $\text{кг}$ ;

$n$  — число опытов на одном образце породы;

$S$  — площадь штампа,  $\text{мм}^2$ .

Средний коэффициент вариации при испытаниях большого числа образцов различных пород составил 19,6%.

Вдавливание штампа следует производить каждый раз на новом участке поверхности образца. Расстояния между отдельными пунктами вдавливания должны быть выбраны с таким расчетом, чтобы лунки соседних выколов не соединялись между собой.

Исследования, проведенные в лаборатории механических способов разрушения горных пород ИГД им. А. А. Скочинского, показали, что между показателями контактной прочности и твердости, получаемой при вдавливании штампа в шлифованную поверхность (по методу проф. Л. А. Шрейнера), имеется корреляционная связь, выражаемая, по предварительным данным, прямолинейной зависимостью

$$p_k = 0,62H_{ш}, \quad (128)$$

где  $p_k$  — контактная прочность,  $\text{кг/мм}^2$ ;

$H_{ш}$  — твердость по испытанию на вдавливание штампа,  $\text{кг/мм}^2$ .

Соотношения между максимальными и минимальными значениями контактной прочности при повторных определениях на одной и той же породе составили:

Для песчаников . . . . .	1,31—1,71
»  песчанистых и глинистых сланцев . . . . .	1,75—2,10
»  известняков . . . . .	1,49—2,28

Ниже приведены значения контактной прочности ряда пород по результатам определений, выполненных в лаборатории механических способов разрушения горных пород ИГД им. А. А. Скочинского.

Горячие породы	Показатель контактной прочности, кг/мм <sup>2</sup>
Известняк коробчьевский . . . . .	29,0
То же, веневский . . . . .	29,0
Филлитовый сланец . . . . .	31,6
Известняк коробчьевский . . . . .	34,7
Песчаник ожелезненный . . . . .	35,4
Глинистый сланец . . . . .	39,2
Песчанистый сланец . . . . .	40,6
Известняк коробчьевский . . . . .	44,0
Микросланец полосчатый . . . . .	54,5
Песчаник крупнозернистый . . . . .	63,5
Серицитовый сланец . . . . .	65,9
Глинистый сланец . . . . .	68,3
Песчанистый сланец . . . . .	79,6
Песчаник мелкозернистый . . . . .	81,8
Известняк доломитизированный . . . . .	85,5
Мрамор белый кристаллический . . . . .	105,6
Роговик красково-мартитовый . . . . .	115,0
Диорит . . . . .	138,0
Песчаник мелкозернистый . . . . .	166,0
Березит . . . . .	176,0
Песчаник медистый . . . . .	182,0
Мартитовая руда (плотная, оварцованная) . . . . .	196,0
Полевой шпат (ортоклаз) . . . . .	210,0
Джезилит мелкозернистый (плотный) . . . . .	214,0
Гранит . . . . .	239,0
Пироксенит . . . . .	249,5
Кварцит шокшинский . . . . .	290,0

Первые результаты исследований контактной прочности по изложенному методу были доложены на координационном совещании по методам оценки сопротивляемости горных пород разрушению механическими способами, состоявшемся в ИГД им. А. А. Скочинского в ноябре 1960 г. В решении совещания [74] отмечена целесообразность дальнейшего развития исследований в указанной области.

Разработан ряд способов измерения твердости углей и пород методом вдавливания непосредственно в условиях забоя.

Институтом горного дела АН УССР [63] для этой цели был применен штамп в виде неравносторонней четырехгранной пирамиды с углами заострения  $2\alpha = 117^\circ$  и  $2\beta = 60^\circ$ . Число твердости  $H$  определяют при пользвоваемой нагрузке  $P$  к площади боковой поверхности  $S_{бок}$  внедренной части штампа:

$$H = \frac{P}{S_{бок}}, \text{ кг/мм}^2. \quad (129)$$

Испытание производится при помощи устройства, изображенного на рис. 94.

Прибор закрепляют на телескопической стойке, состоящей из трех коробчатых участков 10, 12, 13. Фиксация выдвигаемых телескопических элементов в требуемом положении (в зависимости от мощности пласта или высоты выработки) производится болтами 14. Распор стойки между подошвой и кровлей осуществляется винтом 15. Установка смонтирована на плите 11, закрепляемой на стойке болтами 16 на необходимой высоте.

Поворачивая рукоятку 4, через храповой механизм 5 осуществляют поступательное перемещение винта 3. Вместе с винтом перемещается и внедряется в уголь штамп 1, закрепленный при помощи обоймы 2 на конце винта. Глубина внедрения фиксируется индикатором 9, укрепленным на обойме 2 при помощи стержня 6. Величина усилия фиксируется двумя силовыми индикаторами 8 пружинного динамометра 7. Максимальное усилие нажатия штампа составляет 1500 кг.

Испытания проводятся следующим образом. С поверхности забоя предварительно удаляют слой разрыхлившегося угля или породы толщиной 0,3—0,5 м, пока не обнажится свежий, ненарушенный массив. Зачистку проводят по всей мощности пласта, а по падению — примерно на длине 1 м. Стойку устанавливают на расстоянии 0,4 м от груди забоя; штамп приближают к забою и дают предварительную нагрузку на винт, равную 1500 кг. Затем нагрузку снимают обратным вращением рукоятки и забой зачищают снова. Вращением рукоятки штамп вновь подводят до касания с поверхностью забоя и записывают нулевые отсчеты

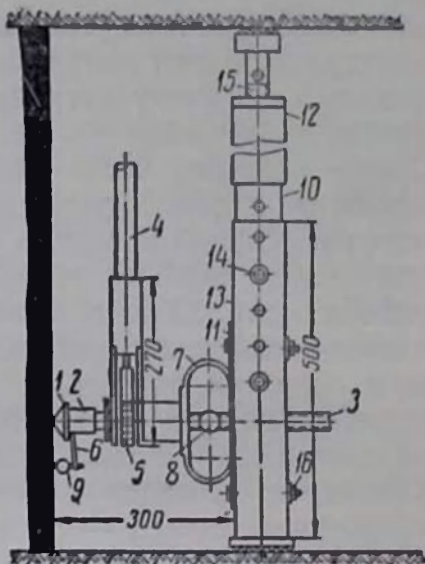


Рис. 94. Схема установки АН УССР для измерения твердости углей и пород в забое

силовых индикаторов и индикатора глубины внедрения. После этого производят рабочее нагружение со скоростью 100 кг в 1 мин. В конце каждого интервала нагружения записывают показания индикатора глубины внедрения и силовых индикаторов  $\delta$  (левого и правого). В случае падения нагрузки вследствие выкрашивания штампом кусочков угля или породы делают двойной отсчет: записывают силу внедрения, при которой произошел откол, и величину нагрузки после ее падения. Одновременно записывают соответствующие глубины внедрения. Затем нагрузку вновь доводят до требуемой величины, соблюдая установленные интервалы нагружения. Достигнув предельной нагрузки в 1000 кг и записав соответствующую глубину внедрения  $h_{\text{вн}}$ , прибор полностью разгружают. Штамп выводят из лунки и производят тщательный осмотр отпечатка для выяснения состояния материала на поверхностях его контакта со штампом — спрессовался ли он или обратился в мельчайшую пыль. При этом делают зарисовки трещин и измеряют их длину. Обычно производят 3—5 отпечатков для каждого направления штампа — с расположением длинной стороны его прямоугольного основания перпендикулярно и параллельно напластованию.

Наряду с показателем (числом) твердости при помощи описанного прибора можно определять также следующие характеристики.

Удельное сопротивление вдавлению  $R_{\text{вд}}$

$$R_{\text{вд}} = \frac{\Delta P}{\Delta h}, \text{ кг/мм}, \quad (130)$$

где  $\Delta P$  — приращение нагрузки, кг;

$\Delta h$  — приращение глубины внедрения штампа, мм.

Удельная работа внедрения  $a_{\text{уд}}$ , представляющая отношение общей работы  $A_{\text{вн}}$ , затраченной на внедрение штампа, к объему  $V_{\text{вн}}$  внедренной части последнего,

$$a_{\text{уд}} = \frac{A_{\text{вн}}}{V_{\text{вн}}}, \text{ кгсм/см}^3. \quad (131)$$

Коэффициент упругого восстановления  $K_{\text{восст}}$ , определяемый относительной разностью между начальной  $h_1$  и конечной (после удаления штампа из сделанного им отпечатка) глубиной внедрения  $h_2$ .

$$K_{\text{восст}} = \frac{h_1 - h_2}{h_1} \cdot 100, \% \quad (132)$$



Метод определения твердости горных пород, разработанный и примененный на шахтах Донецкого бассейна А. М. Янчуром и А. Н. Кульбачным [91], основан на выведенных проф. Л. А. Шрейнером уравнениях для определения усилий подачи и резания на долоте при раз-

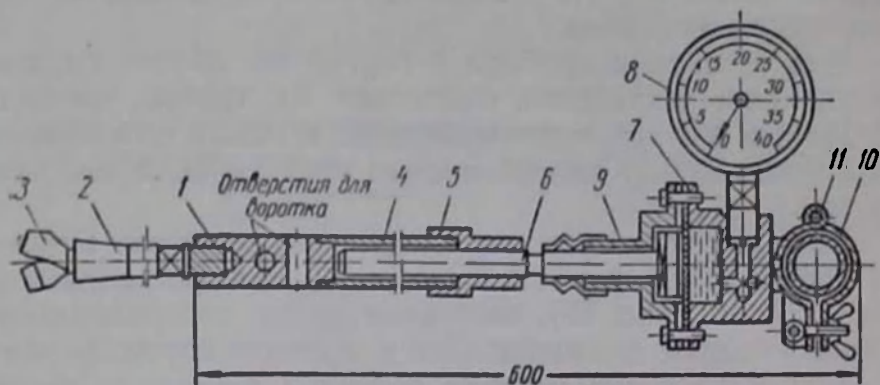


Рис. 95. Схема прибора конструкции А. Н. Кульбачного:  
 1 — патрон для крепления буровой штанги; 2 — буровая штанга; 3 — ре-  
 зец; 4 — упорная труба; 5 — ходовая гайка; 6 — винт; 7 — резиновая диа-  
 фрагма; 8 — манометр; 9 — мессдоза; 10 — опорная труба; 11 — хомут

шении породы бурением — резанием. Твердость породы  $H$  определяется по этому методу из выражения

$$H = \frac{P}{S}, \text{ кг/см}^2, \quad (133)$$

где  $P$  — усилие подачи, кг;

$S$  — площадь торцевого контакта резца с поро-  
 дой, см<sup>2</sup>.

Для измерения усилия подачи применяется прибор конструкции А. Н. Кульбачного (рис. 95).

Основными частями прибора являются упорная труба 4, оснащенная буровой штангой 2 с резцом 3, и гидравлическая мессдоза. Штанга соединена ходовой гайкой 5 с винтом 6. Винт своим торцом упирается в резиновую диафрагму 7 гидравлической мессдозы, соединенной с манометром 8. Торцовая часть винта имеет квадратный выступ, входящий в квадратное гнездо верхней крышки мессдозы 9. Для крепления прибора к опорной трубе 10 служит хомут 11. Мессдозы заливают глицерином или другой жидкостью, химически не действующей на резину. Диафрагма изготавливается из высококачественной резины толщиной до 3 мм.

Для замера используют армированные победитом серийные резцы, применяемые при бурении шпуров по породе. Перед проведением испытаний резцы затупляют

по специальному шаблону так, чтобы площадь торцовой площадки составляла 20—25 мм<sup>2</sup>.

Перед проведением экспериментов на специальном лабораторном стенде производят тарирование прибора. Испытания в лаборатории могут проводиться как на кернах (диаметром 70 и 90 мм), так и на кусках породы неправильной формы.

Для установки прибора в горной выработке служит специальное устройство, состоящее из трубы, которую вставляют в шпур и расклинивают в ней, а сам прибор укрепляют между задней частью этой трубы и опорной трубой.

Эксперименты проводят следующим образом. Подводят резец к поверхности породы и, вращая воротком патрон *1* (см. рис. 95), сообщают резцу поступательное и вращательное движения. При испытании пород крепких и средней крепости сначала обычным резцом разбуривают лунку до достижения полного контакта с породой, а затем устанавливают специальный резец для замеров. При испытании резец разрушает породу с постоянной подачей, равной 2 мм. Вращение патрона продолжают до тех пор, пока не прекратится поступательное движение резца. Обычно это происходит после 3—5 оборотов, когда наступает равновесие  $P = HS$ , соблюдающееся на протяжении всего периода вращения патрона. При испытании фиксируют показания манометра и измеряют ширину острия резца. Обычно для определения площадки затупления используют микроскоп МПБ-2 с 25-кратным увеличением.

По показаниям манометра и результатам измерения площадки затупления вычисляют по формуле (133) твердость породы *H*.

На основе испытаний по этому методу пород Сталинского района Донбасса А. М. Янчур и А. Н. Кульбачный выявили прямолинейную корреляционную связь между показателем твердости *H* и коэффициентом крепости *f* по шкале проф. М. М. Протождяконова, выражающуюся формулой

$$f \cong 0,005H. \quad (134)$$

В Новочеркасском политехническом институте (НПИ) разработан и опробован прибор [40] для определения твердости углей в забое, основанный на замере усилия,

необходимого для вдавливания в уголь стержня на заданную глубину. Этот прибор (рис. 96) состоит из стержня, пики и гидравлической мессдозы. В комплект входят шесть конусных пик *1* длиной 2, 4, 6, 9, 12 и 15 см с постоянным углом конусности, равным 4°. Оканчивается

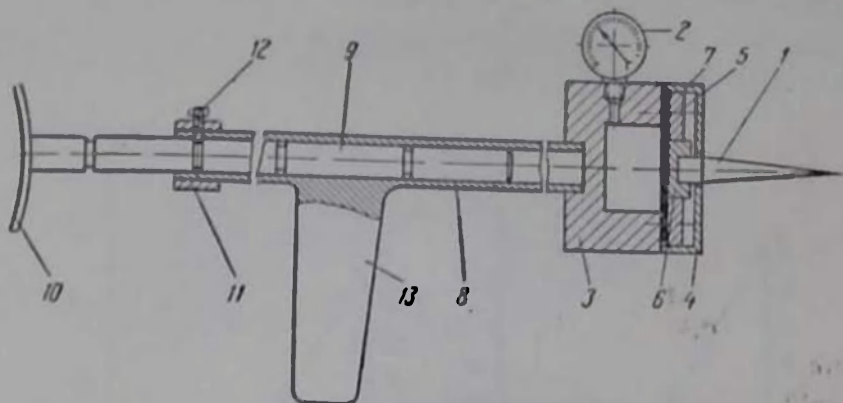


Рис. 96. Схема прибора Новочеркасского политехнического института для определения твердости угля в забое;  
 1 — пика; 2 — манометр; 3 — корпус мессдозы; 4 — крышка; 5 — фланец мессдозы; 6 — поршень; 7 — диафрагма; 8 — труба-прикладка; 9 — стержень; 10 — упор прикладки; 11 — кольцо; 12 — винт М4; 13 — рукоятка

каждая пика сферической поверхностью диаметром 2 мм. Пикю навинчивают на поршень *6* гидравлической мессдозы. В корпус последней ввинчивают раздвижной приклад с рукояткой. Глубина внедрения определяется длиной пики.

Вначале в прибор ввинчивают самую длинную пикю (длиной 15 см). Нажимая плечом на приклад прибора, пикю вдавливают в уголь на полную ее длину; если это не удастся, то берут следующую более короткую пикю.

Манометром *2* при испытании фиксируют максимальное усилие, необходимое для внедрения пики в уголь на полную ее длину.

Число твердости *H* вычисляют по формуле

$$H = \frac{P}{S} \cdot \text{кг/см}^2, \quad (135)$$

где *P* — максимальное усилие внедрения, кг;

*S* — площадь поперечного сечения пики, см<sup>2</sup>.

Наряду с числом твердости при испытании методом НПИ можно определять следующие характеристики испытываемого угля:

1) удельное сопротивление вдавливанию  $R_{вд}$  (показатель крепости угля по методу НПИ)

$$R_{вд} = \frac{P}{l^{1.5}}, \text{ кг/см}; \quad (136)$$

2) удельную работу деформации  $a_{уд}$

$$a_{уд} = \frac{A_{вн}}{V_{ст}}, \text{ кгсм/см}^3; \quad (137)$$

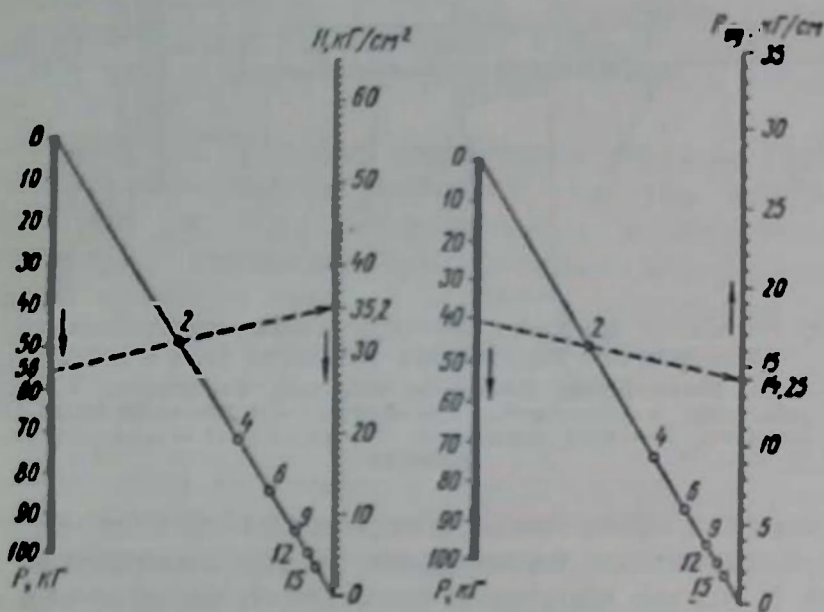


Рис. 97. Номограммы для определения числа твердости  $H$  и удельного сопротивления вдавливанию  $R_{вд}$  при испытаниях углей по методу Ноочеркасского политехнического института

3) коэффициент крепости  $f$  по шкале М. М. Протодьяконова:

$$f = 0,1R_{вд}. \quad (138)$$

В этих формулах:

$P$  — максимальное усилие внедрения, кг;

$l$  — длина внедряемой пикн, см;

$A_{вн}$  — работа внедрения, кгсм;

$V_{ст}$  — объем вдавливаемого стержня, см<sup>3</sup>.

Для облегчения вычислений при испытаниях углей по методу НПИ можно использовать номограммы, приведенные на рис. 97. На левой вертикальной шкале каждой из этих двух номограмм отложены усилия внедрения пикн;

в уголь, а на правой вертикальной шкале — либо число твердости  $H$  (левая номограмма), либо удельное сопротивление вдавливанию  $R_{вд}$  (правая номограмма). На наклонной прямой линии, соединяющей обе шкалы, отложены значения длины пики в сантиметрах. Для определения показателей  $H$  или  $R_{вд}$  необходимо через точку, соответствующую зарегистрированному при испытании усилию

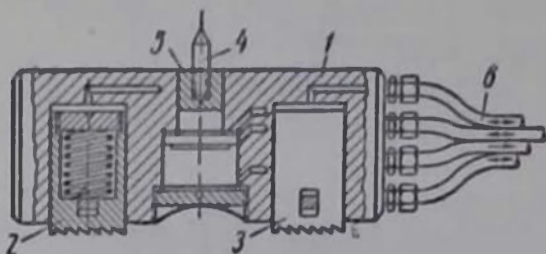


Рис. 98. Схема устройства прибора Хуштадта:

1 — корпус прибора; 2, 3 — распорные поршни; 4 — испытательный щуп; 5 — поршень щупа; 6 — маслопроводы

внедрения пики в уголь, и точку, отвечающую длине примененной пики на наклонной прямой, провести прямую линию до пересечения с правой вертикальной шкалой.

Точка пересечения укажет искомую величину.

В ФРГ для оценки твердости угля в массиве был разработан метод Хуштадта [104], сущность которого заключается в следующем. На расстоянии 1—3 м от забоя бурят скважину, в которую вводят прибор в виде цилиндра диаметром 105 мм (рис. 98). Прибор прочно укрепляется в скважине при помощи двух запрессованных поршней, упирающихся в ее стенки. Затем под действием масла, накачиваемого ручным насосом, из стенки, противоположной распирающим поршням, выводится испытательный щуп. Так как замер глубины внедрения в скважине очень сложен, оценка твердости производится по величине усилия, необходимого для внедрения щупа на заданную глубину. В качестве эталона Хуштадтом было принято усилие для внедрения щупа диаметром 30 мм с углом приострения  $30^\circ$  на глубину 22 мм. За окончательный результат принимается среднее арифметическое из четырех наибольших значений твердости, полученных при испытании данной пачки или данного пласта.

В Англии разработан и применяется [93] забойный метод определения твердости внедрением индентора в угольный массив. При помощи специальной установки (рис. 99) в уголь внедряется индентор диаметром 14,3 мм, длиной 230 мм. Показания манометра, отградуированного на предельную нагрузку в 8 т, снимаются через каждые 6 мм внедрения индентора в уголь. По результатам замеров строят зависимость усилия внедрения от глубины проникновения индентора. Величина усилия внедрения после стабилизации при-



Основные технические характеристики измерительных стоек

Марка измерительной стойки	ВУГИ-1951	ГИС-2	ПНЛУИ	Гидродом-крат ДовУГИ	«Даути» (Англия)	«Вангсдом» (ФРГ)	ВИС-15
Тип стойки . . . . .				Гидравлическая			
Максимальное усилие рас- пора, т . . . . .	30	16	30	50	20	40	10—12
Длина хода плунжера, мм . . . . .	150	—	400	100	170; 350	—	—
Рабочее давление, атм . . . . .	265	228	—	200	—	—	—
Диаметр штампа, мм . . . . .	150; 200; 300	—	—	—	50; 90; 120; 240; 640*	50; 100; 200; 300; 400; 500	100; 150; 300
Высота, мм:							
минимальная . . . . .	1000	790	850	450	650; 2000	—	1700
максимальная . . . . .	2000	1590	1250	—	—	—	3300
Вес домкрата, кг . . . . .	32	40	86	70	—	—	48

\* Указаны значения площади штампа, см<sup>2</sup>.

## ХІХ. ДИНАМИЧЕСКАЯ ТВЕРДОСТЬ

Динамической твердостью горной породы принято называть ее сопротивляемость внедрению инструмента при динамическом воздействии.

Самым распространенным методом относительной оценки динамической твердости является в настоящее время метод Шора. Сущность его заключается в том, что на поверхность испытуемого материала с определенной высоты сбрасывается боек со сферическим алмазным наконечником; боек отскакивает от материала на некоторую высоту, которую принимают за показатель твердости данного материала.

Скорости падения бойка  $v$  и его отскока  $v'$  связаны с высотой падения  $h$  и высотой отскока  $h'$  элементарными зависимостями:

$$v = \sqrt{2gh}, \text{ см/сек}; \quad (139)$$

$$v' = \sqrt{2gh'}, \text{ см/сек}, \quad (140)$$

где  $g$  — ускорение силы тяжести,  $\text{см/сек}^2$ .

Модуль отношения  $\frac{v'}{v} = \sqrt{\frac{h'}{h}}$ , называемый коэффициентом отскока, характеризует упругие свойства породы.

Определение показателя твердости по описываемому способу производится на приборе, называемом склероскопом. Следует отметить, что склероскопы не дают абсолютных значений твердости. Каждый склероскоп имеет самостоятельную шкалу и показывает величины упругой отдачи, которые могут быть использованы для косвенного сравнения твердости различных пород.

На рис. 100 изображен наиболее распространенный в настоящее время склероскоп Шора. Образец породы кубической формы крепко зажимают на стенде прибора. Р. Шеферд [82] применял кубики с длиной стороны около 50 мм, отрезавшиеся от блоков размером 300 мм. Нарезка кубиков производилась алмазной пилой. Для получения гладких поверхностей образец полировали. Перед испытанием кубики просушивали в течение двух-трех недель при комнатной температуре. Чтобы устранить влияние неоднородности породы на получаемый результат, каждую поверхность кубика разделяли тонкими линиями на квадраты с длиной стороны 12,7 мм. Испытание про-



водили в каждой точке пересечения линий, а среднее число твердости по Шору находилось делением общей суммы полученных чисел на число проведенных испытаний.

Склероскоп Тархова, в котором вместо алмазного бойка применен стальной шарик, представлен на рис. 101.

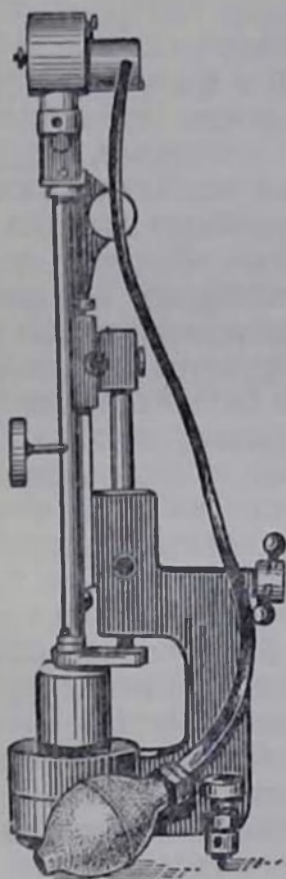


Рис. 100. Склероскоп Шора

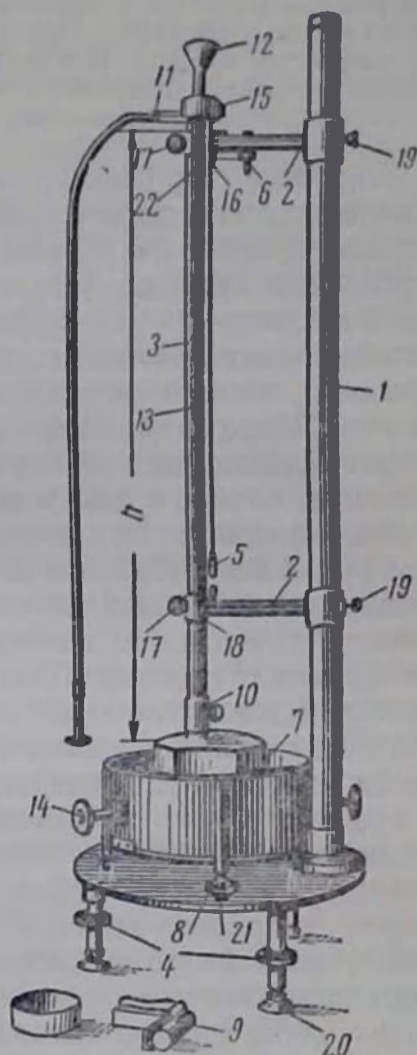


Рис. 101. Склероскоп Тархова

На штативе 1 в двух кронштейнах 2 укрепляют калиброванную стеклянную трубку 3. Тремя винтами 4 трубку устанавливают вертикально от отвесу 5. Нить отвеса наматывается на блок 6, позволяющий изменять ее длину, и пропускается через скобу 16. Нижний конец трубки снабжен башмаком 10 с тремя ножками, опирающимися на исследуемый образец и образующими зазоры, через которые шарики выкатываются и собираются в передвижной коробке 7, по-

мешаемой под нижним концом трубки. На верхнем кронштейне укрепляют головку 15 склероскопа с воронкой 12, вертикальной металлической трубкой 22 и спусковым устройством 11. Образец породы весом не менее 100 г с одной или двумя шлифованными гранями закрепляют в коробке 7 винтами 14. Шлифованную грань образца при помощи винтов 8 и накладного уровня 9 устанавливают в горизонтальном положении. При помощи гибкого спуска 11 шарики сбрасывают из воронки 12 с высоты  $h$ . Высоту отскока шарика наблюдают по шкале, нанесенной на стеклянной трубке. Для фиксации приблизительной высоты отскока служит передвижной указатель 13.

Образцы твердых пород сначала шлифуют на карборундовом диске, на который наливают раствор карборундового порошка (№ 80 или № 60) в воде. Когда видимые неровности образца будут сглажены, его дошлифовывают на диске только с водой, без порошка. После шлифовки образец обмывают водой и оставляют на воздухе при комнатной температуре на один-два дня для подсыхания. Подсохший образец слегка полируют на сухом диске. Слабые мягкие породы шлифуют на диске без порошка, лишь с водой, и после подсушивания на воздухе в течение одного-двух дней полируют на стекле. Степень шлифовки всех образцов должна быть одинаковой.

Испытание производится следующим образом. Склероскоп устанавливают на подставке, обеспечивающей его устойчивое положение. Под башмаками 20 установочных винтов 4 желательно сделать в подставке углубления, обеспечивающие постоянство места установки прибора. Затем проверяют центровку трубки 22 склероскопа в муфте верхнего кронштейна. В случае ее смещения в какую-либо сторону следует ослабить винты, крепящие головку к кронштейну 2, и, установив трубку 22 в центре муфты, закрепить винты 17. После этого опускают верхний кронштейн до соприкосновения с нижним и проверяют правильность установки скобы 16. Наружная плоскость скобы должна совпадать с острием конуса, укрепленного на нижнем кронштейне. При неправильной установке скобы следует ослабить винт, крепящий ее к верхнему кронштейну, и, установив скобу правильно, закрепить винт. Затем оба кронштейна поднимают, закрепляют винты 19, вставляют в муфты кронштейнов градуированную стеклянную трубку 3 с башмаком 10 до упора в головку склероскопа и винтом 17 жестко закрепляют трубку 3 в верхнем кронштейне. Далее опускают нижний кронштейн, не доводя его до соприкосновения с башма-

ком 10, и зажимают трубку 3 в муфте кронштейна так, чтобы сохранилась возможность перемещать муфту 18 нижнего кронштейна по трубке 3. Вращая блок 6, регулируют длину отвеса так, чтобы груз 5 находился вблизи конуса, установленного на нижнем кронштейне. При помощи винтов 4 штатив склероскопа устанавливают по отвесу. При этом трубка 3 должна быть параллельна нити отвеса.

Образец, высушенный после шлифовки до постоянного веса, винтами 14 коробки 7 зажимают шлифованной гранью кверху. Коробку 7 устанавливают на основание склероскопа на башмаках 21 и подводят под стеклянную трубку 3. После этого при помощи уровня 9, накладываемого на шлифованную грань образца, последнюю приводят в горизонтальное положение установочными винтами 8 коробки 7. Винтом 19 верхний кронштейн освобождают и башмак 10 стеклянной трубки устанавливают на шлифованную поверхность образца, следя за неизменностью положения отвеса. Если сместится, это смещение устраняют путем поворота нижнего кронштейна и зажима винта 19.

Стальные шарики насыпают в воронку 12 и при помощи гибкого спуска 11 поочередно сбрасывают на шлифованную поверхность образца. Передвижной указатель 13 устанавливают на уровне высоты отскока первого шарика, а высоту отскока следующих шариков определяют на глаз относительно указателя с точностью до 1 мм (0,5 деления на трубке).

На одну и ту же точку, во избежание деформации поверхности образца, сбрасывают не более 4—6 шариков. Если наблюдается постепенное уменьшение высоты отскока шариков из-за деформации поверхности, то следует сбрасывать на одно место не более одного или двух шариков.

Если шлифованная поверхность имеет однородную структуру (одинаковый размер зерен, одинаковую окраску), то ограничиваются определением высоты отскока шарика от трех точек, равномерно расположенных на поверхности образца. Если же структура образца неоднородна, нужно сбрасывать шарики на все участки поверхности, отличающиеся друг от друга. Таким образом, определяют среднее арифметическое значение высоты  $h'$  отскоков шариков. Высоту падения шарика (в см) заме-

ряют от плоскости затвора спускного устройства 11 до поверхности образца. Если стеклянная трубка жестко укреплена в верхнем кронштейне винтом 17 и во время работы не смещается относительно головки 15 склероскопа, то высота остается для данной трубки постоянной.

Вычисляют величину коэффициента отскока  $K_{отск}$  по формуле

$$K_{отск} = \sqrt{\frac{h'}{h}}, \quad (141)$$

где  $h'$  — среднее арифметическое величины отскока шарика для данного образца;

$h$  — высота падения шарика.

При наличии в образце включений, для которых величина отскока значительно отличается от отскока на основной массе породы, следует вычислять коэффициенты отскока для основной массы породы и для включений отдельно.

В СССР применяется прибор ШРС (рис. 102), изготовленный по типу склероскопа Шора.

В основании 14 этого прибора укреплена вертикальная стойка 12, по которой перемещается подвижная часть 10. Перемещают ее в зависимости от размеров испытываемого образца. Стальной боек находится в трубке 7, сверленной с рейкой 9 двумя винтами. Боек имеет цилиндрическую форму. На его нижнем конце помещен колпачок, в который вставляется алмаз или наконечник из твердого сплава, имеющие форму усеченного конуса. Рабочей поверхностью

алмаза или наконечника является плоская площадка.

При помощи рейки 9, речной шестерни 5 и маховика 6 трубку 7 можно перемещать в вертикальном направлении. Отсчет чисел твердости производится по индикатору 8, установленному на трубке 7. На нижней части трубки укреплена коробка 3, в которой помещен механизм для подъема и опускания бойка, управляемого головкой 2.

Перед испытанием прибор точно устанавливают по уровню. Образец плотно прижимают к столыку колпачком, находящимся в нижней части трубки 7. Прижим трубки осуществляется вращением

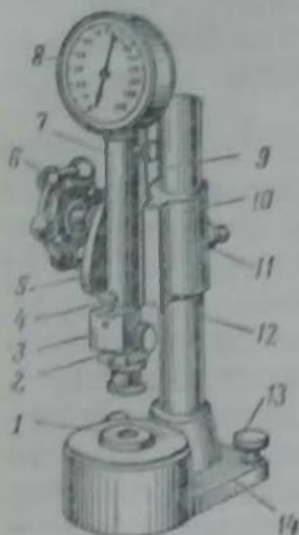


Рис. 102. ШРС-1 для определения твердости методом упругой отдачи:

1 — столык для установки образца; 2 — головка для управления механизмом подъема и опускания бойка; 3 — коробка механизма подъема и опускания бойка; 4 — уровень; 5 — речная шестерня; 6 — маховик; 7 — трубка; 8 — индикатор; 9 — рейка; 10 — подвижная часть прибора; 11 — рукоятка закрепления подвижной части; 12 — стойка; 13 — винты для установки прибора по уровню; 14 — основание

маховичка 6. Маховик 6 следует придерживать в течение всего испытания в одном положении, не ослабляя и не прижимая сильнее колпачок к образцу. Маховичок 2 поворачивают правой рукой по часовой стрелке до упора; в этот момент происходит падение и отскок бойка на высоту, зависящую от твердости испытуемого образца. При освобождении маховичка 2 под действием пружины, помещенной во внутренней выточке маховичка, боек поднимается вверх и действует на стержень, передвигающий стрелку индикатора.

Испытание повторяют 5—6 раз, всегда в разных точках образца. Среднее арифметическое полученных результатов принимают за искомую твердость.

При сбрасывании бойка несколько раз на одну и ту же точку значения твердости возрастают до максимума. После какого-то периода постоянства максимальных показаний они начинают уменьшаться. Это может происходить либо в связи с заклиниванием бойка в гнезде вмятины, либо благодаря упрочнению породы в месте удара. После второго периода низких показаний снова начинается увеличение этих значений до максимального.

Р. Шеферд [82] рекомендует, проводя испытания на склероскопе, записывать минимальное и максимальное значения, а также отмечать число ударов, необходимое для получения максимальных значений.

Аналогичный прибор был применен В. П. Шубиным [87] для определения твердости каменного угля. Рабочим органом его является конус из закаленной стали с углом конусности  $90^\circ$ .

Показатель динамической твердости вычисляют по формуле

$$H_d = \frac{Gh}{V_{\text{отп}}}, \quad (142)$$

где  $G$  — вес бойка, кг;

$h$  — высота подъема бойка, м;

$V_{\text{отп}}$  — объем полученной лунки,  $\text{см}^3$ .

Объем лунки подсчитывают по формуле

$$V_{\text{отп}} = \frac{1}{3} S_{\text{отп}} h_{\text{вн}}, \quad (143)$$

где  $S_{\text{отп}}$  — площадь отпечатка,  $\text{см}^2$ ;

$h_{\text{вн}}$  — глубина лунки, см.

Диаметр лунки измеряют под микроскопом с точностью до 0,005 мм.

Для приближенного определения твердости может использоваться переносный прибор Польди, основанный на вдавливании стального закаленного шарика ударом любой силы. При испытании ударяют молотком по бойку, передающему удар шариком диаметром

10 мм. Шарик вдавливается одновременно в поверхность испытываемого материала и в контрольный брусок, имеющий заранее установленную твердость. Твердость испытываемого материала  $H$  определяют путем сравнения диаметров полученных отпечатков по формуле

$$H = H_0 \frac{d_m - \sqrt{d_m^2 - d_{отн_0}^2}}{d_m - \sqrt{d_m^2 - d_{отн}^2}},$$

где  $H_0$  — твердость контрольного бруска, кг/мм<sup>2</sup>;

$d_m$  — диаметр шарика, мм;

$d_{отн_0}$  — диаметр отпечатка на контрольном бруске, мм;

$d_{отн}$  — диаметр отпечатка на испытываемом материале, мм.

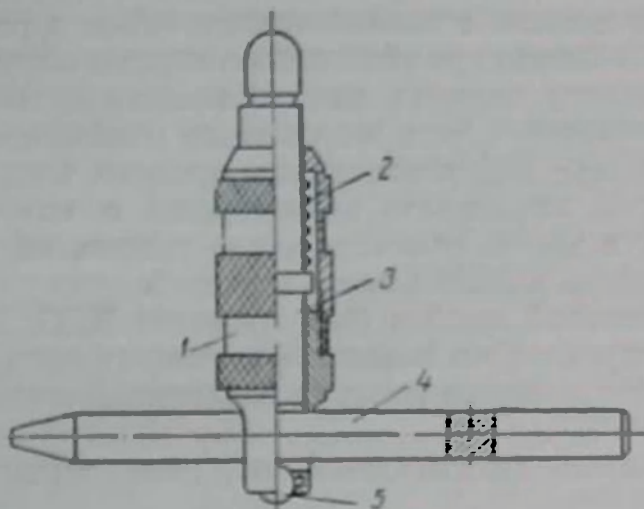


Рис. 103. Прибор Польди

Эта формула справедлива в том случае, если твердости испытываемого материала и контрольного бруска примерно одинаковы. В противном случае вводится поправочный коэффициент, определяемый по специальным таблицам.

Прибор Польди (рис. 103) состоит из державки 1 с установленным в ней шариком 5, бойком 3 и контрольным бруском 4. Последний прижимается к шарiku спиральной пружиной 2, опирающейся на запячки бойка 3. При испытании державку 1 берут в левую руку и устанавливают по возможности перпендикулярно к испытываемой поверхности. Затем ручным молотком наносят по бойку 3 удар произвольной силы, под действием которого шарик одновременно вдавливается в испытываемый материал и в контрольный брусок. Диаметры отпечатков измеряют при помощи лупы.

В аналогичном по идее приборе для определения твердости угля использовался вместо шарика двусторонний штампель с коническими лезвиями. За показатель твердости принималось соотношение длин насечек, получаемых на угле и на медном пуансоне.

Известен ряд приборов для определения твердости углей и пород методом упругого отскока непосредственно в забое.

Один из таких приборов — дюроскоп, принцип действия которого аналогичен склероскопу Шора. Дюроскоп применялся для определения твердости углей в забое [31; 98].

Удобен для применения в шахтных условиях динамический ударник ДорНИИ, получивший широкое распространение для оценки твердости дорожных покрытий. Принцип его действия основан на измерении энергии, требующейся для внедрения в испытуемый материал пуансона определенной длины. Так как энергия одного удара постоянна, за показатель твердости принимается число ударов, необходимых для внедрения.

Ударник ДорНИИ (рис. 104) представляет собой простейший прибор в виде цилиндрического стержня поперечным сечением  $1 \text{ см}^2$ , по которому перемещается груз  $1$  постоянного веса. Падая, груз ударяется об упорную шайбу  $2$  стержня и заставляет пуансон  $3$ , которым оканчивается стержень  $1$ , внедряться в породу. Длина пуансона  $10 \text{ см}$ .

В зависимости от твердости испытуемых пород параметры ударника ДорНИИ можно изменять. Так, при испытании грунтов вес груза принимают равным  $2,5 \text{ кг}$ , а высоту падения  $40 \text{ см}$ , что соответствует работе удара  $1 \text{ кГм}$ . На шахтах Подмосквовного бассейна был применен ударник с грузом  $2,5 \text{ кг}$  и высотой падения  $80 \text{ см}$  — работа удара  $2 \text{ кГм}$ . В работах ВНИМИ [48] по определению твердости пород Кузбасса вес груза составлял  $5 \text{ кг}$  при высоте  $80 \text{ см}$ , что соответствует работе удара в  $4 \text{ кГм}$ . Высота пуансона при этом была принята равной  $5 \text{ см}$ , а диаметр —  $1,1 \text{ см}$  (площадь поперечного сечения  $1 \text{ см}^2$ ). При использовании пуансонов с площадью поперечного сечения  $2$  и  $4 \text{ см}^2$  наблюдалось выкрашивание породы на контуре и требовалось много времени на забивку пуансона, пуансоны же с площадью се-

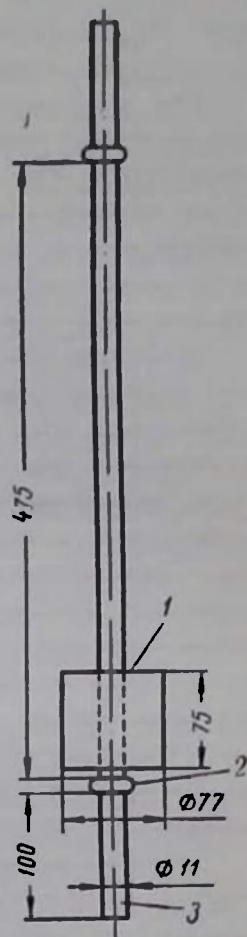


Рис. 104. Ударник ДорНИИ

цепня 0,5 и 0,25 см<sup>2</sup> оказались слишком малы — на их показания сильно влияли даже мелкие трещины в породе. На основании этих работ была установлена корреляция показаний твердости при динамическом и статическом воздействиях, выражаемая формулой

$$H_{ст} = 1,1 H_{дин}, \quad (145)$$

где  $H_{ст}$  — статическая твердость, кг/см<sup>2</sup>;

$H_{дин}$  — динамическая твердость, кгм.

На аналогичном принципе основан прибор [48] для испытания горных пород, разработанный ВНИИИ (рис. 105). Он состоит из корпуса, в котором находится боек, перемещающийся под воздействием пружины, механизма для натяжения и спуска пружины и верхних и нижних упоров, при помощи которых прибор раскрепляется между кровлей и почвой пласта.

В нижней части корпуса расположен пуансон, по которому ударяет боек, связанный с рабочей пружиной. Механизм для подъема и спуска бойка состоит из двух звездочек, на которых помещена втулочно-роликовая цепь, имеющая упоры. Рукояткой поворачивают ведущую звездочку, а вместе с ней и втулочно-роликовую цепь. При этом упоры цепи зацепляют выступы стержня бойка, который перемещается в верхнюю часть корпуса и сжимает рабочую пружину. Пружина удерживается в сжатом состоянии предохранительным крючком. При нажатии па последний пружина освобождается и отбрасывает стержень с бойком, который ударяет по пуансону. Предварительный распор прибора при измерениях создается пружиной, помещенной в верхней части корпуса прибора.

Твердость горной породы оценивают числом ударов бойка, необходимых для внедрения пуансона в породу на определенную глубину. Энергия одного удара равна 5 кгм.

Г. Гейлице (ФРГ) [95] сконструирована установка для определения твердости путем динамического воздействия инструмента на породу (рис. 106). Основным узлом установки является долото, которое под действием импульсов звуковой частоты внедряется в испытуемую породу. Одновременно долото медленно вращается. При помощи реле времени длительность опыта можно устанавливать в пределах до 60 сек. Твердость породы выражается глубиной внедрения инструмента за определенное время испытаний.

К описанным методам измерения твердости примыкает так называемый метод затухающих колебаний маятника, впервые предложенный еще в 1898 г. Д. И. Менде-



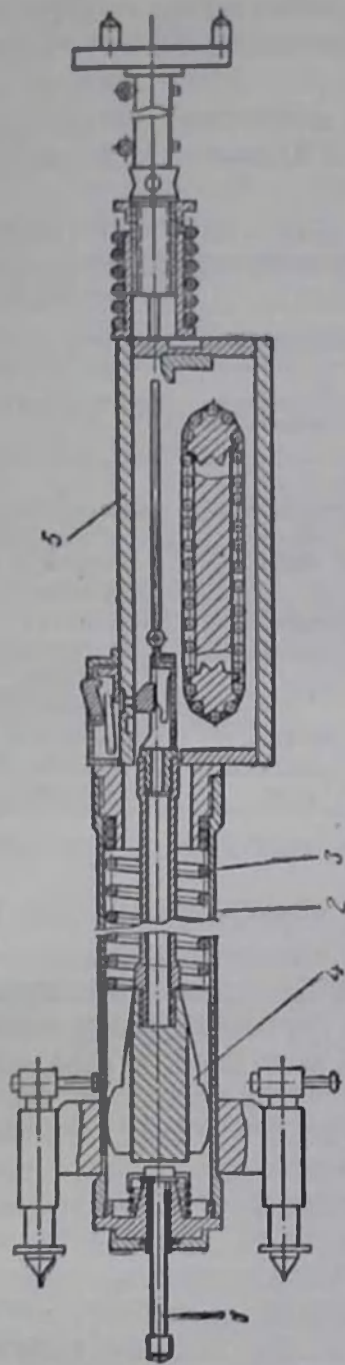


Рис. 105. Прибор ВНИМИ для определения твердости горных пород:

1 — пуансон; 2 — корпус прибора; 3 — пружина; 4 — боек; 5 — механизм подъема бойка

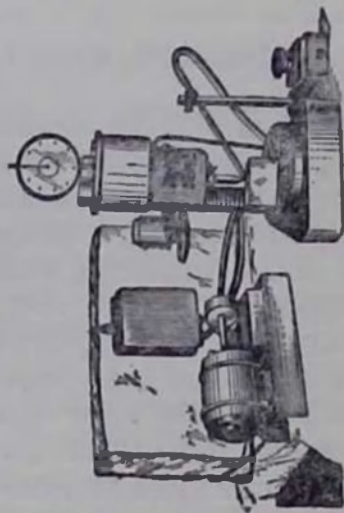


Рис. 106. Прибор конструкции Г. Гейнце (ФРГ) для определения твердости горных пород

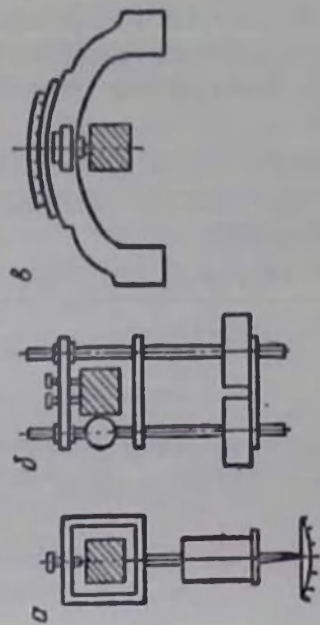


Рис. 107. Схемы маятниковых преборов для определения твердости:

а — маятник В. Д. Кузнецова; б — маятник П. А. Ребиндера; в — маятник Герберга

леевым. Сущность этого метода заключается в следующем. На гладко обработанную поверхность образца опирается агатовая или стальная призма маятника. Если маятник вывести из состояния равновесия, то в зависимости от твердости поверхности образца будут изменяться период одного качания маятника и скорость затухания колебаний. Указанные показатели и принимают за меру твердости.

На основе этого принципа разработаны разные конструкции маятников, основные характеристики которых приведены в табл. 8.

Таблица 8

Характеристики маятников для определения твердости

Автор	Расположение центра тяжести маятника	Тип опоры	Плоскость колебания	Отсчет амплитуды
В. Д. Кузнецов	Ниже точки опоры	Одиночное острие	Нестабилизованная	Неподвижная сферическая шкала
П. А. Ребиндер	То же	Двойное острие	Стабилизированная	Зеркальце и неподвижная шкала
Герберт	Выше точки опоры	Одиночный шарик	Нестабилизованная	Подвижной уровень со шкалой

Схемы указанных в табл. 8 маятников приведены на рис. 107.

Маятник В. Д. Кузнецова [46] представляет собой (рис. 107, а) металлическую рамку, к нижней части которой прикреплен стержень с грузом. Стержень кончается иглой-указателем. Под указателем расположена шкала для измерений амплитуд колебаний маятника. В верхней части рамки закреплен патрон со вставленной в него опорой-острием. Исследуемый образец закрепляют на горизонтальной площадке массивного металлического штатива. Опору-острие маятника помещают в намеченную точку исследуемого образца. После этого маятник отводят при помощи нити до некоторой начальной амплитуды и опускают. Чем тверже испытуемый материал, тем меньше внедряется в него острие и тем больше время затухания, колебаний маятника в установленных пределах. Время, в течение которого амплитуда уменьшается на 1 см, служит, по В. Д. Кузнецову, мерой твердости.

Б. Е. Кофман и С. Н. Наумова [42] в результате ряда исследований твердости углей установили, что наиболее рациональными являются следующие условия: нагрузка 500 г, пределы амплитуд колебаний маятника 3—2 см.

Мерой твердости при испытаниях по методу затухающих колебаний обычно считают время, в течение которого амплитуда колебаний уменьшается на определенную величину. Такая характеристика твердости имеет условное значение, так как показатели твердости будут различными в зависимости от особенностей прибора, твердости и формы острия, нагрузок, пределов амплитуд. Поэтому прибор может дать в разные периоды его работы неодинаковые характеристики для одного и того же материала.

Б. Е. Кофман и С. Н. Наумовой для характеристики твердости приняты относительные величины. Эталонном для сравнения служила твердость каменной соли, условно принятая за 100%.

По П. А. Ребиндеру, при пользовании маятником, показанным на рис. 107, б, показатель твердости  $H$  определяют по формуле

$$H = \frac{a_0}{\left(\frac{da}{dt}\right)_0}, \quad (146)$$

где  $a_0$  — начальная амплитуда колебаний;

$\left(\frac{da}{dt}\right)_0$  — начальная скорость затухания колебаний.

По Герберту, при использовании маятника, показанного на рис. 107, в, за показатель твердости  $H$  принимается величина

$$H = 10t, \quad (147)$$

где  $t$  — период одного колебания маятника.

М. М. Протодьяконовым (младшим) предложен [67] простейший прибор для определения твердости угля методом затухания колебаний, названный «Ванька-встанька». Он представляет собой сегмент с двумя радиальными рисками (рис. 108). Высота сегмента 35 мм, диаметр 70 мм, ширина 30 мм. Испытания проводятся следующим образом. По всей длине лавы у почвы, у кровли и посредине мощности пласта отбирают (отбивают обушком) по 15 кусков угля величиной с кулак. Каждый кусок угля шлифуют с одной стороны перпендикулярно напластованию при помощи наждачного камня. Угольную пыль стирают с обработанной поверхности сухой тряпкой, а остатки сдувают. Затем кусок угля устанавливают так,

чтобы шлифованная поверхность была приблизительно горизонтальной и ставят на нее прибор, приводя последний в такое положение, в котором боковая ряска, отклоненная от центральной на  $22^{\circ}5'$ , будет перпендикулярна поверхности угля. Затем сегмент резко отпускают и считают число его колебаний до полной остановки. Опыт повторяют пять раз и определяют среднее число колебаний.

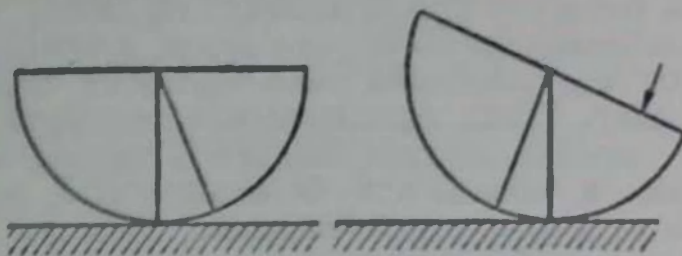


Рис. 108. Прибор «Вашка-вставка».

По данным автора прибора, между коэффициентом крепости  $f$  по шкале М. М. Протодякова и показателем  $n$  существует следующая зависимость:

$$i = \frac{n}{23}. \quad (148)$$

## XX. АБРАЗИВНОСТЬ

Под термином абразивность в применении к горным породам и углям понимают их способность изнашивать при трении металлы, твердые сплавы и другие твердые тела. В связи с этим абразивность обычно оценивают по износу материала, контактирующего с горной породой.

Кинематическая схема установки для определения абразивности горных пород [84], разработанная в последние годы в Институте нефти АН СССР, приведена на рис. 109.

Диск 1 опирается на поверхность плоскопараллельного образца горной породы 2, который крепится в тисках 3, установленных на столе 4 фрезерного станка. Диск получает вращение от электродвигателя 5 через одноступенчатый редуктор, имеющий три пары смежных шестерен 7, шестерни 15 и 17, шестерню 16, сидящую на валу 11, и карданный вал 6. В редуктор вмонтирован моментомер, состоящий из шестерен 15 и 16, паразитной шестерни 17, сильфона 20 и манометра 21.

Нагружение производится при помощи рычага 8, вращающегося на шарнире 9, груза 12 и контргруза 13. Кроме того, имеются счетчик оборотов 14, индикатор, центробежный насос и воздуходувка. Стол станка позволяет перемещать испытуемый образец в трех взаимно перпендикулярных направлениях. Кроме того, стол может самоходом перемещаться в горизонтальном направлении с различ-

ными скоростями от 4 до 80 мм/мин. В тисках могут закрепляться образцы горных пород как круглого (жерны), так и прямоугольного сечения. Поверхность образца горной породы приводится в горизонтальное положение при помощи трех уравнильных винтов 23, имеющих у тисков.

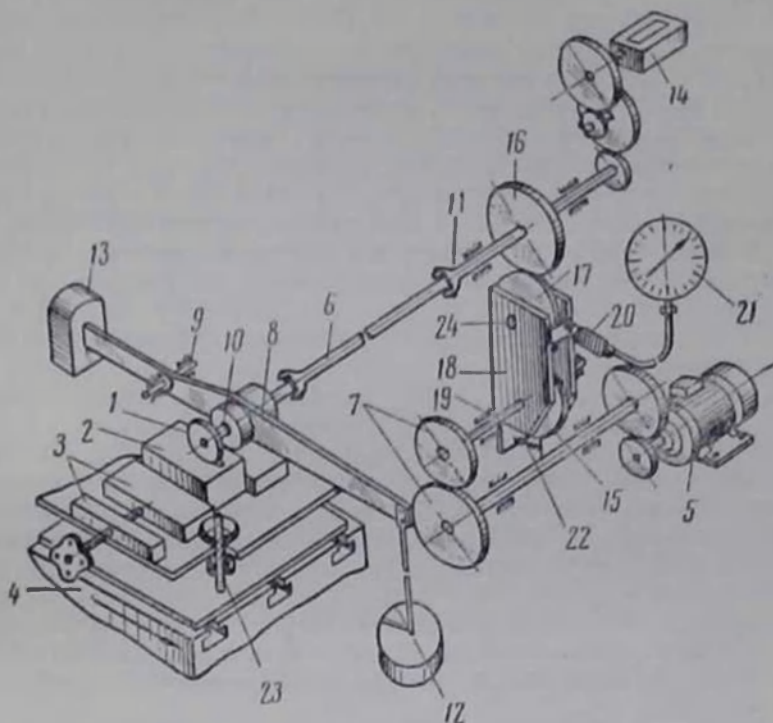


Рис. 109. Кинематическая схема прибора института нефти АН СССР для определения абразивности горных пород:

1 — диск; 2 — образец горной породы; 3 — тиски; 4 — стол фрезерного станка; 5 — электродвигатель; 6 — карданный вал; 7 — шестерни; 8 — рычаг; 9 — шарнир; 10 — вал; 11 — вал; 12 — груз; 13 — контргруз; 14 — счетчик оборотов; 15, 16, 17 — шестерни; 18 — серьга; 19 — вал; 20 — сильфон; 21 — манометр; 22 — регулировочная пружина; 23 — уравнильный винт; 24 — ось

Система для создания нагрузки состоит из шарнира 9, прикрепленного к станине фрезерного станка. К шарниру при помощи двух серег подвешен рычаг 8. В нерабочем положении рычаг опирается на эксцентрик, поворотом которого можно поднять его или опустить. На одном конце рычага имеется подвеска для груза, на противоположном конце — контргруз, необходимый для уравновешивания рычага с подвеской. Эта система имеет коэффициент передачи 1:5 и позволяет работать с нагрузками от 1 до 30 кг. Вал 10, на переднем конце которого закрепляется кольцо, проходит через отверстие в рычаге 8 и покоится на двух шарикоподшипниках, смонтированных в это отверстие. Другой конец вала 10 соединен телескопическим карданным валом 6 с редуктором установки. Редуктор одноступенчатый с тремя парами сменных шестерен 7 позволяет получать шесть скоростей вращения кольца: 300, 350, 500, 800, 1100 и 1400 об/мин. Счетчик оборотов 14, служащий для регистрации об-

него числа оборотов кольца за время опыта, связан с редуктором установки через двухступенчатую понижающую зубчатую передачу с передаточным числом 10:1.

Принципиальная схема моментомера заимствована у А. М. Роненберга, а конструктивно выполнена следующим образом. На валу 19 редуктора сидит на шпонке шестерня 15, которая находится в зацеплении с паразитной шестерней 17. Последняя закреплена шпонкой на оси 21 и свободно вращается на шарикоподшипниках, смонтированных в серьги 18, сидящие на шарикоподшипнике вала 19 редуктора. Шестерня 17 находится в зацеплении с шестерней 16, закрепленной шпонкой на валу 11, который через карданный вал 6 соединен с диском 1. При передаче вращения от электродвигателя к диску 1 через сменные шестерни 7 и шестерни 15, 17 и 16 на паразитной шестерне 17 в результате сил трения, возникающих при истирании кольца о породу, появляются окружные усилия, которые стремятся повернуть ее вместе с серьгами 18 по часовой стрелке (т. е. по направлению вращения диска). Повороту шестерни 17 с серьгами 18 препятствует сильфон 20. Величина усилий определяется по манометру.

Сильфон представляет собой тонкостенную гофрированную трубку с наружным диаметром 28 мм и внутренним 19 мм, вставленную в корпус, который прикреплен к кронштейну. Сильфон при помощи медной трубки с внутренним диаметром 1,5 мм соединен с образцовым манометром. Система сильфон — трубка — манометр полностью герметизирована и заполнена маслом. Для гашения пульсаций масла в этой системе в трубку вставлена стальная проволочка диаметром 1 мм. Образцовый манометр рассчитан на предельное давление 6 ат. Для устранения зазора между штырем, передающим давление на сильфон, и сильфоном, а также для создания предварительного давления в системе предусмотрена регулировочная пружинка 22.

Тарировка моментомера производилась при вращении кольца. Для этого было изготовлено приспособление в виде тормоза Пруни. Изменяя при помощи этого тормоза момент на кольце и измеряя его величину по манометру, строили тарировочную кривую. Кривая представляла прямую линию, пересекающую ось абсцисс в точке, соответствующей предварительному давлению.

Для удаления продуктов износа и охлаждения установки предусмотрены как замкнутая циркуляционная система для жидкости, так и продувка воздухом. Большая часть работы была проведена при промывке водой, которая по трубке поступала к месту контакта под кольцо.

Для создания относительно больших удельных давлений по плоскости контакта применяют кольца небольшой толщины. Даже при небольших нагрузках на кольцо контактные давления измеряются сотнями килограммов на 1 см<sup>2</sup>. Наружный диаметр кольцевого образца составляет 30 мм, внутренний — 20 мм, толщина — 2,5 мм. Изготавливают кольца либо из стали (углеродистой У8, легированной 20ХНЗА, быстрорежущей РФ1), либо из твердых сплавов ВК6 и ВК6.

Стальные кольца предварительно подвергают термической обработке. Для стали У8 принимают температуру закалки 760—780°, отпуска 180°. Кольца из стали 20ХНЗА подвергают цементации на глубину 1—1,2 мм в твердом карбураторе при следующем режиме:

температура цементации 920—940°, охлаждение с ящиком на воздухе, температура закалки 760—780°, закалочная среда — масло, температура отпуска 180 ± 10°. Для стали РФ1 режим следующий: подогрев в печи до температуры 800°, затем нагрев в ванне с хлористым барием до температуры 1280°, охлаждение в масле, двукратный отпуск при температуре 560°.

Исследование абразивности проводят на плоскопараллельных образцах горных пород и минералов в виде кернов диаметром от 30 до 70 мм и высотой в тех же пределах или же в виде кубиков таких же размеров. Рабочие поверхности образцов предварительно шлифуют на чугунном диске с карборундовым порошком № 180, а затем доводят на стекле. Доводка производится с водой на микропорошках. Последовательно применяют порошки начиная с М20, М14, М10 и, наконец, М7.

Снятие обезуглероженного слоя поверхности металлических образцов производят: с боковых поверхностей — на абразивных полотнах, с рабочей поверхности — путем изнашивания на кварците или на твердом песчанике до потери в весе 500 мг. Указанная потеря при принятых размерах колец соответствует уменьшению диаметра более чем на 0,2 мм (при толщине обезуглероженного слоя 100 мк).

Испытуемый образец горной породы закрепляют в тисках установки и уровнем проверяют горизонтальность его верхней поверхности, регулируя при необходимости положение образца при помощи уравнивательных винтов. Кольцо перед закреплением прирабатывают, промывают в спирте и взвешивают на аналитических весах с точностью до 0,1 мг. Закрепленный образец горной породы подводят под кольцо таким образом, чтобы на поверхности образца можно было сделать канавку желаемой длины. На подвеску рычага 8 укладывают гири необходимого веса. Перед началом опыта рычаг при помощи уровня и эксцентрика приводят в горизонтальное положение и фиксируют в этом положении ножкой индикатора; стрелку индикатора устанавливают на нуль. Затем образец породы поднимают до соприкосновения его поверхности с диском. После этого рычаг поднимают эксцентриком в верхнее нерабочее положение и, установив необходимую линейную скорость перемещения стола 4 (во всех проведенных опытах она составляла 4 мм/мин), включают электродвигатель фрезерного станка, открывают кран для подачи воды к месту

контакта кольца с породой и, наконец, включают самоход фрезерного стола и электропривод установки. При подходе стола к началу отсчета длины подачи, заранее отмеченному на линейке, укрепленной на столе, включают счетчик оборотов 14, и рычаг 8 опускается эксцентриком в рабочее положение.

На малоабразивных породах (гипсы, ангидриты и т. д.) общее число оборотов диска в каждом опыте достигало 30 000, а для абразивных пород и минералов колебалось от 4 000 до 10 000.

По окончании опыта кольцо снимают с вала, промывают спиртом, а затем взвешивают. На образце горной породы измеряют в нескольких точках глубину полученной канавки. Эти измерения производят индикатором с ценой деления 0,001 мм. Замеряют также длину канавки, ширину же ее принимают равной толщине кольца. На основании этих данных подсчитывают объем изношенной породы. Окружное усилие на кольце определяют по показаниям манометра.

Для количественной оценки абразивности и износостойкости по результатам испытаний на описанной установке Л. А. Шрейнером предложены следующие показатели.

Коэффициент абразивности, который определяется из формулы

$$K_{абр} = \frac{\Delta V_c}{P}. \quad (149)$$

где  $K_{абр}$  — коэффициент абразивности;

$\Delta V_c$  — износ на единицу пути,  $см^3/м$ ;

$P$  — нагрузка, кг.

Показатель относительного износа, представляющий соотношение между объемами изношенной стали и изношенной породы на единицу пути. Этот показатель не зависит от условий опыта.

Удельная работа износа стали. Этот показатель получается путем деления затраченной работы на объем изношенной стали или породы ( $кгм/см^3$ ).

Коэффициент диспергирования, представляющий отношение окружного усилия к нагрузке на кольцо.

Более простой метод определения абразивности горных пород предложен Л. И. Бароном и детально исследован (с уточнением параметров) А. В. Кузнецовым [8].



Этот метод позволяет без дополнительных вычислений и расчетов получать данные, характеризующие относительную абразивность горных пород на образцах в виде кернов и штуффов весом от 0,1 до 3—4 кг.

Сущность метода заключается в истирании торцов цилиндрических стальных стержней при вращательном движении о необработанную поверхность образца испытуемой горной породы и последующем измерении износа стержня. Измерение износа производится путем взвешивания стержня на аналитических весах до и после опыта с точностью до 0,1 мг. Показателем относительной абразивности служит потеря веса истираемого стержня.

Испытания производятся при следующих условиях:

осевое давление . . . . .	15 кг
скорость вращения шпинделя . . . . .	400 об/мин
длительность испытания . . . . .	10 мин
материал стержней — сталь-серебрянка . . . . .	(ГОСТ 2588—44)
диаметр стержней . . . . .	8 мм

Установка для определения абразивных свойств горных пород (рис. 110) монтируется на базе настольного сверлильного станка, в котором шпиндель со стержнем может свободно опускаться на образец породы под действием собственного веса и веса дополнительного груза.

Испытательные стержни нарезают длиной 70 мм на токарном станке из прутка калиброванной стали-серебрянки диаметром 8 мм. Торцовые поверхности этих стержней чисто обтачивают перпендикулярно оси, причем в одном из торцов сверлят отверстие глубиной 10—12 мм и диаметром 4 мм. Последнее делают для обеспечения равномерного износа стержня на всех типах пород, особенно крепких. Стержни могут использоваться повторно при условии обточки концов на токарном станке для удаления участков, получивших закругление. Применение стержней с закругленными торцами не допускается.

Каждый стержень перед испытанием должен быть взвешен на аналитических весах с точностью до 0,1 мг.

Наиболее удобно производить взвешивание на аналитических демпферных весах типа АДВ с автоматическим нагружением. Это значительно упрощает и ускоряет процесс, поскольку имеется возможность вести его сериями, по 15—20 стержней в каждой.

Испытываемый образец породы закрепляют в тиски между деревянными прокладками во избежание расщепления породы. Верхняя поверхность образца должна занимать горизонтальное положение.

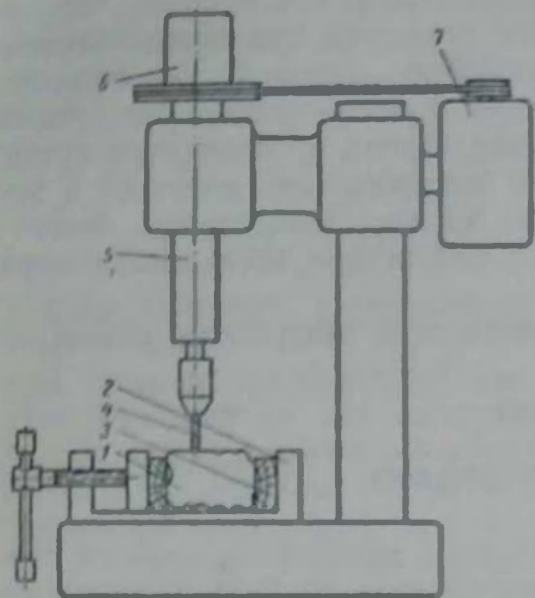


Рис. 110 Установка для определения абразивных свойств горных пород  
1 — образец горной породы, 2 — статорные тиски, 3 — деревянные прокладки, 4 — стальной стержень, 5 — шпиндель, 6 — дополнительный груз, 7 — электродвигатель

Эталонный стержень зажимают в патроне шпинделя, опускают на поверхность образца, включают привод станка и «сверлят» в течение 10 мин. Прижатие стержня к породе осуществляется под действием собственного веса шпинделя (механизм ручной подачи станка должен быть выключен). После этого привод станка отключают, переворачивают стержень в патроне, затем опускают на свежий участок поверхности образца (для этой цели предварительно тиски с образ-

цом несколько перемещают) и производят в течение 10 мин «сверление» другим концом стержня.

При ведении опыта необходимо следить за тем, чтобы истирание стержня производилось каждый раз о горизонтальный участок поверхности образца и нагрев эталонного стержня не превышал 200—220° (указанной предельно допустимой температуре соответствует соломенно-желтый цвет побежалости). После истирания обонми концами стержень вынимают из патрона, промывают в бензоле или толуоле и дают ему обсохнуть на воздухе в течение 10—15 мин. В случае засорения центрального канала продуктами разрушения породы его прочищают мягкой стальной или латунной проволокой. После этого стержень взвешивают на аналитических весах.

Показатель абразивности горной породы вычисляется на основании результатов опытов по формуле

$$a = \frac{\sum_{i=1}^n g_i}{2n_p},$$

где  $a$  — показатель абразивности горной породы, мг;  
 $g_i$  — потеря в весе эталонного стержня за каждый парный опыт (истирание сначала одного, затем другого торца стержня), мг;  
 $n_p$  — число парных опытов.

Показатели абразивности горных пород, определенные этим методом, хорошо коррелируют с расходом буровой стали и твердого сплава в производственных условиях. Это подтвердили проведенные А. В. Кузнецовым лабораторные исследования по бурению и резанию (последние — совместно с Л. Б. Глатманом), а также испытания 272 горных пород, которые были получены с 50 отечественных рудников, расположенных по всей территории Советского Союза [8, 10]. Одновременно с образцами горных пород от рудников были получены данные о коэффициентах крепости этих пород по шкале М. М. Протоद्याконова и об удельном расходе стали на 1 м<sup>3</sup> при горнопроходческих работах.

У отдельных горных пород средний показатель абразивности доходил до 100 и более мг (авгито-плагиоклазовый порфирит из Майкаина дал среднюю абразивность 101 мг, мелкозернистая корундовая порода — 103 мг). Для искусственных абразивов (шлифовальные круги) показатель абразивности достигает, как показали опыты [9], 250—470 мг.

Колеблемость показателей абразивности оказалась примерно такой же, как вариация показателей временного сопротивления тех же пород одноосному сжатию (табл. 9).

Продолжительность каждого опыта составляла 10 мин.

Детальный анализ, произведенный с привлечением методов математической статистики, показал, что горные породы в зависимости от их абразивности целесообразно разбить на 8 классов. В табл. 10 приведена шкала абразивности горных пород (по Л. И. Барону и А. В. Кузнецову).

Таблица 9

Коэффициенты вариации<sup>1</sup> показателей абразивности для горных пород различной структуры

Структура горной породы	Размер зерна, мм	Число опытов	Коэффициент вариации (округленно), %
Крупнозернистая . . . . .	> 5	93	30
Среднезернистая . . . . .	2—5	95	22
Мелкозернистая . . . . .	< 2	92	19
Тонкозернистая с наличием включений . . . . .	< 0,2	79	34

<sup>1</sup> Вычислены по результатам единичных опытов.

Таблица 10

Шкала абразивности горных пород  
(по Л. И. Барою и А. В. Кузнецову)

Класс абразивности	Наименование класса	Показатель абразивности, мм	Характерные породы
I	Весьма малоабразивные породы	До 5	Известняки, мраморы, мягкие сульфиды без кварца (галенит, сфалерит, пирротин), спатит, каменная соль
II	Малоабразивные породы	5—10	Сульфидные руды, барито-сульфидные руды; аргиллиты, мягкие сланцы: углистые, глинистые, хлоритовые хлорито-яспидные
III	Породы ниже средней абразивности	10—18	Джеспилиты, роговики (рудные и нерудные), кварцево-сульфидные руды, магматические тонкозернистые породы, песчаники кварцевые и аркозовые тонкозернистые, руды железные, известняки окремненные
IV	Среднеабразивные породы	18—30	Песчаники кварцевые и аркозовые, мелкозернистые диабазы, плавленый базальт, крупнозернистый пирит, врснопирит, жильный кварц, кварцево-сульфидные руды, мелкозернистые магматические породы, окварцованные известняки, джасперонды
V	Породы выше средней абразивности	30—45	Песчаники кварцевые и аркозовые, средне- и крупнозернистые, плагиограниты, нефелиновые сиениты, мелкозернистые граниты, мелкозернистые диориты, порфириды, грейзены, лампрофиры, габбро, гнейсы, скарпы (рудные и нерудные)

Класс абразивности	Наименование класса	Показатель абразивности, мг	Характерные породы
VI	Породы повышенной абразивности	45—65	Породы магматические, средние и крупнозернистые граниты, диориты, гранодиориты, порфириты, нефелиновые сиениты, сиениты, кератофиры, пироксениты, монзониты, амфиболиты, сланцы кварцевые и окварцованные, гнейсы
VII	Высокоабразивные породы	65—90	Порфириты, диориты, граниты, гранитоидные нефелиновые сиениты
VIII	В высшей степени абразивные	Более 90	Корундосодержащие породы

Совещание по методам определения сопротивляемости углей и горных пород разрушению механическими способами, состоявшееся в Москве в ноябре 1960 г.

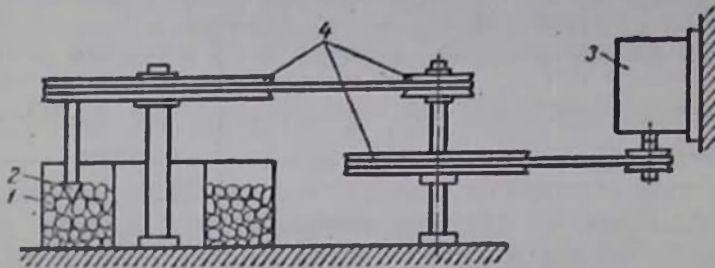


Рис. 111. Схема машины по типу лотка:

1 — желоб с измельченным углем; 2 — стальная трехгранная пирамида; 3 — электродвигатель; 4 — текстолитовые шкивы

[74], рекомендовало описанный метод к массовому опытному применению в целях широкой его проверки.

Для оценки абразивных свойств каменных углей возможно применение машин износа. Так, при исследованиях, проведенных в Пермском горном институте [44], были использованы две машины износа: одна — по типу лотка, другая — типа МИ-1.

Схема машины по типу лотка представлена на рис. 111. На двух неподвижных вертикальных осях свободно насажены текстолитовые шкивы, последовательно приводимые во вращение от электродвигателя при помощи ременных передач. На ободе тихоходного шкива неподвижно укреплена державка, к которой крепится образец в ви-

де трехгранной пирамиды, изготовленной из стали марки Ст. 3. При работе машины образец перемещался по окружности со скоростью 0,42 м/сек в железном желобе, в который засыпан измельченный до минус 5 мм уголь. Продолжительность опыта составляет 9 ч. Через каждые три часа образец снимают с машины и взвешивают с точностью до 0,001 г. Суммарный весовой износ за 9 ч. работы, служащий оценкой абразивности угля, складывается из результатов трех промежуточных взвешиваний. Промежуточное взвешивание обеспечивает контроль проведения опытов.

Машина МИ-1, серийно выпускаемая Московским экспериментальным заводом испытательных машин и весов, позволяет осуществить как трение качения, так и трение скольжения между образцами. При опыте верхний образец закрепляют неподвижно, а нижний вращается с постоянной окружной скоростью (0,42 м/сек на наружном диаметре образца). Между образцами вводится мелко измельченный уголь (крупностью 0,—0,41 мм), благодаря чему осуществлялось трение скольжения двух металлических (из стали 45) тел через угольную прослойку. Подача измельченного угля к образцам машины МИ-1 производится через стеклянную воронку с укрепленной на ней резиновой трубкой. Непрерывно вводившееся на нижнем вращающемся образце скопление угольной мелочи, постепенно затягиваемой в зону трения, служит гарантией наличия прослойки между образцами.

Продолжительность одной серии опытов на машине МИ-1 — 1 ч. Через каждые 20 мин образцы снимают с машины и взвешивают с точностью до 0,001 г. Характеристикой абразивности угля служит суммарный весовой износ образцов за 1 ч работы.

Большое значение при испытаниях на машинах износа имеет подготовка рабочей поверхности образцов. Рабочую поверхность образцов для машины лоткового типа полируют до чистоты металлографического шлифа, все острые ребра образца тщательно притупляют, чтобы не допустить концентрации износа на этих ребрах. Образец прирабатывают с углем до получения трехкратной повторяемости величины износа за одинаковые отрезки времени, что свидетельствует об установлении на рабочей поверхности образца такой шероховатости, которая свойственна данным условиям изнашивания. Образцы машины МИ-1 прирабатывают до получения пятна касания на поверхности трения.

Каждому взвешиванию образцов предшествует тщательная двухкратная промывка их в очищенном бензине с последующей просушкой.

Зависимость абразивного износа от удельных нагрузок и микротвердости органической массы угля выражается формулой

$$A_{\gamma} = (4,5 + 0,038V) P^{0,25}, \quad (150)$$

где  $A_y$  — абразивная способность органической массы угля, мг;  
 $H$  — микротвердость органической массы угля, кг/мм<sup>2</sup>;  
 $P$  — удельная нагрузка, кг/см<sup>2</sup>.

Из зарубежных методик определения абразивности горных пород можно отметить методики, примененные Сиверсом (ФРГ) [103] и Шефердом [102].

По методике Сиверса исследование проводится на специальной буровой установке, в шпинделе которой вместо бура закрепляется испытательная вилка с двумя штифтами. Стальные штифты диаметром 3 мм выступают из тела вилки на 15 мм. Материал штифтов имеет твердость по Бригеллю 120 и временное сопротивление растяжению от 38 до 42 кг/см<sup>2</sup>.

Испытание заключается в истирании штифтов о шлифованную поверхность образца горной породы в течение 2 мин. По истечении указанного времени измеряют линейный износ штифтов. Величина, обратная износу штифтов в миллиметрах за 2 мин, принимается за критерий абразивности данной горной породы и названа коэффициентом износа. Значения данного коэффициента находятся в пределах от 0 до 200.

По Шеферду определяют относительную абразивность по отношению к бронзе — металлу, сильно отличающемуся по своим механическим свойствам от закаленных сталей и твердых сплавов. Выбор бронзы обосновывается тем, что при трении бронзы не наблюдается износа горных пород, тогда как при трении сталей он весьма значителен. Испытания проводят с бронзовым стержнем диаметром 15,9 мм, истираемым о поверхность горной породы под осевой нагрузкой 57 кг. Для абразивных пород время истирания составляет около 5 мин. Для менее абразивных пород время истирания увеличивается до 15 мин. За показатель абразивности принимают весовой износ в миллиграммах за 1 мин.

---

## Раздел третий

# МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СОПРОТИВЛЯЕМОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД РАЗРУШЕНИЮ ПРИ ДОБЫВАНИИ

### XXI. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Константы временного сопротивления пород и углей элементарным видам напряжений, равно как и характеристики их упругих свойств, при всей научной ценности этих показателей не удается, как отмечалось выше, непосредственно использовать в расчетной практике. Обусловлено это прежде всего непостоянством (сильной изменчивостью) физико-механических свойств геологических образований в их естественном залегании. В этих условиях для оценки фактической сопротивляемости пород и углей разрушению при сложных напряженных состояниях, возникающих в породе практически при всех добычных процессах современной горной технологии, приходится использовать обобщающие (интегральные) характеристики разрушаемости, получаемые путем либо лабораторных испытаний на разрушение, либо опытов непосредственно в забое, проводимых с воздействием на породу именно такой испытательной машины или именно такого технологического средства (ВВ), применительно к работе которых требуется определить характеристический показатель.

Специальное совещание по методам определения сопротивляемости углей и горных пород разрушению механическими способами (28—30 ноября 1960 г.) приняло следующее, принципиально весьма важное решение [50]: «Учитывая специфичность свойств горных пород и осе



бенности современной технологии разработки месторождений полезных ископаемых, признать целесообразным выделение трех следующих направлений оценки сопротивляемости углей и пород разрушению: 1) общая (обобщенная) оценка крепости углей и пород применительно к различным производственным процессам, имеющим существенное практическое значение в горной технологии; 2) уточненная оценка сопротивляемости углей и пород разрушению отдельно по основным добычным процессам; 3) оценка свойств углей и пород применительно к частным задачам теории и практики их разрушения». Изложению методов первого и второго из названных направлений посвящен настоящий раздел книги.

Современные лабораторные методы определения сопротивляемости разрушению (дробимости) горных пород обычно основываются на оценке удельного расхода энергии. Чтобы его вычислить, требуется знать гранулометрический состав продуктов разрушения. Поэтому вначале (XXII) рассматриваются существующие методы определения гранулометрического состава продуктов разрушения при лабораторных испытаниях, а также способы приближенного подсчета суммарной вновь образованной поверхности, к единице которой часто относят удельный показатель расхода энергии на разрушение (гипотеза Риттингера).

При рассмотрении лабораторных методов определения сопротивляемости разрушению (дробимости), рассматриваются четыре типа таких методов (XXIII): 1) сбрасывания (ящичного и одиночного), 2) размола, 3) падающего груза и 4) раздавливания в замкнутом объеме.

Исследования, проведенные в последние годы, показали несомненную перспективность использования удельных энергетических показателей для практической оценки сопротивляемости разных пород и углей при добычании в производственных условиях, в связи с чем разработке и дальнейшему усовершенствованию этих методов заслуженно уделяется большое внимание. Метод падающего груза оказался, в частности, пригодным для приближенной оценки дробимости горных пород при взрывной отбойке, для чего ранее количественных характеристических показателей не имелось. Получены положительные результаты и при сопоставлении с показателями ударного пневматического бурения.

Наиболее широко распространенным в настоящее время обобщающим приближенным показателем сопротивляемости горных пород разрушению при добычании, или, как говорят, их добываемости, является коэффициент крепости  $f$  по шкале проф. М. М. Протоdjeяконова. Главное внимание при рассмотрении способов определения величины этого коэффициента (XXIV) уделено установлению величины коэффициента наиболее распространенным в современной практике способом — по результатам испытания на раздавливание, причем освещены результаты новых исследований в данной области. Приведены также формулы для вычисления величины коэффициента крепости по результатам других видов испытаний.

Для определения буримости применяется, как известно, много различных методик. Различаясь по условиям проведения испытаний, они однотипны по своей сущности, так как сводятся к установлению скоростей чистого бурения в различных горных породах при некоторых параметрах, принимаемых за стандартные.

Для перфораторного бурения приводится одна из методик, принятая на рудниках Криворожского бассейна и в большей мере, чем другие, отвечающая современным производственным условиям (XXV). Вместе с тем даны таблицы значений поправочных коэффициентов, позволяющих приблизительно оценить влияние условий, отличающихся от стандартных, а также таблица перехода к показателям буримости по другим шкалам. Наличие этих данных не только не устраняет, но, наоборот, подчеркивает необходимость создания единой, научно обоснованной методики определения буримости, что следует считать одной из актуальнейших задач современной горной науки.

Далее приведены также методики определения буримости горных пород применительно к вращательному способу бурения спиральными бурами и кольцевыми коронками. Кратко освещены и методы, применяемые для оценки буримости горных пород за рубежом.

Одной из наиболее сложных задач является правильная оценка сопротивляемости горных пород разрушению взрывом, т. е. их взрываемости. В настоящее время принято оценивать взрываемость величиной удельного

расхода ВВ на единицу объема породы при определенных условиях взрывания.

При рассмотрении взрываемости (XXVI) приводятся справочные данные и шкала, принятые в настоящее время специализированными организациями в области взрывного дела. Указанные материалы опираются на обширный и многообразный практический опыт, но, к сожалению, совершенно не учитывают качества дробления породы при взрыве, что абсолютно необходимо для правильной оценки ее взрываемости. В связи с этим приведены некоторые новые лабораторные методики, разработанные специально для оценки дробимости пород взрывом. Следует отметить, что до настоящего времени еще не созданы способы количественной оценки сопротивляемости взрыву значительных по объему участков массивов, что имеет громадное практическое значение, поскольку при взрывании происходит распадение породы по имеющимся в ней трещинам. Для такой оценки лабораторных испытаний, разумеется, недостаточно.

В заключение (XXVII) изложены методы определения сопротивляемости углей и пород резанию, в том числе и относительной сопротивляемости резанию зубками врубных машин и комбайнов, называемой зарубаемостью. Приведены данные, подтверждающие возможность использования для указанной цели (применительно к резанию пород) показателей контактной прочности.

## XXII. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ПРОДУКТОВ РАЗРУШЕНИЯ

Основным методом определения гранулометрического состава сыпучих минеральных масс и, в частности, продуктов разрушения при испытаниях горных пород в лабораторных условиях является ситовый анализ. Нижний предел крупности частиц для разделения на фракции этим методом составляет 40—70 мк. При современных методах экспериментальной оценки горнотехнологических свойств пород этот предел выделения фракций крупности признается практически достаточным. Для более тонких анализов при исследовательских работах могут быть применены различные методы дисперсионного анализа: седиментометрия, центрифугирование, методы адсорбции, растворения и др. [ 18; 22; 49; 59].

В промышленности ситовый анализ стандартизирован применительно к условиям контроля процессов дробления и измельчения.

Для выполнения анализа применяют ручные сита и специальные аппараты в виде машин для отсева. Форма отверстий сит бывает квадратной или круглой.

Промышленные сита изготовляют из стали марок Ст. 0, Ст. 1, Ст. 2 и Ст. 3. Для специальных целей, а также для обезвоживания применяют сита, изготовленные из цветных металлов и сплавов.

Согласно действующим стандартам проволочные сита характеризуются размерами отверстий в свету, выраженными в миллиметрах (табл. 11).

Таблица 11  
Размеры отверстий проволочных сит

Основ- ной ряд, мм	Дополни- тельный ряд, мм	Основ- ной ряд, мм	Дополни- тельный ряд, мм	Основ- ной ряд, мм	Дополни- тельный ряд, мм	Основ- ной ряд, мм	Дополни- тельный ряд, мм
0,040	—	0,315	—	2,5	—	20	—
—	0,042	—	0,336	—	2,6	—	21
0,045	—	0,355	—	2,8	—	22	—
—	0,047	—	0,375	—	3	—	23
0,050	—	0,400	—	3,2	—	25	—
—	0,053	—	0,420	—	3,3	—	26
0,056	—	0,450	—	3,5	—	28	—
—	0,060	—	0,475	—	3,8	—	30
0,063	—	0,500	—	4	—	32	—
—	0,067	—	0,530	—	4,2	—	34
0,071	—	0,560	—	4,5	—	35	—
—	0,075	—	0,60	—	4,8	—	38
0,080	—	0,63	—	5	—	40	—
—	0,085	—	0,67	—	5,2	—	42
0,090	—	0,7	—	5,5	—	45	—
—	0,095	—	0,75	—	5,8	—	48
0,100	—	0,8	—	6	—	50	—
—	0,105	—	0,85	—	6,5	—	52
0,112	—	0,9	—	7	—	55	—
—	0,118	—	0,95	—	7,5	—	58
0,125	—	1	—	8	—	60	—
—	0,132	—	1,05	—	8,5	—	65
0,140	—	1,1	—	9	—	70	—
—	0,150	—	1,15	—	9,5	—	75
0,16	—	1,2	—	10	—	80	—
—	0,17	—	1,3	—	10,5	—	85
0,18	—	1,4	—	11	—	90	—

Основ- ной ряд. мм	Дополни- тельный ряд. мм	Основ- ной ряд. мм	Дополни- тельный ряд. мм	Основ- ной ряд. мм	Дополни- тельный ряд. мм	Основ- ной ряд. мм	Дополни- тельный ряд. мм
—	0,19	—	1,5	—	11,5	—	95
0,20	—	1,6	—	12	—	100	—
—	0,21	—	1,7	—	13	—	105
0,225	—	1,8	—	14	—	110	—
—	0,235	—	1,9	—	15	—	115
0,25	—	2	—	16	—	120	—
—	0,265	—	2,1	—	17	—	130
0,28	—	2,2	—	18	—	140	—
—	0,30	—	2,3	—	19	—	150

Шкала сит, называемая нормальной, имеет постоянное соотношение размеров отверстий двух смежных сит; это соотношение называется коэффициентом шкалы. Обычно шкалы строятся по геометрической прогрессии

$$d_i = \frac{d_{\max}}{p^n}, \quad (151)$$

где  $d_i$  — диаметр одного из сит шкалы;  
 $d_{\max}$  — диаметр максимального сита;  
 $p$  — модуль шкалы;  
 $n = 1; 2; 3; 4$ .

В рассмотренном случае (см. табл. 11) стандарт размеров отверстий проволочных сит состоит из основного и дополнительного рядов. Основной ряд представляет геометрическую прогрессию со знаменателем  $p = \sqrt[20]{10} = 1,122$ ; при совмещении основного и дополнительного рядов знаменатель геометрической прогрессии составляет  $p = \sqrt[40]{10} = 1,059$ . Применяют также сита, имеющие шкалы классификации со значениями модуля (отношения диаметров отверстий двух последовательно расположенных сит) в пределах от 2 до 1,189 в зависимости от интервалов и величины линейных размеров. Так, тканые металлические сетки для сит выпускаются следующих стандартных размеров (табл. 12).

## Стандартные размеры тканей металлических сеток для сит

Легкие сетки			Сетки средней плотности			Плотные сетки		
Номер сетки <sup>1</sup>	Диаметр проволоки, мм	Размер стороны ячейки в свету, мм	Номер сетки <sup>1</sup>	Диаметр проволоки, мм	Размер стороны ячейки в свету, мм	Номер сетки <sup>1</sup>	Диаметр проволоки, мм	Размер стороны ячейки в свету, мм
9	1,6	10,000	8,5	2,0	10,000	8	2,6	10,000
11	1,2	8,000	10,5	1,6	8,000	10	2,6	8,000
13,5	0,9	6,300	13	1,2	6,300	12	1,8	6,300
17	0,8	5,000	16	1,0	5,000	15	1,6	5,000
21	0,7	4,000	20	0,9	4,000	18	1,4	4,000
25	0,65	3,350	24	0,8	3,350	22	1,2	3,350
27	0,60	3,150	25,5	0,7	3,150	23	1,2	3,150
30	0,55	2,800	29	0,65	2,800	26	1,0	2,800
33	0,50	2,500	32	0,60	2,500	28	1,0	2,500
36	0,45	2,360	34	0,55	2,360	31	0,9	2,360
42	0,40	2,000	40	0,50	2,000	35	0,9	2,000
48	0,37	1,700	46	0,45	1,700	41	0,8	1,700
52	0,37	1,600	50	0,40	1,600	43	0,7	1,600
57	0,34	1,400	55	0,40	1,400	49	0,65	1,400
64	0,31	1,250	62	0,37	1,250	54	0,60	1,250
78	0,28	1,000	75	0,34	1,000	69	0,45	1,000
90	0,24	0,850	86	0,31	0,850	85	0,40	0,850
96	0,24	0,800	92	0,28	0,800	95	0,34	0,710
107	0,22	0,710	103	0,26	0,710	95	0,34	0,710
114	0,22	0,630	115	0,24	0,630	106	0,31	0,630
125	0,20	0,600	122	0,22	0,600	114	0,28	0,600
143	0,20	0,500	139	0,22	0,500	132	0,26	0,500

<sup>1</sup> Номер сетки — это число проволок на 1 кв. см.

В основу международного стандарта размеров ячеек (отверстий) испытательных сит положена система нормальных рядов чисел, принятых в машиностроении. Основной ряд (полный «десятичный») представляет геомет-

рическую прогрессию со знаменателем  $\sqrt[10]{10} = 1,259$  (с точностью до 0,001) и начальной ячейкой в 1 мм.

Первый дополнительный ряд имеет знаменатель, равный  $(\sqrt[10]{10})^6 = 1,11$ , и второй, равный  $(\sqrt[10]{10})^{12} \approx 2$ .

Менее распространена за границей система сит Тайлера, в которой применяется модуль  $\sqrt{2} = 1,414$  для основного ряда сит и  $\sqrt{2} = 1,189$  — для дополнительного; за основание в системе принято сито в 200 меш (т. е. 200 отверстий на 1 линейный дюйм), размер отверстия которого равен 0,074 мм. В ситах системы ИММ диаметр проволоки принят равным диаметру отверстий.

На фабричных ситах размер отверстий в миллиметрах обычно показан на ободке сита. При износе сетки сит и замене их новыми необходимо размер отверстий сит определять непосредственным измерением. Диаметр отверстий сит определяют окулярным микрометром под лупой или под микроскопом при небольшом увеличении.

Вес пробы для ситового анализа, если он не регламентирован стандартом или условиями испытаний, рекомендуется принимать в зависимости от размера наиболее крупных кусков в смеси:

Размер наиболее крупных кусков в смеси, мм	Необходимый вес пробы, г	Размер наиболее крупных кусков в смеси, мм	Необходимый вес пробы, г
16—11,32	40000	2,0—1,0	500
11,32—8,0	12500	1,0—0,5	250
8,0—5,66	5000	0,5—0,25	100
5,66—4,0	2000	0,25—0	50
4,0—2,0	1000		

Ситовый анализ может производиться сухим и мокрым способами. Для тонких материалов применяют только мокрый способ.

Сущность ситового анализа заключается в следующем. Высушенную пробную навеску помещают на верхнее сито набора. Набор сит встряхивают в течение некоторого времени, достигающего 15—30 мин. Затем по очереди снимают сита и проверяют качество отсева, для чего производят просеивание над клеенкой или глянцевой бумагой. Рассев принято считать удовлетворительным, если в течение 1 мин через отверстия будет проходить не более 1% оставшегося на сите материала.

При мокром способе ситового анализа шламовая фракция выделяется из пробы при промывании ее тонкой струей воды на сите 200 меш (реже 240 меш).

В зависимости от целей исследования шламовую фракцию сохраняют (собирая в сосуд) или выбрасы-

вают. Материал, оставшийся на сите после промывки, высушивают и просеивают как обычно. После отсева взвешивают продукты, оставшиеся на каждом верхнем сите. Допустимая величина потерь материала от исходной навески 1—2%.

На основе результатов ситового анализа могут быть вычислены средние размеры частиц и суммарная вновь образованная поверхность. Обычно в расчетах приближенно принимают, что зерна дробленого продукта имеют правильную форму — кубическую или шаровую и что средний диаметр всех частиц фракций равен полусумме размеров верхнего и нижнего сит, т. е.

$$d \approx \frac{d_n + d_{n+1}}{2}. \quad (152)$$

Расчетные формулы для частиц шаровой и кубической форм даны в табл. 13, где приняты следующие обозначения:

- $d$  — средний диаметр фракции;
- $\gamma_n$  — объемный вес;
- $\omega$  — выход фракции, %.

Таблица 13

Расчетные формулы для частиц шаровой и кубической форм

Показатели	Форма частиц	
	шаровая	кубическая
Объем одной частицы	$\frac{\pi d^3}{6}$	$d^3$
Число частиц фракции	$\frac{6}{\gamma_n \pi d^3}$	$\frac{\omega}{\gamma_n d^3}$
Поверхность одной частицы	$\frac{\pi d^2}{6}$	$\frac{6}{d^2}$
Суммарная поверхность частиц во фракции	$\frac{6\omega}{\gamma_n d^2}$	$\frac{6\omega}{\gamma_n d^2}$
Суммарная поверхность частиц в смеси	$\frac{6}{\gamma_n} \frac{\sum \omega}{d}$	$\frac{6}{\gamma_n} \frac{\sum \omega}{d}$
Средний размер частиц в смеси	$\frac{\sum \omega}{d}$	$\frac{\sum \omega}{d}$

Для более точных расчетов необходимо вводить поправки на неправильную форму зерен. Применительно к коксу К. И. Сысков установил [54], что для фракций



крупностью 5—50 мм величина поправочного коэффициента, учитывающего отклонение формы кусков от формы шара, постоянна и равна 1,67.

При испытаниях сопротивляемости разрушению углей и пород оценку изменения суммарной вновь образованной поверхности часто производят не по всей смеси, а по одной или нескольким «наиболее представительным» фракциям.

### XXIII. ЭНЕРГОЕМКОСТЬ РАЗРУШЕНИЯ (ЛАБОРАТОРНЫЕ МЕТОДЫ)

Применяемые в настоящее время лабораторные методы определения энергоемкости разрушения могут быть разделены по способу приложения нагрузки на следующие группы:

1) сбрасывание определенного количества испытуемого материала с заданной высоты — *методы сбрасывания*;

2) размол определенной навески испытуемого материала в барабанах или мельницах с заданным числом оборотов — *методы размола*;

3) дробление испытуемого материала постоянным грузом, падающим с определенной высоты, — *методы падающего груза*;

4) раздавливание навески испытуемого материала в замкнутом объеме — *методы раздавливания в замкнутом объеме*.

**Методы сбрасывания.** Работа разрушения  $A_{сбр}$ , затрачиваемая при однократном сбрасывании кусков материала на малоупругое основание (например, на чугунную плиту), может быть вычислена по простой формуле

$$A_{сбр} = h\Sigma G, \text{ кгм}, \quad (153)$$

где  $h$  — высота, с которой сбрасываются куски материала, м;

$\Sigma G$  — вес испытуемой навески, кг.

При многократном сбрасывании работа разрушения равна

$$A_{сбр} = hn\Sigma G, \text{ кгм}, \quad (154)$$

где  $n$  — число сбрасываний.

Различают ящичное сбрасывание крупных порций материала и сбрасывание одиночных кусков.

Ящичное сбрасывание. В специальный ящик с раскрывающимся дном загружают пробу материала определенной крупности. Сбрасывание производится на металлическую плиту (обычно чугунную) один или несколько раз. Продукты дробления подвергают ситовому

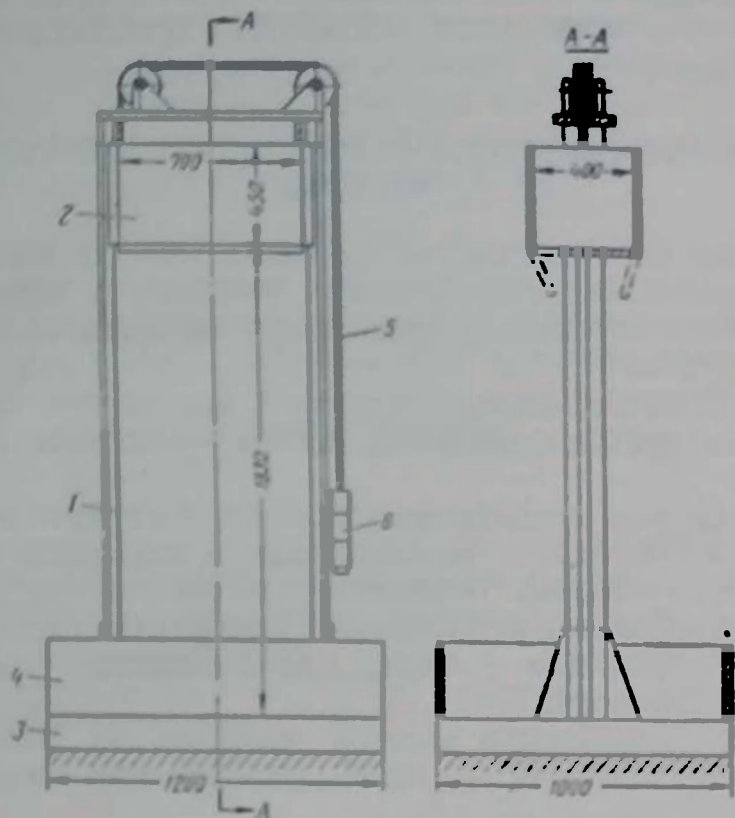


Рис. 112. Аппарат для испытания кокса методом сбрасывания:

1 — рама; 2 — деревянный ящик с раскрывающимся дном;  
3 — плита; 4 — ограждающий борт; 5 — трос; 6 — противо-

анализу. По фракционному составу судят об энергоемкости разрушения данного материала.

В качестве примера можно привести методику испытаний кокса<sup>1</sup>.

Аппарат (рис. 112) состоит из ящика, устанавливаемого над неподвижной чугунной или стальной плитой, на которую сбрасывают кокс. Днище ящика образовано двумя дверцами, навешенными на петлях и закрывающимися щеколдой. Дверцы могут свободно от-

<sup>1</sup> В свое время эта методика была стандартизирована (ГОСТ 1390-42).

кроватье и не препятствуют падению кокса. Испытание выполняется следующим образом. Пробу весом 25 кг, крупностью свыше 50 мм помещают в ящик испытательного аппарата и поднимают ящик в верхнее положение — до высоты 1,85 м над плитой. Затем открывают дно ящика и сбрасывают кокс на плиту. После этого дно закрывают, опускают ящик в нижнее положение и переносят весь кокс с плиты в ящик. Затем опять поднимают ящик в верхнее положение и подвергают кокс вторичному сбрасыванию. После четырехкратного сбрасывания кокс просеивают на ситах с квадратными отверстиями в 50, 40 и 25 мм. Итоговыми показателями испытания кокса или индексами сбрасывания являются суммарные проценты остатка на ситах с соответствующими диаметрами отверстий. Так, индекс 50 мм обозначает суммарный процент остатка на сите 50 мм, индекс 40 мм — то же, на сите 40 мм и т. д. В качестве основного при испытаниях кокса принимают индекс 40 мм, составляющий обычно 85—95%.

Метод ящичного сбрасывания получил распространение как в отечественной, так и в зарубежной практике для испытаний каменных углей. Характеристики применявшихся вариантов методики ящичного сбрасывания приведены в табл. 14.

Одиночное сбрасывание отличается от ящичного тем, что испытаниям подвергаются одиночные куски. Сбрасывание производится на металлическую плиту; иногда его осуществляют в специальных трубах.

В ДонУГИ была разработана следующая методика для испытания газогенераторных углей: из угля с крупностью кусков 50—100 мм или из рядового угля отбирают 10 типичных кусков размером 60—100 мм и взвешивают их с точностью до 0,1 кг. Каждый кусок сбрасывают от одного до трех раз с высоты 2 м на металлическую плиту толщиной не менее 15 мм с бортами высотой 200 мм. После испытания каждого куска уголь с плиты убирают в ящик и просеивают через сито 25 × 25 мм. Оставшийся на сите уголь взвешивают и вес его, выраженный в процентах от веса пробы, служит итоговым показателем испытания.

Т. Д. Зубахина (ДонУГИ) испытывала антрацит методом одиночного сбрасывания кусков различной крупности с высоты 2 м [25]. За индекс сопротивляемости разрушению принимался остаток (в процентах) исходного класса после отсева. Минимальную, максимальную и среднюю сопротивляемость разрушению для каждого сорта антрацита определяли с учетом среднеквадратичных отклонений от средневзвешенных значений остатка. Испытания показали, что индекс сопротивляемости разрушению зависит от крупности исходной фракции (рис. 113).

Наименование варианта	Размер ящика, мм	Исходный продукт		Высота сбрасывания, м	Число сбрасываний	Отверстия сит, мм	Показатель прочности	Основной показатель
		Размер кусков, мм	Вес пробы, кг					
Методика определения дробимости углей по ДонУГИ	700 × 450 × 400	> 50	25,0	1,8	4	50 и 25	Выход (%) кусков крупнее 25 мм $K = \frac{\sum w}{\sum w} \cdot 100\%$	Суммарный вес фракций крупнее половины начального диаметра
Метод определения прочности углей восточных районов СССР	700 × 450 × 400	40	12-15 кусков и пробы по 25(1) кг	1,8	3	25 × 25	Выход (%) кусков крупнее 25 мм	Суммарный выход фракций крупнее 40 × 40 мм
Методика определения прочности кускового кокса по ГОСТ 1390-42		50	25	1,83	4	50 × 50, 40 × 40, 25 × 25	Индекс 50 мм — выход (%) фракций крупнее 50 мм; Индекс 40 мм — выход (%) фракций крупнее 40 мм; Индекс 25 мм — выход (%) фракций крупнее 25 мм	

Продолжение табл. 14

Методика определения механической прочности углей (Всесоюзный теплотехнический институт)	750 × 500 × 100	50—250	20	2,0	1	12,5 × 12,5	Выход (%) фракций крупнее 12,5 мм	Начальный и конечный средний диаметр смеси
Методика определения устойчивости кокса к дроблению (стандарт США)	708 × 458 × 380	50	22,7	1,83	4	50 × 50; 38 × 38; 25 × 25; 13 × 13	Выход (%) фракций крупнее 50 мм $K = \frac{\sum w_{нач}}{\sum w}$ или сохранность размеров $S = \frac{\sum d_{ксп}}{\sum d_{нсп}}, \%$	
Методика определения хрупкости угля (стандарт Общества испытаний материалов, США)		5,0—7,6	22,5	1,8	2	На ситах с круглыми отверстиями, см <sup>2</sup> : 7,62 5,08 3,81 2,54 1,90 1,27	Размер стабильности $d_{нсп} \cdot 100\%$ ; процент хрупкости: $\left(1 - \frac{d_{ксп}}{d_{нсп}}\right) 100\%$	
Методика определения устойчивости кокса к дроблению (Вестфалня)	Из тачки в пустой железнодорожный вагон	—	20 кусков	2,5	1	90	Выход (%) кусков менее 90 мм	

В Чехословакии [64] производили испытания угля путем сбрасывания 20 кусков размером более 20 мм 150 раз с высоты 1 м. За индекс сопротивляемости разрушению принимали выход (в процентах) фракций с размером частиц после испытания менее 10 мм.

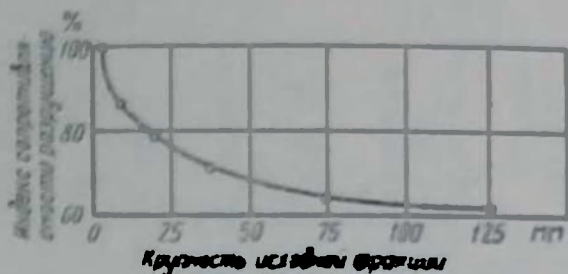


Рис. 113. Зависимость индекса сопротивляемости разрушению от крупности исходной фракции при испытаниях, проведенных Т. Д. Зубахиной

В Томском политехническом институте [16] при испытаниях некоторых углей Кузбасса применяли сбрасывание кусков крупностью более 100 мм на чугунную плиту с высоты 2, 2,5 и 3 м. После каждого сбрасывания уголь подвергали грохочению на сите с отверстиями 36 X 36 мм. Куски класса больше 36 мм сбрасывали повторно до 10 раз. Итоговым показателем считали выход в процентах фракции более 36 мм (по отношению к весу общей пробы).



Рис. 114. Прибор ВУГИ для испытания углей методом сбрасывания

Более совершенная методика испытания одиночным сбрасыванием была разработана в ВУГИ. В качестве критерия было выбрано отношение суммы упругой и поверхностной энергии при хрупком разрушении к величине суммарной вновь образованной поверхности. Размерность этого критерия  $кг/см$ . Для проведения испытаний был сконструирован прибор, изображенный на рис. 114. Основанием прибора служит чугунная плита 1, имеющая центральное отверстие, в которое входит хвостовик наковальни 2 (последняя опирается бортами на опорную плиту). К наковальне приварен кожух 3, закрывающийся съемной крышкой 4.

Через центральное отверстие крышки проходит труба 5 диаметром 35—40 мм и длиной до 3,5 м, свободно подвешенная на кронштейне, закрепленном в стене.

Испытание производится путем сбрасывания кусков угля крупностью 10—14 мм через верхний конец трубы. Разрушение происходит в результате удара о наковальню. Вследствие того, что уровень рабочей поверхности наковальни находится выше дна кожуха, разлетающиеся продукты разрушения ложатся на дно кожуха. Таким образом, почти полностью исключается повторное разрушение и сталкивание кусков. Разрушенный уголь собирают, производят ситовый анализ и по нему вычисляют величину суммарной вновь образованной поверхности.

Несколько иная методика была применена в ВУГИ [12] для определения «раскалываемости» углей в связи с различиями их естественной трещиноватости. Поскольку при разделении угля по макротрещинам степень диспергирования мала, оценка производится по потере веса куска, что в принципе соответствует закону Кирпичева — Кика. Показатель «раскалываемости» угля  $R_{\text{раск}}$  вычисляют как удельную работу раскалывания по формуле

$$R_{\text{раск}} = \frac{h \sum_{i=1}^n G_i}{G_{\text{нач}} - G_{\text{кон}}}, \text{ кгм/кг} \quad (155)$$

где

- $h$  — высота сбрасывания, м;
- $G_i$  — начальный вес кусков при каждом сбрасывании, кг;
- 1, 2, 3, ...,  $n$  — порядковые номера сбрасывания;
- $G_{\text{нач}}$  — начальный вес куска угля (перед первым сбрасыванием), кг;
- $G_{\text{кон}}$  — конечный вес куска (после  $n$  сбрасываний), кг.

Испытаниям по этой методике подвергаются куски угля, отобранные в забое, например, при работе комбайнов. Обычно испытывают 20—25 кусков весом от 0,2—0,3 до 2—2,5 кг. Сбрасывают куски на металлическую плиту с высоты 1,25 м. Перед сбрасыванием и после него каждый кусок угля взвешивают с точностью до 5 г. Сбрасывание производится до первого раскалывания; обычно число сбрасываний составляет от 10 до 20 в зависимости от степени трещиноватости угля.

При грубых определениях можно не производить промежуточных взвешиваний кусков (это ускорит работу)

и подсчитывать удельную работу раскалывания по формуле

$$R_{\text{раск}} = \frac{h}{1 - \sqrt{\frac{G_{\text{кон}}}{G_{\text{нач}}}}}, \text{ кгм/кг} \quad (156)$$

Методы размола. Сущность этих методов заключается в измельчении пробы, загруженной в барабан или в мельницу, при вращении. Если пренебречь малым трением осей барабана в подшипнике, можно принять, что энергия, затрачиваемая на вращение барабана, примерно равна работе разрушения материала пробы. Определять общую работу, затрачиваемую на вращение барабана, можно по времени его вращения и мощности двигателя. Однако такой способ неточен, поскольку он связан с необходимостью вводить в расчет поправку на к. п. д. установки, зависящий от многих факторов. На практике обычно принимают в качестве измерителя количества затраченной работы только время вращения барабана или же определенное число оборотов последнего (эти величины пропорциональны затраченной работе).

Скорость вращения барабана выбирают из следующих соображений. Величина скорости не должна превосходить некоторой критической величины, при которой куски загруженного материала вследствие большой центробежной силы будут прижиматься к поверхности барабана и вращаться вместе с ним (работа дробления будет в этом случае сведена к нулю). Скорость вращения барабана должна по этой причине отвечать условию

$$N < \frac{30}{\pi} \sqrt{rg}, \quad (157)$$

где  $N$  — скорость вращения барабана, об/мин;

$r$  — радиус барабана, м;

$g$  — ускорение силы тяжести.

К. И. Сысковым предложена уточненная методика [54], суть которой в нахождении зависимости между весом материала, загруженного в барабан, и величиной равновесных усилий, которые необходимо прилагать к точке, лежащей на образующей барабана. Исходное положение расчета заключается в необходимости соблю-

дать равенство моментов вращения для равномерного вращения барабана. Величина равновесного усилия будет зависеть от навески материала, загруженной в барабан, и от положения центра тяжести насыпной массы материала в барабане во время его вращения. Положение центра тяжести навески, в свою очередь, зависит от насыпного веса материала, конструктивных особенностей и скорости вращения барабана. Поскольку насыпной вес кускового материала изменяется по мере его разрушения, то величина равновесного усилия тоже не остается строго постоянной в процессе разрушения. Полезную работу вычисляют как разность между работой вращения барабана с пробой породы и работой, затраченной на преодоление трения. Последнюю определяют по усилию, которое необходимо прилагать для вращения незагруженного барабана.

Исследования показали, что удельная работа разрушения материала существенно зависит от конструкции дробящего устройства и веса загружаемой пробы. Так как обычно работа разрушения не определяется, а ее оценка ведется только по времени вращения барабана, то результаты испытаний часто оказываются несопоставимыми даже в тех случаях, когда режимы опробования принимаются одинаковыми.

Некоторые из методик испытаний в барабанах, называемых барабанными пробами, однако, нашли широкое применение в практике и были стандартизированы.

Для углей и антрацитов стандартной является барабанная проба, согласно ГОСТ 7714—55 [19]. Она состоит в испытании топлива во вращающемся барабане и в последующем определении общего веса кусков, размер которых превышает нижний предел размеров испытуемой фракции.

При испытании применяется следующее оборудование и аппаратура:

а) барабан (рис. 115) стальной, закрытый, диаметром 1000 мм, длиной 590 мм и толщиной стенок от 3 до 5 мм. На внутренней поверхности барабана по образующей цилиндра приварены три полосы 2 из стали толщиной 5 мм с высотой ребра 250 мм, расположенные на равных расстояниях друг от друга;

б) электродвигатель с редуктором 6 для приведения барабана во вращение;

в) набор сит длиной 0,75 м, шириной 0,6 м, с квадратными отверстиями  $100 \times 100$ ,  $50 \times 50$ ,  $25 \times 25$  и  $13 \times 13$  мм;



г) металлические ящики емкостью 25 кг и вилы металлические с расстоянием между рожками 50 мм;

д) десятичные весы.

Для проведения испытания от рядового угля (или антрацита) отбирают пробу весом 240—260 кг (в соответствии с ГОСТ 6105—53 или ГОСТ 930—50). В случае

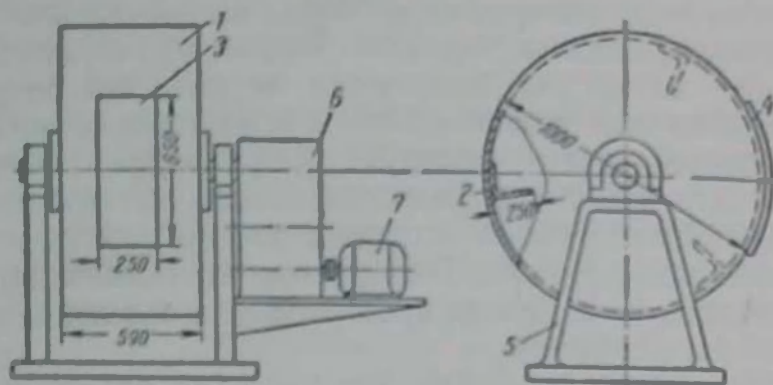


Рис. 115. Барабан для испытаний углей и антрацитов, согласно ГОСТ 7714—55:

1 — барабан, 2 — стальная проволока, 3 — загрузочный люк, 4 — аперия люка, 5 — рама, 6 — редуктор, 7 — электродвигатель

испытания грохоченого угля вес пробы должен быть не менее 100 кг. Пробу, отобранную от рядового угля, просеивают через сито с отверстиями 100 × 100 мм, а полученный при этом подрешетный продукт — через сито с размерами отверстий 13 × 13 мм. Выделенный из рядового топлива класс 13—100 мм в случае необходимости сокращают до остатка весом не менее 100 кг и используют для испытания. Если содержание класса 13—100 мм в пробе весом 240—260 кг составляет менее 100 кг, вес пробы рядового топлива соответственно увеличивают. Из отобранной пробы отвешивают в три металлических ящика по 25 кг. При этом термоантрацит и антрацит для термоантрацита во избежание попадания мелочи берут при помощи вил с расстоянием между рожками 50 мм.

Вращением барабана загрузочный люк 3 (см. рис. 115) устанавливают на такой высоте от пола, чтобы загружаемые в барабан куски опускались по внутренней поверхности барабана. При установке барабана на кронштейнах люк устанавливают на высоте 1 м от пола.

Взвешенный в ящике материал пробы (25 кг) загружают в барабан, закрывают дверцу люка 4 и закрепляют

ее. После этого барабан вращают в течение 4 мин со скоростью 25 оборотов в мин. После 100 полных оборотов испытание заканчивают, открывают дверцу люка, высыпают содержимое в ящик и рассеивают (встряхиванием в горизонтальном направлении в ту и другую сторону по 5 раз) на сите с размерами отверстий:

при испытании рядового угля . . . . .	13 × 13 мм
при испытании термоантрацита и антрацита для термоантрацита . . . . .	50 × 50 мм
при испытании грохочёного угля . . . . .	размерами, соответствующими нижнему пределу крупности кусков

Оставшийся на сите материал тщательно собирают в ящик, взвешивают и определяют выход его в процентах от веса загруженной в барабан пробы. Полученное число является итоговым показателем и обозначается как *индекс механической прочности*. При этом указывают размер кусков угля, от которого отобрана проба для испытания.

Все взвешивания при проведении испытания производят с точностью до 0,1 кг.

При каждом испытании осуществляют два параллельных определения. Если результат второго определения отклоняется от первого не более чем на 10%, то за показатель механической прочности принимают среднее арифметическое двух определений. Если же расхождение превышает 10%, то производят третье определение. В этом случае за итоговый показатель принимают среднее арифметическое двух наиболее близких результатов определений (в пределах допустимого расхождения).

Метод барабанной пробы стандартизирован также для определения износа щебня из естественных строительных камней (ГОСТ 8269—56).

Для испытаний применяется следующая аппаратура: полочный барабан (рис. 116), весы торговые, сита с отверстиями размером 3, 10, 20, 30 и 40 мм, сушильный шкаф. Полочный барабан имеет цилиндрическую форму. Внутренний диаметр его 700 мм, длина 500 мм. Внутри барабана по всей его длине к стенке прикреплена полка шириной 100 мм. Для испытания берут щебень (гравий) такой крупности, которая при рассеивании обеспечивает получение фракций 10—20, 20—30 и 30—40 мм. Проба может быть также приготовлена дроблением более крупных фракций щебня, или исходной горной

породы. Щебень просеивают последовательно сквозь сита с отверстиями размером 40, 30, 20 и 10 мм для получения пробы, состоящей из 10 кг фракции 30—40 мм, 5 кг фракция 20—30 мм, 5 кг фракции 20—30 мм и 5 кг фракции 10—20 мм. Щебень (гравий) каждой фракции тщательно промывают и высушивают до постоянного веса. После этого из фракции 30—40 мм берут три навески по 2,5 кг каждая, а из фракции

10—20 и 20—30 мм — по три навески весом 1,25 кг каждая. Полученные навески щебня (гравия) соответственно смешивают, образуя для испытания три смеси указанных фракций весом по 5 кг.

Каждую из приготовленных для испытания смесей загружают в барабан вместе с двенадцатью стальными или чугунными шарами диаметром около 48 мм и весом 405—450 г каждый, барабан закрывают крышкой и приводят его во вращение со скоростью 30—33 об/мин. После 500 оборотов вращение барабана прекращают и все содержимое его просеивают (с одновременной промывкой струей воды) сквозь два сита: верхнее, предохраняющее — с отверстиями 10 мм и нижнее — с отверстиями 3 мм. Остаток на обоих ситах высушивают до постоянного веса.

Показателем износа щебня

(гравия) считают потерю в весе в процентах, которую вычисляют с точностью до 0,1%.

Помимо описанных, известны аналогичные методики, отличающиеся конструкцией применяемых барабанов, режимами опробования и характером принимаемых итоговых показателей. В табл. 15 приведены данные, характеризующие конструктивные особенности барабанов по разным методикам, а в табл. 16 — данные о режимах опробования и принятых итоговых показателях.

Рассмотренные варианты барабанного опробования характеризуются значительным весом испытываемой пробы и громоздкой конструкцией барабанов. Наряду с этими вариантами известен ряд методик, предусматривающих испытание малых навесок материала, измельчаемых в небольших лабораторных приборах — мельницах, малых барабанах и т. п.

Данные о конструкции барабанов для барабанных проб

Наименование способа или прибор, испытуемый материал	Страна	Основные размеры барабана, мм		Дробящие приспособления		
		Диаметр	Длина	Тип	Число	Размеры, мм
ГОСТ 7714-55, уголь	СССР	1000	590	Полосы	3	Высота 250
ГОСТ 8269-56, щебень (гравий)	СССР	700	500	Полка, шары	1	Ширина 100
Микум барабан, кокс, уголь	СССР	1000	1000	Полки	12	Диаметр 48
Барабан УХИН (полумикум), уголь, кокс	Германия	1000	500	»	4	100 × 100 × 8; 50 × 50 × 5
Барабан конструкции П. Г. Рубина, уголь, кокс	СССР	1000	500	»	4	100 × 100 × 8
Бараба Сундгрена, кокс	СССР	2000	700	—	3	250
Барабан ИГИ, кокс	СССР	1000	800	Полки	—	—
Американский стандарт, кокс	США	1014	507	»	4	100 × 100 × 10
Английский стандарт, кокс	Англия	762	507	»	2	51 × 51 × 6
Барабан Райса, кокс	США	490	560	Полки, шары	2	64 × 64 × 9
Барабан Куррана, кокс	США	1830	813	—	2	38 × 38 × 4
Барабан Джарроу, кокс	Англия	660	407	Шары	11	32
Барабан Сундгрена — открытый, из прутьев с расстоянием между ними 25 мм; барабан Куррана — дырчатый с отверстиями 38 мм; во всех остальных барабанах кожух закрытый	Англия	660	407	Шары	—	—

Параметры барабанных проб

Наименование пробы	Тип барабана	Вес пробы, кг	Испытуемая фракция, мм	Скорость вращения барабана, об/мин	Продолжительность вращения барабана, мин	Общее число оборотов	Размеры отверстий сит, мм	Итоговый показатель пробы
Испытание угля ГОСТ 7714-55	ГОСТ 7714-55	25	13—100	25	4	100	Рядовой уголь 13×13, термовантрацит 50×50	Остаток угля на сите, %
Испытание естественного строительного камня ДонУГИ (уголь)	ГОСТ 8269-56	5	10—40	30—33	16	500	Верхнее сито—10, нижнее сито—3	Потеря в весе, %
ДонУГИ (уголь)	Микум	50	> 40	25	4	100	40×40	Остаток угля на сите, %
В. Т. И. (уголь)	П. Г. Рубина	25	> 40	25	4	100	40×40	Остаток угля на сите, %
Сундгрена (кокс)	УХИН	20	50—250	25	1	25	12,5×12,5	Остаток угля на сите, %
П. Г. Рубина (кокс)	Сундгрена	410	> 25	15	10	150	—	Остаток в барабанах, %
	П. Г. Рубина	20	> 40	20	4	80	40×40; 25×25, 5×5	1. Выход класса минус 5 мм, % 2. Остаток фракций плюс 40 мм, %

Продолжение табл. 16

Наименование пробы	Тип барабана	Вес пробы, кг	Испытуемая фракция, мм	Скорость вращения барабана, об/мин	Продолжительность вращения барабана, мин	Общее число оборотов	Размеры отверстий сит, мм	Итоговый показатель пробы
УХИН (кокс)	УХИН	25	> 50	25	4	100	50×50; 25×25; 10×10; 5×5	1. Выход фракций минус 5 мм, % 2. Остаток фракции плюс 50 мм, %
Американский стандарт (кокс)	Американский стандарт	10	12,9 см × 19,35 см <sup>2</sup>	24	60	1400	51×51; 38×38; 26×26; 13×13	Остаток на сите с отверстиями 26 мм, %
Английский стандарт (кокс)	Английский стандарт	12,7	12,9 см × 19,35 см <sup>2</sup>	18,6	64	1000	6×6; 3,2×3,2	Остаток на сите с отверстиями 6 мм, %
Райса (кокс)	Райса	13,5	> 25	20	62	1240	12,5×12,5	Остаток на сите, %
Куранна (кокс)	Куранна	90,7	> 38	10	10	100	50×50; 38×38; 25×25; 13×13	Выхода фракций, %: 1—50 мм; 2—38 мм; 3—25 мм; 4—13 мм
Джарроу (кокс)	Джарроу	12,7	12,9 см × 19,35 см <sup>2</sup>	16,6	60	1000	3,2×3,2	Остаток на сите с отверстиями 3,2 мм, %

В ДонУГИ [21] был применен метод опробования угля с измельчением в двояном барабане, состоявшем из двух цилиндров. Диаметр и длина каждого цилиндра 180 мм. В барабан загружался 1 кг угля крупностью 25—40 мм. Скорость вращения барабана составляла 50 об/мин, время вращения — 20 мин. В качестве итогового показателя принимали выход (в процентах) кусков крупнее 25 мм после окончания испытания.

Для определения сопротивляемости разрушению подмосковных углей Н. П. Гвоздевой [15] была применена методика, предусматривавшая измельчение в лабораторной шаровой мельнице объемом 5 л с внутренним диаметром 180 мм. Дробящими телами являлись 192 стальных шара диаметром до 20 мм. Скорость вращения мельницы 80 об/мин. Продолжительность измельчения принималась равной 15 мин. Испытаниям подвергали пробу угля крупностью до 6 мм весом 1200 г. Перед дроблением и после него производился ситовый анализ с рассевом как исходного, так и дробленого материала на следующие фракции (мм): —6 +3,4; —3,4 +1,27; —1,27 +0,42; —0,42 +0,22; —22 +0,14; —0,14 +0. По данным ситового анализа определялось приращение поверхности  $\Delta S$ . Форма частиц при подсчете условно принималась шарообразной.

В качестве эталонной единицы было принято приращение поверхности при измельчении в тех же условиях кварца. Показатель относительной сопротивляемости разрушению для угля  $R'_{\text{уголь}}$  определялся по формуле

$$R'_{\text{уголь}} = \frac{\Delta S_{\text{уголь}}}{\Delta S_{\text{кварце}}} \cdot 100, \% \quad (158)$$

Было установлено, что при затрате 1 кг·см работы при описанном способе измельчения получается 17,6 см<sup>2</sup> новой поверхности кварца. Учитывая это, можно выразить энергоемкость разрушения угля в абсолютных единицах

$$R_{\text{уголь}} = \frac{\Delta S_{\text{кварце}}}{17,6 \Delta S_{\text{уголь}}} \text{ кгсм/см}^2 \quad (159)$$

Б. Е. Койфман (ВИМС) разработал так называемый микрометод испытаний механической стойкости углей [30], основанный на измельчении очень малых (15—20 г) навесок угля металлическими шарами в небольших металлических камерах. Прибор для проведения испытаний (модель ВИМС РД-4) состоит из шести камер внутренним диаметром 82 мм и длиной 50 мм. Испытаниям подвергается проба угля постоянного объема 20 см<sup>3</sup>, крупностью 4—5 мм. Дробящие металлические шары имеют диаметр 19 мм. Таких шаров шесть, общий вес их  $168 \pm 1$  г. За время опыта производится 500 оборотов (иногда 250). После окончания опыта продукты разру-

шения, содержащиеся в каждой камере, подвергаются ситовому анализу отдельно. Рассев производится па двух ситах: одно с отверстиями 2,46 мм, другое — с отверстиями 0,074 мм. В качестве итоговых принимают два показателя: 1) суммарный выход фракций крупностью более половины исходного размера; 2) выход фракции минус 0,074 мм. Первый из этих показателей рассматривается как характеристика механической стойкости, а второй — как индекс пыльности угля.

Вариантом метода размола является испытание с измельчением пробы в молотковой дробилке. Такой способ применялся в Томском политехническом институте [16] и довольно широко распространен за границей [64].

Молотковая дробилка для испытания по этому методу состоит из барабана диаметром 350 мм и длиной 75 мм. На внутренней поверхности барабана укреплены симметрично расположенные четыре полоски, изогнутые в виде желоба для захватывания кусков материала. На валу внутри барабана шарнирно укреплены три качающихся молотка каждый длиной около 25 мм. Скорость их движения в 55 раз больше скорости вращения барабана, равной 169 об/мин. Проба угля крупностью 15—20 мм и весом 100 г обрабатывается в барабане в течение 1 мин, после чего продукт рассеивают на сите с диаметром отверстий 10 мм. Среднее из трех определений выхода мелкой фракции (в процентах), которые отличаются между собой не более, чем на 3% (относительных), считаются итоговым показателем — так называемым барабанным индексом.

По методике Томского политехнического института [16] уголь дробится не 60, а 10 сек и в качестве итогового показателя принимается выход в (процентах) фракций крупнее 15 мм.

В США [64] в качестве стандарта Общества испытания материалов принят следующий способ. В барабанную мельницу (фарфоровую, цилиндрическую) размером 16 × 16 см, снабженную тремя захватами, обеспечивающими вращение загруженного материала, засыпают 1000 г угля, измельченного до прохождения через сито с квадратными отверстиями 9,67 см<sup>2</sup> и остающегося на сите с отверстиями 6,77 см<sup>2</sup>. Измельчение производится вращением мельницы без дробящих тел в течение 1 ч со скоростью 40 об/мин. После этого уголь подвергают анализу на ситах с квадратными отверстиями 2,67; 1,88; 1,33; 0,94; 0,12 и 0,03 см<sup>2</sup>.

На основе ситового анализа вычисляют средний диаметр частиц смеси. В качестве итогового показателя принимают выраженное

в процентах среднее уменьшение диаметра частиц в процессе испытания:

$$R' = \left(1 - \frac{d_{кон}}{d_{нач}}\right) 100, \%. \quad (160)$$

где  $R'$  — индекс сопротивляемости угля разрушению (названный «хрупкостью» угля), %;

$d_{кон}$  — конечный средний диаметр смеси после испытания;

$d_{нач}$  — начальный средний диаметр смеси до испытания.

Испытания измельчением в мельнице применяют в СССР для определения так называемой «размолоспособности» углей [51] применительно к работе угледробильных мельниц, используемых для подготовки пылевидного топлива. Методики испытаний разработаны Центральным котлотурбинным институтом (ЦКТИ) и Всесоюзным теплотехническим институтом (ВТИ).

По методике ЦКТИ размол пробы топлива осуществляется в лабораторной шаровой мельнице в несколько приемов с периодическим отсеиванием образующихся в мельнице тонких частиц и с одновременной добавкой такого же количества материала от исходной пробы. При таком способе достигается установившееся состояние процесса размола. Оно характеризуется выходом в единицу времени равных весовых количеств зерен, имеющих размер меньше определенной заданной величины, а следовательно, и постоянством удельного расхода энергии на единицу вновь образованной поверхности.

Для испытания отбирают стандартным приемом пробу весом 1 кг, высушивают ее до воздушно-сухого состояния и приготавливают из нее путем дробления в лабораторной дробилке фракцию с предельными размерами зерен 600—85 мк. Во избежание большого выхода мелочи дробление производят в несколько приемов, постепенно уменьшая зазор между щеками дробилки.

Испытание производится в шаровой мельнице объемом 1,5 л (рис. 117). Мельницу заполняют фарфоровыми шарами диаметром 25,4 мм в количестве 44 шт. Общий вес шаров 870 г. Вращение мельницы осуществляется станком, состоящим из станины, двух горизонтальных валков, ременной передачи и двигателя мощностью 0,25 квт. Скорость вращения мельницы 47 об/мин. Для анализа служит набор сит с отверстиями 10 000, 600 и 85 мк. Применяют машину для сита для отсева материала.



Порядок испытания следующий: от пробы после тщательного перемешивания отбирают  $230 \text{ см}^3$  для размола. Отбор производится простым заполнением мерного цилиндра через воронку, установленную в штативе, при легком постукивании по стенкам цилиндра. Затем отобранное количество взвешивают с точностью до  $20 \text{ мг}$  и приступают к размолу.

Первый размол продолжается  $3\text{--}5 \text{ мин.}$  после чего содержимое мельницы выгружают на крупное сито ( $10 \text{ мм}$ ), достаточное для отделения шаров от угля. Шары и внутреннюю поверхность мельницы очищают кисточкой. Затем производят рассев на сите  $85 \text{ мк}$  в рассевной машине. Всю порцию помещают на два сита, вставив между ними промежуточное донышко. Рассев продолжается  $15\text{--}20 \text{ мин.}$  По окончании взвешивают остаток на ситах и вычисляют количество образовавшегося подрешетного продукта. Остаток дополняют до первоначального веса матерьялом из заготовленной исходной фракции и вновь засыпают в мельницу для размола.

Второй и последующий размолы производят в течение такого времени, какое необходимо для образования в мельнице фракций менее  $85 \text{ мк}$  в количестве  $10\%$  от первоначального веса порции. Это время определяют приблизительно по результатам предыдущего размола. Всего осуществляют  $8$  размолов. Обычно, начиная с четвертого размола, количество (в граммах) угольной пыли, прошедшей через сито  $85 \text{ мк}$  за  $1 \text{ мин.}$ , устанавливается на примерно постоянном уровне. При наличии в пробе разнородных составляющих установившееся состояние наступает позже и в этом случае производят  $2\text{--}3$  дополнительных размолов.

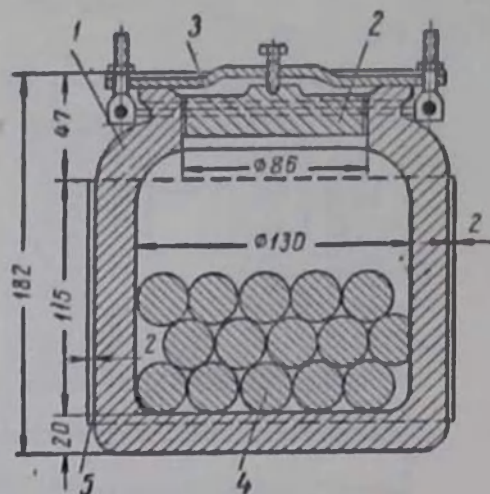


Рис. 117. Лабораторная мельница для испытания углей по методике ЦКТИ

1 — корпус; 2 — крышка; 3 — зажим для крышки; 4 — шары; 5 — резиновый пояс

Относительная сопротивляемость размолу определяется как соотношение, эквивалентное соотношению удельных работ, затрачиваемых на преодоление сил молекулярного взаимодействия при массовом объемном разрушении угля. Дисперсность частиц, прошедших через сито 85 мк, принимается для установившегося процесса постоянной.

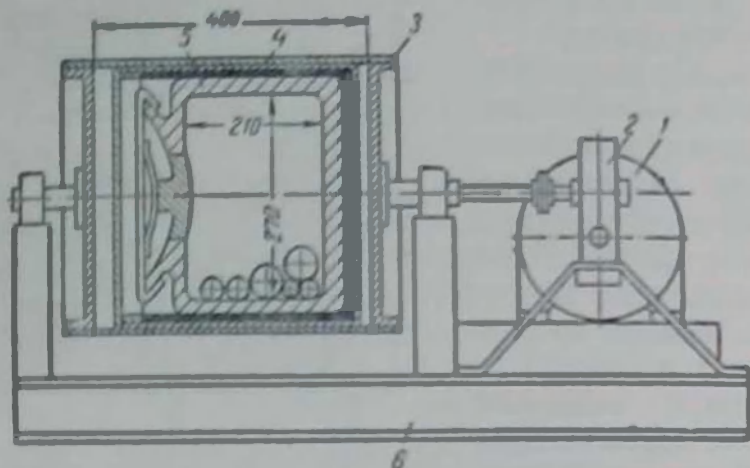


Рис. 118. Лабораторная мельница для испытаний углей по методике ВТИ:

1 — электродвигатель; 2 — редуктор; 3 — барабан; 4 — уплотнительная прокладка; 5 — нагревательный сосуд; 6 — рама

За единицу размолоспособности при методе ЦКТИ принята величина выхода фракции минус 85 мк, равная 0,775 г/мин. Итоговый результат испытания вычисляют по данным последних пяти размолов, согласно формуле

$$R' = \frac{g_n + g_{n-1} + g_{n-2} + g_{n-3} + g_{n-4}}{5 \cdot 0,775} \quad (161)$$

где  $R'$  — показатель относительной размолоспособности угля;

$n$  — число размолов ( $n = 5$ );

$g_i$  — весовое количество фракций крупностью менее 0,85 мк, образовавшееся при одном размолу.

Расхождение между отдельными анализами одной и той же пробы не должно превышать 5% от полученного минимального результата.

По методу Всесоюзного теплотехнического института (ВТИ) испытание производится в лабораторной шаровой мельнице, конструкция которой показана на рис. 118. Внутренний диаметр мельницы равен 270 мм,

длина 210 мм. Загрузка состоит из фарфоровых шаров общим весом 8 кг, из них 6 кг диаметром 35 мм и 2 кг диаметром 15 мм. Скорость вращения мельницы 41 об/мин.

Проба угля вначале подвергается дроблению в лабораторной дробилке. Для проведения опыта отделяют путем отсева фракцию 2,36—3,32 мм. Для размол берут навеску такой фракции в 500 г. Размол продолжается 15 мин. Затем уголь выгружают из мельницы, производят рассев на сите 88 мк и определяют величину остатка на сите, которая зависит от сопротивляемости угля разрушению размолем.

Предварительно были проведены опыты по размолу в описанной мельнице нескольких сортов углей в течение длительного времени. Выяснилось, что выход остатка на сите 88 мк может быть выражен, в зависимости от времени размолу, следующей формулой:

$$G_{88} = 100e^{-\left(\frac{t}{t'}\right)^{1.5}}$$

где  $G_{88}$  — остаток на сите 88 мк, %;

$e$  — основание натурального логарифма;

$t$  — время размолу;

$t'$  — время, в течение которого на сите 88 мк образуется выход остатка, равный 36,8% (это значение получается при подстановке в формулу  $t = t'$ ).

Если размол различных углей производить до одинакового остатка на сите, то соотношение значений необходимого времени размолу будет характеризовать относительную сопротивляемость этих углей размолу. За единицу при методе ВТИ принято время  $t_0$ , равное 15 мин, в течение которого при размолу антрацитового штыба получается остаток на сите 88 мк, равный 70%.

Так как определение сопротивляемости размолу ведется в течение одинакового времени, а выход остатка на сите получается различный, то отношение времени, при котором получились бы равные остатки, т. е. значение показателя относительной размолоспособности угля  $R'$  вычисляют из выражения

$$R' = \frac{t_0}{t_i} = \left[ \frac{\ln \frac{100}{G_i}}{\ln \frac{100}{G_0}} \right]^{\frac{1}{1.5}} = \left[ \frac{\ln \frac{100}{G_i}}{\ln \frac{100}{70}} \right]^{\frac{1}{1.5}} = 2 \left[ \ln \frac{100}{G_i} \right]^{\frac{1}{1.5}} \quad (162)$$

где  $t_1$  — длительность размола угля той или иной марки;

$G_1$  — соответствующие значения выхода остатка на сите 88 мк.

В США для оценки сопротивляемости углей размолу широко применяется метод Харгрэва. Определение производится в лабораторной мельнице (рис. 119). В стальную неподвижно закрепленную

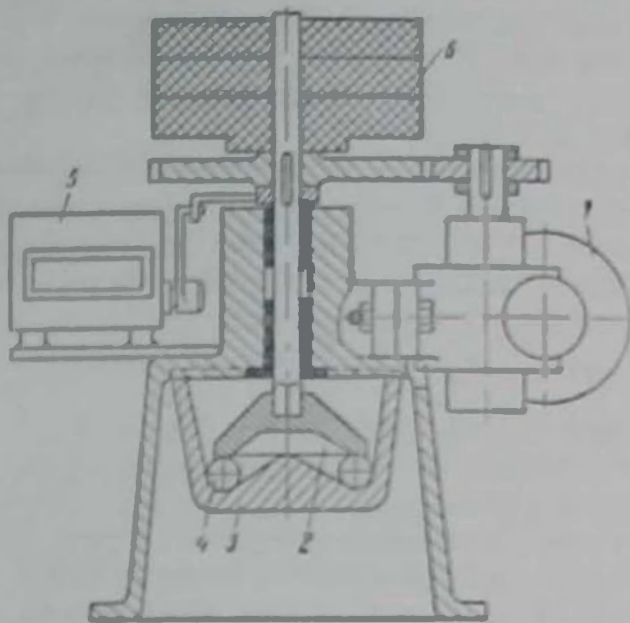


Рис. 119 Лабораторная мельница для определения сопротивляемости углей размолу по методу Харгрэва (США):

1 — электродвигатель, 2 — верхнее кольцо, 3 — чашечка;  
4 — шарик, 5 — счетчик оборотов; 6 — груз

чашечку, дно которой имеет кольцевой желоб, помещают восемь стальных шариков диаметром 25,4 мм. Сверху шарики прижимаются подвижным кольцом, скрепленным с валом. Общее давление на шарики, составляющееся из веса вала, кольца и специального груза, равно 29 кг. Скорость вращения вала и верхнего кольца равна 21 об/мин.

Опыт проводится следующим образом. Отобранную пробу угля, просушенную до воздушно-сухого состояния, дробят в лабораторной дробилке до полного прохождения через сито 1,19 мм. Затем производят просев через сито 0,59 мм, вся мелочь, прошедшая через сито, выбрасывается. При проведении опыта используется только фракция 1,19—0,59 мм. Для загрузки в мельницу отбирают навеску 50 г. Уголь равномерно насыпают в чашечку поверх стальных шариков, накладывают верхнее кольцо, закрепляют чашечку в станине и включают двигатель. Размол ведут в течение 3 мин. Затем уголь выгружают, все размалывающие детали машины тщательно очищают

клеточкой и производят одновременный просев на ситах с отверстиями 590, 250, 149, 105, 74, 62 и 48 мк. После отсева фракции взвешивают. По данным ситового анализа определяют суммарную вновь образованную поверхность навески после размола. При подсчете принимают форму частиц шарообразной. Средний диаметр в каждой фракции принимают равным среднему арифметическому между линейными размерами отверстий, ограничивающих фракцию сит. Средний диаметр наиболее мелкой фракции 0—48 мк считают равным 25,4 мк.

В качестве показателя относительной размолоспособности данной марки угля принимается соотношение полученной величины суммарной вновь образованной поверхности к величине суммарной поверхности при размоле в таких же условиях угля, считаемого эталонным. Эталонным считается уголь, дающий при размоле удельную поверхность, равную  $656 \text{ см}^2/\text{г}$ .

На основе опытов было установлено, что величину удельной поверхности при подобных испытаниях можно определять с достаточной достоверностью, пользуясь эмпирической формулой, отражающей выход фракции, проходящей через сито с отверстиями 74 мк. Это позволило упростить методику испытания и расчет, так как оказалось достаточным просеивать продукт размола только через одно сито. Коэффициент размолоспособности угля по методике Харгрэва  $\bar{R}'_x$  в этом случае выражается формулой

$$R'_x = 13 + 6,93G_{74}, \quad (163)$$

где  $G_{74}$  — весовое количество угля, прошедшего через сито 74 мк, г.

Значение  $G_{74}$  лежит обычно в пределах 1—15 г, соответственно чему выход остатка на сите 74 мк после размола составляет 98—70%.

Сравнительные испытания углей по методикам ЦКТИ и Харгрэва показали наличие корреляционной связи между получаемыми показателями размолоспособности (рис. 120). Эта связь может быть выражена формулами:

$$R'_x = 40(R')^{0,78}; \quad (164)$$

$$R' = 0,0089(R'_x)^{1,28}. \quad (165)$$

В этих формулах  $R'$  — коэффициент размолоспособности по методике ЦКТИ, а  $\bar{R}'_x$  — аналогичный коэффициент по методике Харгрэва.

Результаты определений по методикам ЦКТИ и ВТИ оказались несравнимыми, особенно для мягких углей, вследствие их перензмельчения при испытании по ме-

тоту ВТИ, где не применяется периодическое удаление образующейся мелочи.

**Методы падающего груза.** Сущность этих методов заключается в разрушении испытуемого образца за счет удара грузом, падающим с определенной высоты. О сопротивляемости испытуемого материала разрушению судят по степени раздробленности образца, устанавливаемой ситовым анализом.

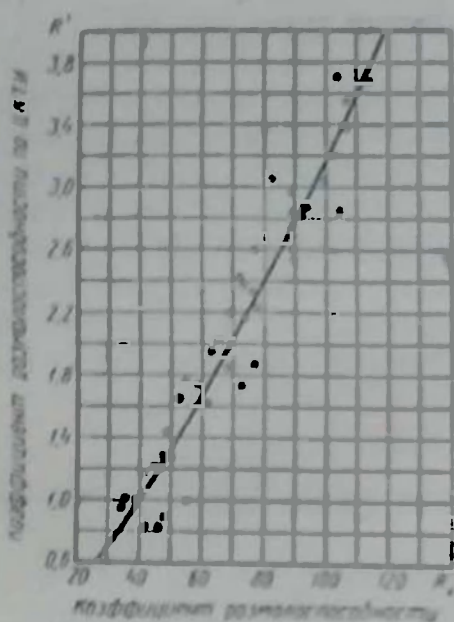


Рис. 120 Корреляция показателей раздробленности углей при испытаниях по методикам ЦКТИ и Хардгрэва

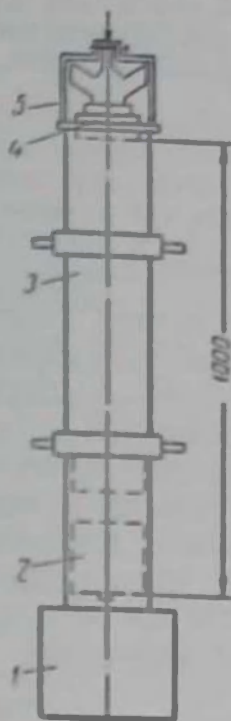


Рис. 121. Схема прибора К. И. Сыскова для испытаний по методу падающего груза:  
1 — основание прибора; 2 — стакан; 3 — труба; 4 — груз; 5 — стойки

Характеристики сопротивляемости разрушению, получаемые методом падающего груза и выраженные через удельную работу разрушения, можно называть также показателями дробимости угля или горной породы.

Известные трудности представляет выбор рациональных значений веса падающего груза и высоты его падения. При недостаточном весе груза вследствие только упругих деформаций материала разрушения не произойдет. Наоборот, если вес груза будет очень велик, произойдет излишнее измельчение материала, что при-

водит к нивелированию показателей сопротивляемости разрушению.

В настоящее время широко применяются методики, основанные на дроблении падающим грузом. Для испытаний кокса широкое распространение получила методика, разработанная К. И. Сысковым [53] и заключающаяся в следующем. Навеска кокса, величиной 20 г, состоящая из частиц крупностью 9—13 мм, засыпается в один слой на дно стального стакана 2 (рис. 121), установленного в основании 1 железной трубы 3. В верхней части трубы к стойкам 5 подвешивают груз 4 весом 1 кг. Расстояние от основания груза до дна стакана составляет 1 м. Груз сбрасывается на пробу кокса 15 раз. Суммарная работа при этом составляет 15 кгм. Для определения вновь образованной поверхности дроблёный кокс рассеивают на круглых ситах с отверстиями 9; 5; 2,5; 1 и 0,5 мм и каждую фракцию взвешивают. При подсчете поверхности форму частиц считают шарообразной.

Индекс прочности  $R'$  вычисляют как удельную работу, приходящуюся на единицу вновь образованной поверхности, согласно формуле

$$R' = \frac{15}{6 \left( \sum_{\text{ков}} \frac{G_i}{d_i} - \sum_{\text{нач}} \frac{G_0}{d_0} \right)}, \text{ кг} \cdot \text{м} / \text{дм}^2. \quad (166)$$

Выражение, стоящее в знаменателе в скобках, представляет разность значений конечной и начальной удельной поверхности. Здесь  $G_i$  — весовые (в кг) выхода фракций после дробления,  $d_i$  — их средние диаметры (в дм). Те же величины с индексом 0 — начальные значения параметров. Кажущийся удельный (объемный) вес принят равным единице.

Метод подсчета величины  $R'$  поясняет приводимый ниже пример. Средний диаметр зерен каждой фракции принят равным среднему арифметическому из значений диаметров, ограничивающих данную фракцию. Фракция меньше 0,5 мм при расчете индекса прочности не учитывается, так как поверхность частиц этой фракции очень велика по сравнению с суммарной поверхностью частиц других классов. Поэтому начальный вес принимают при расчете равным не 20 г, а уменьшают его на величину выхода фракции минус 0,5 мм. Расчетные данные примера приведены ниже.

Фракция, мм. . . . .	9—13	5—9	2,5—5	1—2,5	0,5—1,0	0,0—0,5
Средний диаметр, мм	11	7	3,75	1,75	0,75	—
Весовой выход фракции, % . . . . .	0,65	11,9	3,31	1,69	0,52	1,93

Индекс прочности

$$R' = \frac{15}{6 \left[ \left( \frac{0,065}{11} + \frac{1,19}{7} + \frac{0,331}{3,75} + \frac{0,169}{1,75} + \frac{0,052}{0,75} \right) - \left( \frac{2 - 0,193}{11} \right) \right]} = 9,5, \text{ кг} \cdot \text{м/дм}^3.$$

Сходная с описанной методика была применена ДонУГИ при испытаниях углей Донбасса [21]. В копер такого же типа, какой изображен на рис. 121, засыпали пробу угля объемом 25 см<sup>3</sup>, состоявшую из частиц крупностью 3—4 мм. Испытания велись так, чтобы затрачиваемая энергия составляла 3 кдж. После испытания измельченный уголь рассеивали на 5 фракций на ситах с диаметрами 3; 1; 0,5 и 0,25 мм и взвешивали полученные фракции. Величину суммарной поверхности подсчитывали по формуле

$$S = \frac{1740_1 + 300_2 + 800_3 + 1600_4 + 4800_5}{\tau_k}, \quad (167)$$

где  $S_{1,2,3,4,5}$  — весовые выхода каждой из пяти фракций;  $\tau_k$  — кажущийся удельный (объемный) вес угля.

Индекс сопротивляемости угля разрушению  $R'$  (при затраченной работе 3 кдж) подсчитывали по формуле

$$R' = \frac{300000}{S - \frac{428,5}{\tau_k}}, \quad \text{г/см}^3. \quad (168)$$

Второй член знаменателя — величина начальной поверхности навески из частиц крупностью 3—4 мм.

Л. И. Бароном, Р. В. Орловым и В. М. Курбатовым разработана и проверена лабораторная методика испытаний горных пород на дробимость [10], основанная на разрушении образцов однократным ударом падающего груза и последующем ситовом анализе полученных продуктов разрушения.



Испытания проводятся на обычном вертикальном копре с весом падающего груза 16 кг. Груз сбрасывается с высоты 0,5 м (энергия удара 8 кг.м). Ударяющая поверхность — плоская. Для пробы применяются образцы неправильной формы весом от 50 до 70 г. При этом наибольший и наименьший размеры для каждого образца должны отличаться не более чем в два раза. Ситовый анализ продуктов разрушения производится на ситах с диаметром отверстий 7 и 0,25 мм.

По результатам ситового анализа вычисляются два следующих показателя:

1) суммарный объемный выход  $V_{\max}$  (в  $\text{см}^3$ ) фракций, прошедших через сито с диаметром отверстий  $d_{\max} = 7 \text{ мм}$ ;

2) показатель

$$\text{tg } \alpha = \frac{\lg V_{\max} - \lg V_{\min}}{\lg d_{\max} - \lg d_{\min}},$$

где  $V_{\min}$  — объем фракций, прошедших через сито с диаметром отверстий  $d_{\min} = 0,25 \text{ мм}$ .

Графически второй показатель представляет собой тангенс угла наклона (угла  $\alpha$ ) кумулятивных кривых, построенных в логарифмических осях  $\lg \dot{V} - \lg d$ . Примеры таких кривых для некоторых пород и материалов приведены на рис. 122.

Величина  $V_{\max}$  оценивает общую сопротивляемость породы разрушению (отрыву) под воздействием ударной нагрузки. Величина  $\text{tg } \alpha$  характеризует качество дробления, поскольку этим показателем учитывается соотношение содержаний крупных и мелких фракций в полученном продукте. Чем больше  $\text{tg } \alpha$ , тем более вяз-

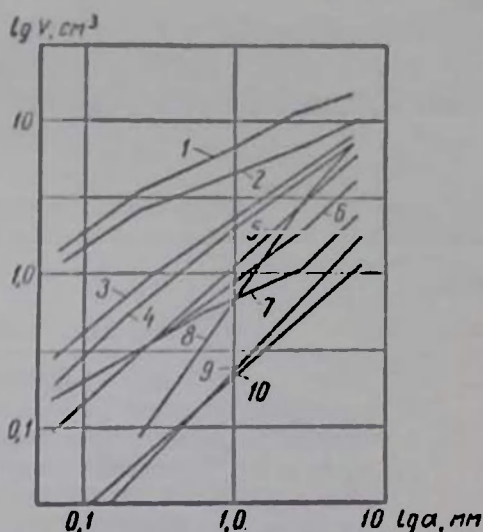


Рис. 122. Кумулятивные кривые гранулометрического состава при испытаниях на дробимость:

1 — канифоль; 2 — маритовая руда; 3 — рудный кварц; 4 — гранит капустянский; 5 — известняк щуровский; 6 — кварц с пиритом; 7 — железистый кварцит; 8 — битум; 9 — плотный порфирит; 10 — скарн тыршаузский

ка и труднее дробится порода, наоборот, чем меньше  $lga$ , тем порода более хрупка. По данным 140 испытаний на образцах 25 разных пород коэффициент вариации показателя  $V_{max}$  составил 23%, а показателя  $lga$  — 21%.

По результатам испытаний по данной методике более 100 различных пород и материалов предложены две классификации — по  $V_{max}$  (табл. 17) и по  $lga$  (табл. 18).

Таблица 17  
Классификация пород по  $V_{max}$

Класс	Характеристика	Породы	$V_{max}$ , см <sup>2</sup>		
I	В высшей степени трудно разрушаемые породы ( $V_{max} < 1,8$ )	Мелкозернистый пироксеновый скарн	0,8		
		Скарн Тырны-Аузский . . . . .	1,2		
		Кварцевый диорит, среднекристаллический	1,3		
		Диорит мелкозернистый с жилами среднезернистого диорита	1,34		
		Мелкозернистый лампрофир	1,5		
		Порфирит диоритовый	1,6		
		Плотный порфирит	1,8		
		II	Весьма трудно разрушаемые породы ( $1,8 < V_{max} < 2,7$ )	Серый песчаник с густой акрапленностью бурита и халькозина . . .	1,9
				Мелкозернистый пироксеновогранитовый скарн	1,9
				Крупнозернистый песчаник с акраплением халькозина . . . . .	2,0
Аагито-плагиоклазовые порфириты, хлоритизированные	2,0				
Кварцитовидный песчано-глинистый сланец	2,1				
Сульфидно-карбонатная порода . . .	2,2				
Пироксено-плагиоклазовый порфиритид	2,2				
Руда магнетитовая	2,2				
Туфогенный песчаник среднезернистый	2,2				
Джеспилит полосчатый	2,3				
Железистый кварцит	2,5				
Мелкозернистый частично скарнированный лампрофир . . . . .	2,5				
Кварцевый диорит тонокристаллический	2,5				
Лампрофир	2,7				
Мелкозернистый пироксеновый скарн с сульфидами	2,7				

Класс	Характеристика	Породы	$V_{\max}$ , см <sup>3</sup>
III	Трудно-разрушаемые породы ( $2,7 < V_{\max} < 4,0$ )	Пироксено-плагноклазовый частично хлоритизированный порфирит . . .	2,7
		Лабрадоровый порфирит . . . . .	2,7
		Диабазовый порфирит . . . . .	2,7
		Биотитовый гранодиорит . . . . .	2,8
		Гяленит и сфалерит в хлоритовом скарне . . . . .	2,8
		Габбро . . . . .	2,9
		Известняк мелкотрещиноватый с тонкими прослойками кальцита . . .	2,9
		Среднезернистый скарированный гранит . . . . .	2,9
		Мелкозернистый биотитовый гранит	2,9
		Среднезернистый лейкократовый гранит . . . . .	2,9
		Пироксеновый скарн . . . . .	2,9
		Тонкозернистый зеленовато-серый песчаник с включениями борнита .	2,9
		Песчано-глинистый сланец слоистой текстуры . . . . .	2,9
		Кварцит тырнаузский . . . . .	3,0
		Кварцевый турмалин . . . . .	3,0
		Аркозовый песчаник . . . . .	3,0
		Мелкозернистый песчаник с включением галенита . . . . .	3,0
		Кварцево-графито-сланцевый сланец	3,1
		Диорит среднезернистый . . . . .	3,1
		Крупнокристаллический пироксеновый скарн с кварцем . . . . .	3,1
		Роговик . . . . .	3,2
		Вторичный кварцит, мелкозернистый, трещины заполнены кварцем . . .	3,3
		Мрамор серый . . . . .	3,3
		Окварцованный песчаник с включениями киновари, стибнита, пирита	3,3
		Песчаник . . . . .	3,3
		Туф рассланцованный, слабо окварцованный . . . . .	3,3
		Оливиново-биотитовый габро-диабаз	3,4
		Гранодиорит . . . . .	3,4
		Песчаник среднезернистый . . . . .	3,4
		Красный алевролит . . . . .	3,4
		Гнезда галенита в аркозовом песчанике . . . . .	3,5
		Лиственит рассланцованный . . .	3,7
Сульфидный пироксеновый скарн .	3,7		

Класс	Характеристика	Породы	$V_{\max}$ см <sup>3</sup>
IV	Породы средней разрушаемости (4,0 < $V_{\max}$ < 6,0)	Серый песчаник с вкраплениями борнита . . . . .	3,8
		Рудный кварц . . . . .	3,8
		Перидотит . . . . .	3,8
		Жильный грейзен с вкраплением молибденита . . . . .	3,9
		Колчеданная руда, содержащая халькопирит, пирит, сфалерит, галенит . . . . .	3,9
		Диорит измененный . . . . .	4,0
		Пироксеново-гранатовый скарн . . . . .	4,0
		Гранит крупнозернистый измененный . . . . .	4,1
		Массивно окварцованный конгломерат . . . . .	4,1
		Диорит роговообманковый . . . . .	4,2
		Песчаник пористый . . . . .	4,2
		Среднезернистый двуслюжистый гранит . . . . .	4,3
		Сerpентинит . . . . .	4,4
		Гранит серый . . . . .	4,4
		Сyenито-диорит . . . . .	4,4
		Плотный кварц с пиритом . . . . .	4,4
		Гранит крупнозернистый . . . . .	4,6
		Гранит . . . . .	4,6
		Брекчированный кварц . . . . .	4,6
		Промышленная руда с высоким содержанием меди — вторичные кварциты на мест. свенятов . . . . .	4,6
		Известняк шуровский . . . . .	4,8
		Известново-аркозовый конгломерат . . . . .	4,8
		Мраморизованный известняк . . . . .	4,9
		Гранит . . . . .	5,1
		Мрамор из Коелга . . . . .	5,1
		Кварц, минерализованный сульфидами . . . . .	5,2
		Алевролит . . . . .	5,5
		Вторичные кварциты, трещиноватые, тонкозернистые . . . . .	5,5
		Известняк . . . . .	5,6
		Хальцедоновый кварц . . . . .	5,6
		Оливиновый пироксенит . . . . .	5,8
		Среднекристаллический мраморизованный известняк . . . . .	6,0
		Полиметаллическая руда с содержанием галенита, сфалерита, пирита . . . . .	6,0
Гнезда галенита и сфалерита в пироксено-гранатовом скарне . . . . .	6,0		

Класс	Характеристика	Породы	$V_{\max}$ , см <sup>3</sup>
V	Легкоразрушаемые породы ( $6,0 < V_{\max} < 9,0$ )	Красный песчаник . . . . .	6,1
		Апатит . . . . .	6,1
		Оксисленый пироксеново-гранатовый среднезернистый скарн . . . . .	6,4
		Финский гранит . . . . .	6,5
		Серпентинит с асбестом . . . . .	6,5
		Гранодиорит . . . . .	7,0
		Пирротин . . . . .	7,1
		Волластонит . . . . .	7,5
		Гранит капустацкий . . . . .	8,0
		Барит кристаллический . . . . .	8,0
		Мрамор белый . . . . .	8,5
		Среднекристаллический белый мраморизованный известняк . . . . .	8,7
		Сиенит среднезернистый, трещиноватый . . . . .	8,8
		VI	Очень легко разрушаемые породы ( $V_{\max} > 9,0$ )
Каолинизированный гранодиорит . . . . .	9,5		
Молибденовая руда . . . . .	9,5		
Конгломерат . . . . .	10,1		
Руда маритовая . . . . .	10,3		
Мелкокристаллический доломитизированный известняк . . . . .	11,4		
Промышленная руда с низким содержанием меди — сиениты трещиноватые . . . . .	11,7		
Гранодиорит — порфир трещиноватый, слабо окварцованный, каолинизированный . . . . .	12,3		

Таблица 18

Классификация пород по  $lg \alpha$ 

Класс	Характеристика	Породы и материалы	$lg \alpha$
I	Весьма трудно дробимые породы ( $lg \alpha \geq 0,91$ )	Битум . . . . .	1,54
		Песчано-глинистые сланцы слоистой текстуры . . . . .	1,05
		Гнезда галенита и сфалерита в пироксено-гранатовом скарне . . . . .	1,03
		Плотный порфирит . . . . .	1,02
		Роговик . . . . .	0,99
		Диабазовый порфирит . . . . .	0,99
		Халцедоновидный кварц . . . . .	0,97
		Сиенито-диорит . . . . .	0,94
Известняк . . . . .	0,93		

Класс	Характеристика	Породы и материалы	lg $\alpha$
II	Трудно-дробимые породы ( $0,9 > \lg \alpha > 0,7$ )	Красный алевролит . . . . .	0,92
		Тонкозернистый зеленовато-серый песчаник с вкраплением борнита	0,92
		Мелкозернистый песчаник с вкраплением галенита	0,92
		Лабрадорский порфирит . . . . .	0,91
		Кварцит . . . . .	0,90
		Туфогенные песчаники среднезернистые	0,90
		Мелкотрещиноватый известняк с тонкими прослойками кальцита . . . . .	0,90
		Известково-аркозовый конгломерат . . . . .	0,87
		Авгито-плагноклазовый порфирит хлоритизированный . . . . .	0,88
		Базальт литой . . . . .	0,87
		Оливиновый пироксенит . . . . .	0,86
		Серпентинит с асбестом . . . . .	0,86
		Рассланцованный слабо окварцованный туф . . . . .	0,85
		Мелкозернистый пироксеново-гранатовый скарн . . . . .	0,83
		Волластонит . . . . .	0,83
		Среднезернистый трещиноватый скарн . . . . .	0,83
		Пироксено-плагноклазовый порфиритовый . . . . .	0,83
		Аркозовый песчаник . . . . .	0,83
		Руда с включением молибденита . . . . .	0,81
		Порфирит дюритовый . . . . .	0,82
		Кварцевый дюрит тонкокристаллический . . . . .	0,82
		Рассланцованный ливинит . . . . .	0,82
		Серый песчаник с вкраплением борнита . . . . .	0,81
		Руда магнетитовая . . . . .	0,80
		Мелкозернистый лампрофир . . . . .	0,80
		Крупнокристаллический пироксеновый скарн с кварцем . . . . .	0,80
		Перидотит . . . . .	0,80
		Кальцинированный гранодюрит . . . . .	0,79
		Конгломерат . . . . .	0,79
		Сульфидно-карбонатная порода	0,77
		Крупнозернистый песчаник с вкраплением халькозина . . . . .	0,76
		Среднезернистый песчаник . . . . .	0,76
Промышленная руда с низким содержанием меди — скарны трещиноватые окварцованные . . . . .	0,76		

Класс	Характеристика	Породы и материалы	lg $\alpha$
III	Породы средней дробности (0,7 > lg $\alpha$ > 0,5)	Кварц беловато-серого цвета, минерализованный сульфидами с включением боковых пород . . . . .	0,75
		Кварцитовидный песчано-глинистый сланец . . . . .	0,75
		Массивно окварцованный конгломерат	0,75
		Галенит и сфалерит в хлоритовом скарне . . . . .	0,75
		Мелкозернистый диорит с жилами среднезернистого диорита . . . . .	0,74
		Мелкозернистый частично скарнированный лампрофир . . . . .	0,74
		Пироксеново-гранатовый скарни . . . . .	0,74
		Гнезда галенита и сфалерита в пироксеново-гранатовом скарне . . . . .	0,74
		Среднезернистый скарнированный гранит . . . . .	0,74
		Плотный кварц с пиритом . . . . .	0,73
		Гранит . . . . .	0,73
		Лампрофир . . . . .	0,73
		Мелкозернистый пироксеновый скарни	0,73
		Гранодиорит . . . . .	0,73
		Серпентинит . . . . .	0,73
		Среднезернистый окисленный пироксеново-гранатовый скарни . . . . .	0,73
		Гранит финский . . . . .	0,72
		Мелкозернистый пироксеновый скарни с сульфидами . . . . .	0,72
		Гранодиорит . . . . .	0,71
		Кварцевый диорит среднекристаллический . . . . .	0,71
		Крупнозернистый гранит . . . . .	0,70
		Диорит измененный . . . . .	0,70
		Кварцево-графито-слюдистый сланец	0,70
		Известняк . . . . .	0,69
		Пироксеновый скарни . . . . .	0,69
		Среднезернистый диорит . . . . .	0,69
		Серый гранит . . . . .	0,68
		Серый песчаник с густой вкрапленностью борнита и халькозина . . . . .	0,68
		Рудный кварц, разрушенный . . . . .	0,67
		Мрамор белый . . . . .	0,67
		Джеспилит полосчатый . . . . .	0,67
		Мелкозернистый доломитизированный известняк . . . . .	0,67
Среднекристаллический белый мраморизованный известняк . . . . .	0,67		

Класс	Характеристика	Породы и материалы	lg $\alpha$
III	Породы средней дробности (0,7 > lg $\alpha$ > 0,9)	<p>Крупозернистый гранит, измененный . . . . . 0,66</p> <p>Гранит . . . . . 0,66</p> <p>Брекчированный кварц . . . . . 0,66</p> <p>Гранит . . . . . 0,66</p> <p>Алевролит . . . . . 0,65</p> <p>Пирротин . . . . . 0,65</p> <p>Мелкозернистый биотитовый гранит . . . . . 0,65</p> <p>Окварцованный песчаник с вкрапленностью кварца, стибита, пирита . . . . . 0,65</p> <p>Грейзен кварцевый . . . . . 0,63</p> <p>Кварцевый турмалин . . . . . 0,63</p> <p>Колчеданная руда, содержащая халькопирит, пирит, сфалерит, галенит . . . . . 0,63</p> <p>Среднезернистый диуслюдитовый гранит . . . . . 0,63</p> <p>Гранодиорит — ворфир трещиноватый слабо окварцованный, каолинизированный . . . . . 0,62</p> <p>Сульфидный пироксеновый скарн . . . . . 0,61</p> <p>Цемент (марки 200) . . . . . 0,60</p> <p>Роговообманковый диорит . . . . . 0,60</p> <p>Биотитовый гранодиорит . . . . . 0,60</p> <p>Железистый кварцит . . . . . 0,60</p> <p>Кристаллический барит . . . . . 0,60</p> <p>Габбро . . . . . 0,59</p> <p>Мраморизованный известняк . . . . . 0,59</p> <p>Полиметаллическая руда с содержанием галенита, сфалерита, пирита . . . . . 0,59</p> <p>Пористый песчаник . . . . . 0,58</p> <p>Среднезернистый лейкократовый гранит . . . . . 0,58</p> <p>Песчаник . . . . . 0,58</p> <p>Гранодиорит . . . . . 0,58</p> <p>Вторичный кварцит трещиноватый, тонкозернистый . . . . . 0,58</p> <p>Рудный кварц . . . . . 0,57</p> <p>Гнезда галенита в карбонатном песчанике . . . . . 0,56</p> <p>Кирпич . . . . . 0,55</p> <p>Скарн . . . . . 0,54</p> <p>Жильный грейзен с вкраплением молибденита . . . . . 0,54</p> <p>Промышленная руда с высоким содержанием меди, вторичные кварциты на месте сиенита . . . . . 0,53</p> <p>Апатит . . . . . 0,50</p>	



Класс	Характеристика	Породы и материалы	$lg \alpha$
IV	Легко дробимые породы ( $lg \alpha < 0,5$ )	Вторичный кварцит, трещиноватый, тонкозернистый . . . . . Мрамор из Коелга . . . . . Серый мрамор . . . . . Канифоль . . . . . Среднекристаллический мраморизованный известняк . . . . . Маритовая руда . . . . .	0,49 0,49 0,47 0,45 0,39 0,38

Как это видно из приведенных данных, последовательности расположения пород по обоим показателям существенно различаются.

М. М. Протодьякоповым (младшим) в ИГД им. А. А. Скочинского был разработан вариант метода падающего груза, предназначенный для быстрого определения крепости углей в шахтных условиях [44, 46].

Этот вариант получил название метода толчения.

В основном он сводится к следующему:

а) в упрощенном копре подвергаются толчению падающим грузом навески угля, отобранные на глаз;

б) просеиваются на одном сите одновременно несколько навесок;

в) по насыпному объему пыли крупностью менее 0,5 мм, образующейся в процессе толчения, характеризуют крепость угля.

Порядок испытаний методом толчения следующий. По всей длине лавы у подошвы, кровли и посередине мощности пласта отбирают по 10 кусков угля величиной с кулак. При наличии мощных породных или резко выраженных колчеданных прослоек из них дополнительно отбирают тоже по 10 образцов. Каждая проба маркируется. При этом фиксируются: шахта, лава, пласт, пачка и дата взятия пробы.

Куски угля разбивают молотком, а из получившейся мелочи на глаз из кусочков размером не менее 10 мм в поперечнике набираются пять порций угля общим весом в 40—80 г каждая.

Порцию засыпают в загрузочный стакан / прибора (рис. 123) и толкут ее путем пятикратного сбрасывания

на нее груза (гири) 3 весом 2,4 кг с постоянной высоты 0,6 м. Затрачиваемая при этом работа равна 7,2 кГм.

Все пять порций толченого угля сыпают на одно проволочное сито с отверстиями 0,5 мм и просеивают.

Всю пыль, прошедшую через сито, собирают совком и высыплют в трубку 1 объемочера (рис. 124). В процессе высыпания трубку слегка постукивают для уплотнения пыли. Затем в трубку вставляют до упора в уголь поршеньек 2 и по имею-

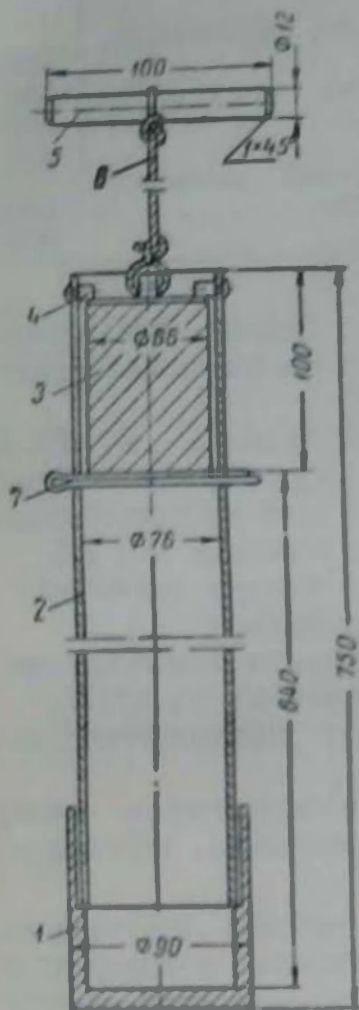


Рис. 123. Прибор для испытаний методом толчения:

1 — загрузочный стакан, 2 — направляющая труба, 3 — груз (гири), 4 — упор, 5 — ручка, 6 — трюстик, 7 — удер- живающий шпатель

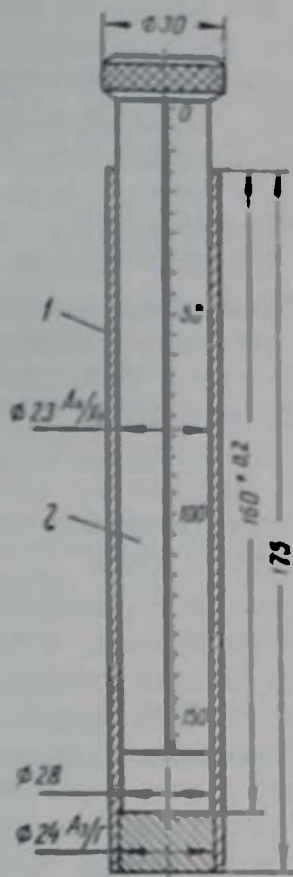


Рис. 124. Объемочер

щейся на нем шкале отсчитывают на уровне обреза трубки высоту столбика пыли.

При испытании очень мягкого угля вся пыль от пяти

навесок может не поместиться в объемомере. В этом случае следует уменьшить число ударов гири до трех.

Количество пыли, образовавшейся при толчении, не должно превышать 13—17% от веса первоначальной навески угля, так как в противном случае нарушается прямая пропорциональность между затраченной работой на измельчение и выходом мелкой фракции. По данным В. Ш. Замтарадзе [24] предельная высота насыпного столбика пыли в объемомере для углей различных сортов должна быть следующая.

Сорта углей	Предельная высота насыпного столбика пыли, мм
<b>Очень мягкие и мягкие угли</b>	
Коксовые	
Паровично-спекляющиеся	100÷120
Паровично-жирные	
<b>Угли средней крепости</b>	
Полуэтрациты	
Длиннопламенные	75÷100
Тошние	
<b>Крепкие угли</b>	
Антрациты	
Кизеловские	50÷90

Для вычисления коэффициента крепости  $f$  по шкале проф. М. М. Протождяконова следует произвести подсчет с точностью до 0,1 по формуле

$$f = \frac{20n}{h}, \quad (169)$$

где  $n$  — число ударов гири (т. е. 5 или 3);

$h$  — высота столбика пыли в объемомере, мм.

Все данные замеров записываются в журнал наблюдений, где на каждую лаву отводится отдельная страница, например:

Шахта № 21 Пласт — Стекланный  
Лавы 2-я западная

Пачка								
Нижняя			Средняя			Верхняя		
N	h	f	N	h	f	N	h	f
1	48	2,2	1	60	1,7	1	47	2,2
2	49	2,1	2	47	2,2	2	46	2,2
3	60	1,7	3	45	2,3	3	45	2,3
4	51	2,0	4	58	1,9	4	48	2,1
5	46	2,0	5	46	2,2	5	46	2,3
6	50	2,1	6	58	1,8	6	50	2,1
7	51	2,0	7	45	2,3	7	45	2,3
8	60	1,7	8	45	2,3	8	44	2,3
9	49	2,1	9	55	1,9	9	49	2,1
10	44	2,3	10	48	2,1	10	46	2,2
Среднее		2,0	Среднее		2,1	Среднее		3,2

Из десяти значений  $f$  по каждой пачке пласта вычисляют среднее арифметическое. При длительных наблюдениях ежемесячно составляют сводную табличку средних значений коэффициентов крепости  $f$  по следующей форме.

Сведения о коэффициенте крепости углей по шахте  
за « \_\_\_\_\_ » 19 \_\_\_\_ г.

Пласт	Лавы	Значение коэффициента крепости $f$		
		Нижняя пачка	Средняя пачка	Верхняя пачка

За последние годы исследователями были предприняты попытки применения метода толчения для оценки крепости пород. В настоящее время ведутся сравнительные исследования различных методик испытаний пород на сопротивляемость разрушению динамическими нагрузками (дроблением однократным ударом на вертикальном копре, толчением, измельчением в шаровой

мельнице). Результаты испытаний позволят установить, какой из названных методов наиболее подходит для оценки сопротивляемости горных пород ударному разрушению средствами современной технологии.

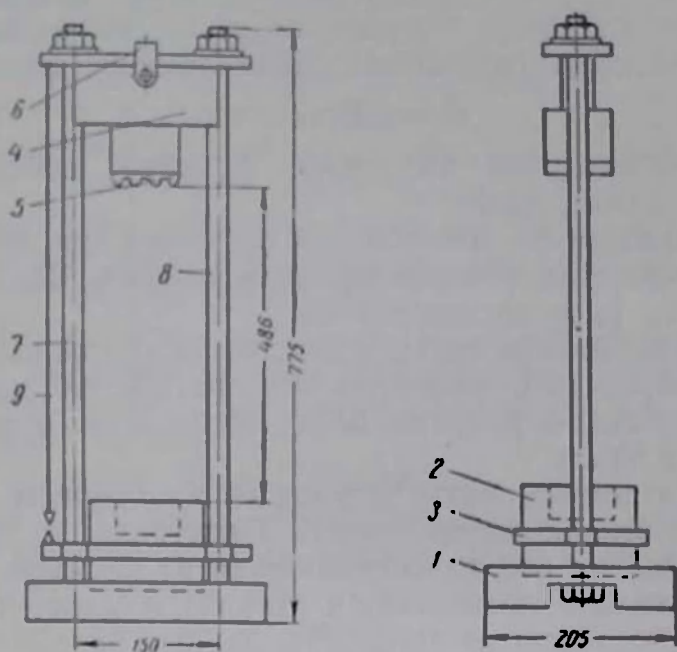


Рис. 125. Копер марки ПМ для испытаний:  
 1 — опорная плита; 2 — стальная ступка емкостью 500 см<sup>3</sup>; 3 — кольцо; 4 — боек весом 5 кг; 5 — пластина с зубьями; 6 — захват; 7, 8 — стойки копра; 9 — отвес

Определение сопротивляемости дроблению падающим грузом предусмотрено ГОСТ 8269—56 для щебня из естественного камня и гравия. Испытания проводятся на копере марки ПМ (рис. 125). В комплект аппаратуры помимо копра входят: весы торговые, мерный сосуд емкостью 1 л, сита с отверстиями размером 3,5, 10, 15, 20 и 25 мм, а также с сетками № 05 и № 1.

Для испытания используют щебень (гравий) в воздушно-сухом состоянии, имеющий такую крупность, которая обеспечивает получение при рассеиве пробы фракций 5—10, 10—15, 15—20 и 20—25 мм. Щебень крупных фракций предварительно дробят. Вес пробы щебня около 6 кг.

Вначале пробу просеивают сквозь сита с отверстиями размером 25, 20, 15, 10 и 5 мм. От каждой фракции

20—25, 15—20, 10—15 и 5—10 мм берут навески по 1000 г и тщательно их смешивают, после чего определяют насыпной вес полученной смеси фракций в сосуде емкостью 1 л.

После определения насыпного веса от каждой исходной фракции щебня (гравия) берут по три навески, величину которых (в граммах) вычисляют по формуле

$$G = 125\gamma_n, \quad (170)$$

где  $\gamma_n$  — насыпной вес смеси фракций щебня (гравия), г/см<sup>3</sup>.

Из отобранных навесок готовят три смеси, состоящие из всех четырех фракций каждая. Вес каждой смеси  $G_{см}$  (в г) составляет 4G.

Для испытания смесь помещают в стальную ступку копра марки ПМ, имеющую емкость 500 см<sup>3</sup> и подвергают дроблению ударами бойка весом 5 кг, падающего с высоты 50 см.

Копер должен быть установлен на прочном фундаменте вертикально по отвесу. Пластика с зубьями, имеющаяся на бойке, изготавливается из прочной углеродистой стали и подвергается закалке в масле с последующим отпуском на твердость, равную 56—58 по Роквеллу. Износ зубьев бойка по высоте не должен превышать 1 мм.

После каждого удара ступку поворачивают при помощи рукоятки на 45° и устанавливают по направлению риска, сделанных на кольце. После 40 ударов бойка все содержимое ступки просеивают сквозь сито с отверстиями размером 5 и 3 мм и с сетками № 1 и № 05.

Показатель сопротивляемости щебня (гравия) дроблению вычисляют по формуле

$$R' = \frac{37}{4-U}, \quad (171)$$

где  $U$  — показатель крупности смеси после испытания,

$$U = \frac{B_1 + B_2 + B_3 + B_4}{G_{см}}, \quad (172)$$

где

$B_1, B_2, B_3, B_4$  — полные остатки на ситах с отверстиями размером 5 и 3 мм и с сетками № 1 и № 05, г;

$G_{см}$  — первоначальный вес смеси, г.

Итоговый показатель вычисляют как среднее арифметическое результатов испытаний трех смесей.

Разность между суммой весов всех остатков на ситах и на поддоне и весом первоначальной смеси (т. е. весовая потеря) не должна превышать 1%.

**Методы раздавливания в замкнутом объеме.** Сущность этих методов состоит в том, что материал, помещенный в замкнутый объем, раздавливается при постоянном удельном давлении. Работа разрушения обычно не подсчитывается — величина удельного давления принимается такая, которая обеспечивает получение продуктов разрушения примерно такой крупности, какая характерна для данного материала при разрушении его в процессе работы машин.

Наиболее исследованным из подобных способов испытаний является метод, предложенный в ВУГИ [35] для оценки крепости углей применительно к работе угледобывающих машин.

Особенностью метода является то, что оценка поверхности дробленого материала производится не по данным полного ситового анализа, а по выходу наиболее мелкой фракции. Таков подход был впервые обоснован Б. М. Лейбовым путем анализа состава угольного штыба, образующегося при работе угледобывающих машин. Было установлено, что более 60% вновь образующейся поверхности всегда бывает сосредоточено в наиболее мелкой (менее 0,22 мм) пылевой фракции угольного штыба. Было такое показано, что удельные энергозатраты при резании угледобывающими машинами практически пропорциональны выходу пылевой фракции.

Для проведения испытаний по рассматриваемой методике ВУГИ необходима следующая аппаратура и инвентарь:

- 1) пресс для статических испытаний материалов, позволяющий развивать усилия до 1000 кг;
- 2) стальной цилиндр с пуансоном;
- 3) технические весы;
- 4) разновесы;
- 5) сита с отверстиями 5,7 и 0,22 мм.

Для получения характеристики лавы по крепости угля отбор проб должен производиться через 10—15 м по длине лавы. В намеченных точках пробы отбирают по пачкам с интервалами 250—300 мм, а в случае необ-

ходимости — в зоне работы исполнительных органов комбайна или врубовой машины. Каждую пробу испытывают раздельно для получения значений крепости вдоль длины лавы и по мощности пласта.

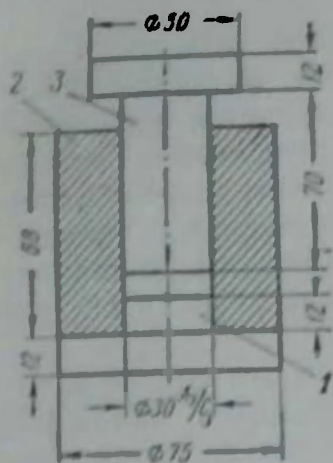


Рис. 126. Цилиндр с пуансоном для раздавливания навески угля.

1 — цилиндр; 2 — пуансон

Из отобранных проб заготавливают навески для испытаний. С этой целью пробы просеивают через сита, имеющие круглые отверстия диаметром 7 и 5 мм. Отбирают для испытания уголь, остающийся на сите 5 мм, т. е. имеющий крупность — 7 + 5 мм.

На технических весах отвешивают пять порций угля, имеющих каждая объем 7 см<sup>3</sup> и вес  $G = 7\tau_k$ , где  $\tau_k$  — кажущийся удельный (объемный) вес. Каждую из подготовленных порций (навесок) последовательно испытывают путем сжатия пуансоном в цилиндре (рис. 126). Давление на пуансон осуществляется пресом для статических испытаний

материалов. Конечное усилие должно быть равно  $640 \pm \pm 10 \text{ кг}$ .

Раздавленные навески просеивают совместно через плетеное сито с квадратными отверстиями размером 0,22 мм в свету. Весь просеянный материал крупностью менее 0,22 мм взвешивают на технических весах. Величину индекса крепости вычисляют следующим образом.

Определяют среднее удельное давление  $P_0$  в повторных опытах согласно формуле

$$P_0 = \frac{P_1 + P_2 + P_3 + \dots + P_n}{n}, \text{ кг/см}^2, \quad (173)$$

где  $P_1, P_2, P_3, \dots, P_n$  — усилия в отдельных опытах;  
 $n$  — число испытанных навесок.

Цифра 7 соответствует площади пуансона в квадратных сантиметрах. Величина  $P_0$  при соблюдении указанных параметров и колебаний конечного усилия может быть принята равной 92 кг/см<sup>2</sup>.



Далее подсчитывают процентный выход тонких фракций по формуле

$$\Phi_0 = \frac{\Phi_{100}}{nG}, \quad \% \quad (174)$$

где  $\Phi$  — вес тонких фракций, отсеянных при испытании всех навесок, г;

$G$  — вес одной навески, г;

$n$  — число испытанных навесок (в частном случае  $n = 5$ ).

Индекс крепости угля  $R$  определяется по формуле

$$R = \frac{P_0}{\Phi_0}, \quad \text{кг/см}^2. \quad (175)$$

Для углей основных месторождений СССР значения  $R$  находятся в пределах 6—30 кг/см<sup>2</sup>.

Метод раздавливания в замкнутом объеме применяется также за рубежом. Так, в Англии разработан следующий способ испытаний. В пустотелый стальной толстостенный цилиндр диаметром 50,8 мм на один конец которого навинчена крышка, засыпают пробу угля весом 200 г. Проба состоит из частиц крупностью от 3,2 до 9,5 мм. Уголь разравнивают и в цилиндр вводят поршень диаметром 49,2 мм. Затем в течение 10 мин на поршень производят давление силой в 2 т, после чего материал пробы просеивают, взвешивают и определяют процентное содержание фракций крупнее 3,2 мм. Такой подход к определению крепости нельзя признать правильным, так как выход крупных фракций не может характеризовать поверхности дробленого материала, а соответственно и удельной затраты энергии на разрушение данного материала.

#### XXIV. КОЭФФИЦИЕНТ КРЕПОСТИ ПО ШКАЛЕ ПРОФ. М. М. ПРОТОДЬЯКОНОВА

Коэффициент крепости  $f$  по шкале проф. М. М. Протодьяконова (старшего) представляет относительный показатель, приближенно характеризующий относительную сопротивляемость различных горных пород разрушению при добычании, т. е. их *добываемость*. Эта шкала явилась первой научно обоснованной классификацией горных пород по крепости (добываемости). Она прочно вошла в отечественную практику горного дела и широко применяется в настоящее время не только в СССР, но и в ряде зарубежных стран.

По шкале проф. М. М. Протодьяконова (табл. 19) все горные породы разделены по крепости на 10 категорий.

Таблица 19

Шкала крепости горных пород М. М. Протодактинова

Категория	Степень крепости	Породы	Коэффициент крепости
I	В высшей степени крепкие породы	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительными по крепости другие породы	20
II	Очень крепкие породы	Очень крепкие гранитовые породы. Кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец, менее крепкие, нежели указанные выше, кварциты. Самые крепкие песчаники и известняки	15
III	Крепкие породы	Гранит (плотный) и гранитовые породы. Очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды	10
IIIa	То же	Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники. Крепкий мрамор, доломит. Колчезаны	8
IV	Довольно крепкие породы	Обыкновенный песчаник. Железные руды	6
IVa	То же	Песчаные сланцы. Сланцеватые песчаники	5
V	Средние породы	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4
Va	То же	Разнообразные сланцы (некрепкие). Плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие породы	Мягкий сланец, очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс. Мерзлый грунт, антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, цементированная галька и хряц, каменистый грунт	2
VI	То же	Щебенчатый грунт. Разрушенный сланец, слежавшаяся галька и щебень, крепкий каменистый уголь, отвердевшая глина	1.5
VII	Мягкие породы	Глина (плотная). Мягкий каменистый уголь, крепкий нанос — глинистый грунт	1.0
VIIa	То же	Легкая песчаная глина, гравий	0.8

Категория	Степень крепости	Породы	К коэффициент крепости $f$
VIII	Землистые породы	Растительная земля. Торф. Легкий суглинок, сырой песок	0,6
IX	Сыпучие породы	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытый уголь	0,5
X	Плывучие породы	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лёсс и другие разжиженные грунты	0,3

Крепость оценивается коэффициентом крепости  $f$ . Максимальное значение этого коэффициента (для наиболее крепких пород) равно 20. Коэффициент крепости той или иной породы приблизительно (в среднем) характеризует относительную крепость данной породы «во всех разнообразных отношениях, имеющих значение в горном деле» [43], т. е. в отношении сопротивляемости бурению, взрыванию, резанию (зарубке) и т. д. Вместе с тем М. М. Протодьяконов подчеркивал, что приведенные в шкале крепости пород значения  $f$  «относятся к целой группе пород, но не к отдельным их разновидностям, почему к определению в отдельных случаях следует относиться с весьма большой осторожностью, и величина эта может быть неодинакова в различных отношениях». Поясняя свою мысль, М. М. Протодьяконов приводил пример: для гранитов, которые согласно шкале имеют  $f = 10$ , при наличии интенсивно развитых отдельностей рекомендуется принимать  $f = 8$  или даже  $f = 6$ , хотя на скорости бурения наличие отдельностей может совершенно не сказываться.

Величину коэффициентов крепости можно определять различными способами: по сопротивляемости горной породы элементарной деформации, например одноосному сжатию, по величине работы, затрачиваемой на дробление, по сопротивляемости бурению (или по скорости бурения), по расходу зубков на зарубку, по расходу взрывчатого вещества на отбойку и т. д. Если разница между значениями  $f$ , определенными разными способами, невелика, то следует просто брать арифметическое

среднее, а если значительна, то считать  $f$  неодинаковым в разных отношениях и для каждого случая брать особую величину.

Определение величины коэффициента крепости путем специальных испытаний горных пород или на основе производственных данных, характеризующих сопротивляемость горной породы разрушению при различных горнотехнологических процессах, базируется на наличии корреляционных связей между значениями коэффициента крепости  $f$ , с одной стороны, и результатами испытаний или показателями производственных процессов — с другой. Формулы, выражающие эти связи, в подавляющем большинстве случаев относятся к одному из следующих трех типов зависимостей [45]:

$$f \approx K_1 A_{\text{разр}}; \quad (176)$$

$$f \approx \frac{K_2}{P_{\text{разр}}}; \quad (177)$$

$$f \approx K_3 \sqrt{Z}. \quad (178)$$

где  $A_{\text{разр}}$  — удельная работа разрушения;

$P_{\text{разр}}$  — производительность средств разрушения;

$Z$  — удельный расход инструментов при разрушении;

$K_1, K_2, K_3$  — коэффициенты пропорциональности.

Применение указанных зависимостей к частным процессам сводится к нахождению численных коэффициентов пропорциональности между производственными показателями и величиной коэффициента крепости.

Совещание по методам оценки сопротивляемости углей и пород разрушению механическими способами, состоявшееся 28—30 ноября 1960 г. [50], приняло решение считать испытания образцов горных пород на раздавливание основным способом установления общих коэффициентов крепости. Эта рекомендация относится к испытаниям образцов как правильной, так и неправильной форм. В материалах, представленных совещанию, было показано, что в ряде исследований наилучшая корреляция с производственными данными была получена при использовании коэффициента крепости, осредненного по результатам испытаний образцов правильной и неправильной форм.

При сопоставлении своей шкалы проф. М. М. Прото-

дьяконов принял за единицу коэффициента крепости временное сопротивление одноосному сжатию (раздавливанию) образцов правильной формы, равное  $100 \text{ кг/см}^2$ . В соответствии с этим подсчет величины коэффициента крепости  $f$  по результатам испытания на сжатие производится по формуле

$$f = \frac{R_{сж}}{100}, \quad (179)$$

где  $R_{сж}$  — временное сопротивление одноосному сжатию (раздавливанию) образца правильной формы,  $\text{кг/см}^2$ .

Материалы, накопленные за последние десятилетия, показали, что некоторые разновидности скальных пород обладают временным сопротивлением раздавливанию, значительно превышающим  $2000 \text{ кг/см}^2$ . Согласно формуле (179) для таких пород следовало бы принимать  $f$  равным 25 или 30, однако при технических расчетах вполне удовлетворительные результаты обычно получаются в случае принятия коэффициента крепости этих пород равным только 20 — максимального значения, имеющегося в шкале проф. М. М. Протодьяконова. Многолетний опыт показал, что для подавляющего большинства расчетных формул по вопросам горной технологии, в которые входит величина  $f$ , двадцатибалльная шкала вполне достаточна, так как даже самые крепчайшие породы удовлетворительно характеризуются коэффициентом крепости  $f = 20$ . С другой стороны, выяснилось [2], что относительно слабые породы, для которых минимальное значение  $f$  при технических расчетах целесообразно (согласно многолетнему опыту) принимать равным 3—5, при испытаниях на раздавливание обнаруживают временное сопротивление всего  $100\text{—}200 \text{ кг/см}^2$  (т. е.  $f = 1\text{—}2$ ) и даже меньше. Основываясь на результатах испытаний многочисленных образцов кернов диаметром  $22\text{—}32 \text{ мм}$  и сопротивления этих результатов с производственными показателями по тем же породам проф. Л. И. Барон предложил [2] вычислять величину коэффициента крепости  $f$  по данным испытаний на раздавливание кернов указанного диаметра и такой же высоты по формуле

$$f = \frac{R_{сж}}{300} + \sqrt[3]{\frac{R_{сж}}{30}}, \quad (180)$$

где  $R_{сж}$  — временное сопротивление раздавливанию,  $кг/см^2$ .

Сопоставление результатов определения  $f$  по формулам (179) и (180) приведено на рис. 127. Значения  $f$  по формуле (179) для  $R_{сж} > 2000 кг/см^2$  показаны на рис. 127 точечным пунктиром, так как получаемые вели-

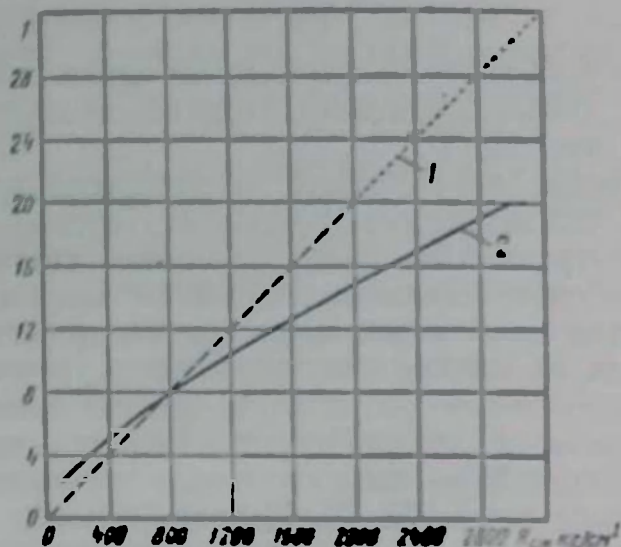


Рис. 127. Графики для определения коэффициента крепости  $f$  по результатам испытаний кернов на раздавливание:

$$1 - \text{ по формуле } f = \frac{R_{сж}}{100}.$$

$$2 - \text{ по формуле } f = \frac{R_{сж}}{100} + \sqrt{\frac{R_{сж}}{30}}.$$

чины в шкале крепости проф. М. М. Протодьяконова отсутствуют. Проверка показала, что значения  $f$ , вычисляемые по формуле (180), хорошо согласуются с данными производства.

Для вычисления величины коэффициента крепости  $f$  по результатам определения временного сопротивления раздавливанию на образцах неправильной формы  $R'_{сж}$  (стр. 81) служит формула

$$f = \frac{R'_{сж}}{19}. \quad (181)$$

Специальное совещание по методам оценки сопротивляемости углей и пород разрушению механическими способами в ноябре 1960 г., подтвердив целесообразность использования двадцатибалльной шкалы

М. М. Протодьяконова (старшего), отметило в своем решении необходимость организовать сбор данных о результатах испытаний различных горных пород на раздавливание, а также показателей производственных процессов в тех же породах с целью уточнения, по мере накопления фактических материалов, формул перехода от результатов экспериментов к значениям коэффициентов крепости [50]. На основе упомянутых материалов должен быть окончательно решен также вопрос о целесообразности параллельного проведения испытаний образцов правильной и неправильной форм для получения осредненных показателей.

Для ряда пород удовлетворительное совпадение результатов с данными испытаний образцов правильной формы получено при

$$R'_{сж} = 0,1R_{сж}.$$

Для углей в качестве основного метода определения на образцах значений коэффициента крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова в последние годы применяется метод толчения (см. XXIII).

М. М. Протодьяконовым (младшим) предложено разделять угли по крепости на 7 классов согласно следующей шкале (табл. 20).

Т а б л и ц а 20

Классификация углей по коэффициентам крепости

Класс крепости	Диапазон значений /	Средние значения /
I	< 0,4	0,3
II	0,4—0,6	0,5
III	0,6—1,0	0,8
IV	1,0—1,5	1,2
V	1,5—2,3	1,8
VI	2,3—3,5	2,8
VII	> 3,5	4,3

В табл. 21 приведены значения коэффициентов крепости для углей основных бассейнов СССР.

Таблица 21

Значения коэффициентов крепости для углей различных бассейнов

Тип угля	Коэффициент крепости $f$		
	от	до	в среднем
Каменный уголь марок Д, Г в Донецком бассейне . . . . .	0,92	1,47	1,1
Каменный уголь марок Ж, КЖ, КСЖ, Т и Донецком бассейне . . . . .	0,26	0,76	0,48
Антрацит и полуантрацит в Донецком бассейне . . . . .	0,8	2,58	1,76
Каменный уголь в Кизеловском бассейне . . . . .	0,6	3,9	2,16
Каменный уголь в Карягинском бассейне . . . . .	0,6	1,2	0,75
Каменный уголь в Печорском бассейне . . . . .	0,2	1,6	0,85
Каменный уголь в Кузнецком бассейне . . . . .	0,4	2,6	1,0
Вурый уголь в Подмосковном бассейне . . . . .	0,8	1,47	1,1

По результатам испытаний углей на двусторонний сдвиг значение  $f$  вычисляют по формуле

$$f = 0,06R_{сдв}. \quad (182)$$

Для вычисления величины  $f$  по данным испытаний на сдвиг со сжатием служит формула

$$f = 0,03R_{сдв}. \quad (183)$$

В этих формулах  $R_{сдв}$  обозначает временное сопротивление сдвигу ( $кг/см^2$ ).

В. III. Замтарадзе [24] получены для широкой гаммы углей следующие корреляционные зависимости:

$$f = 0,0008H_d^{1,6}; \quad (181)$$

$$f = 0,002H_d^{1,7}; \quad (185)$$

$$f = 0,0015H_m^{1,8}; \quad (186)$$

$$f = 0,000015H_{ст}^{1,6}; \quad (187)$$

$$f = 0,1R, \quad (188)$$

где  $H_m$  — число колебаний маятникового твердомера;  
 $H_d$  — сопротивляемость угля динамическому внедрению наконечника ударника ДорНИИ (динамическая твердость);  
 $H_w$  — твердость по Шору;



$H_{ст}$  — сопротивляемость угля статическому внедрению стержня (статическая твердость);

$R$  — индекс крепости угля, определяемый методом раздавливания в замкнутом объеме (ВУГИ).

Во втором разделе книги приводятся корреляционные связи коэффициента крепости  $f$  с показателями твердости, определенными методом А. М. Янчура и А. П. Кульбачного (стр. 174) и методом НПИ (стр. 176).

Данные о корреляции коэффициентов крепости с показателями, характеризующими сопротивляемость горных пород разрушению при добывании (буримость, взрываемость, зарубаемость) приводятся ниже при изложении методик определения этих показателей.

Было бы ошибочно считать, что поскольку коэффициент крепости  $f$  характеризует сопротивляемость породы в разнообразных отношениях, то нет необходимости применять какие-либо частные методики для оценки отдельных свойств горных пород или поведения их при конкретных производственных процессах. Нельзя забывать, что коэффициент крепости является лишь относительным, приближенным и к тому же сильно варьирующим показателем. Правильно отражая общую тенденцию, он может в ряде случаев оказаться недостаточно надежным для использования в технических расчетах. В этих случаях необходима разработка и применение специализированных методик, позволяющих более точно оценить то или иное свойство горных пород или особенности их поведения при тех или иных производственных процессах. Наглядным примером может служить оценка абразивных свойств пород. Замечено, что с ростом коэффициента крепости абразивность тоже имеет тенденцию к возрастанию. Однако отступления от этой общей закономерности настолько часты и иногда столь значительны [9], что необходимость оценки абразивных свойств особым показателем, устанавливаемым по специальной методике испытаний, совершенно очевидна.

## XXV. БУРИМОСТЬ

Под термином буримость принято понимать степень относительной сопротивляемости горной породы разрушению инструментом в процессе бурения. В качестве единицы измерения (показателя) буримости принимают

либо длину шпура (мм; см), пробуренного за одну минуту чистого времени бурения при определенных (стандартных) условиях, либо число минут чистого времени бурения 1 лог. м. шпура также при стандартных условиях.

Буримость породы зависит от ее физико-механических свойств и от бурового инструмента (размеров, формы и материала), а также от режима работы (энергии удара, числа оборотов, осевого давления, качества и интенсивности промывки или продувки и т. п.). Естественно, что буримость породы определяют применительно к каждому виду бурения и типу бурового инструмента раздельно.

Полученные при определенных постоянных параметрах показатели буримости породы обычно служат для нормирования процессов бурения и положены в основу классификации горных пород по буримости. Непрерывное совершенствование техники и методики бурения вызывает изменение и шкал буримости. В настоящее время существует очень много шкал; большая часть из них предназначена для ударного (перфораторного) бурения.

Основным методом определения буримости породы является в современной практике метод обуривания забоев в производственных условиях. Осуществляют обуривание в соответствии с определенной инструкцией, соблюдая установленные параметры испытаний. Для каждой шкалы буримости имеется своя инструкция.

Ниже приводится в качестве примера инструкция по определению показателей буримости горных пород на шахтах Криворожского железорудного бассейна [52].

Буримость определяется согласно этой инструкции средней скоростью продвижения бура в шпуре в миллиметрах за 1 мин. чистого времени бурения при давлении сжатого воздуха у перфоратора 5 атм. Определение скорости бурения производится исправными контрольными перфораторами марок ПА-23, ОМ-506, ПТ-30 или другими перфораторами такой же производительности.

При давлении сжатого воздуха у перфоратора менее 4,5 атм обуривание забоя для определения скорости чистого бурения производить нельзя. В тех случаях, когда при обуривании забоя давление окажется выше или ниже 5 атм, время, затраченное на чистое бурение, дол-

жно приводиться к 5 атм путем умножения на поправочный коэффициент  $K_{\text{попр}}$ , определяемый из выражения

$$K_{\text{попр}} = 1 + (p - 5) 0,5, \quad (189)$$

где  $p$  — фактическое давление воздуха в магистрали, ат.

При обурировании применяют съемные коронки или буры, армированные твердым сплавом; диаметр коронки бура 46 мм. В буровом комплекте должен обязательно иметься короткий забурник. Время, затраченное на забуривание шпура, и глубина забуривания (0,2—0,3 м) в подсчет для определения средней скорости чистого бурения не принимаются.

Отставание воздухопроводной магистрали от забоя не должно превышать 10 м. Диаметр отверстия патрубков, соединяющих шланг с воздухопроводом, должен соответствовать диаметру воздухопровода и быть не менее 18—19 мм.

Давление сжатого воздуха у перфоратора измеряется исправным манометром, включаемым в воздухопроводную сеть вблизи перфоратора с помощью специального приспособления в виде отрезка трубы внутренним диаметром не менее 25 мм и длиной 300 мм, к которому с обоих концов приварены штуцеры для подключения к сети. Манометр присоединяют через патрубок и отрезок шланга диаметром 18—19 мм и длиной 1—2 м.

При обурировании забоя обязательно фиксируют показания манометра до, во время и после бурения. Допустимым считается снижение давления сжатого воздуха во время бурения не более чем на 0,2 атм. При таком снижении показания манометра рабочее давление считают равным показанию манометра до включения перфоратора в работу. При большем снижении рабочим давлением считают фактическое показание манометра во время работы.

Для определения буримости должно быть пробурено не менее 3 шпуров такой глубины, которая принята для данного забоя, но не менее 1 м. Расположение шпуров при обурировании принимают такое, чтобы были охвачены все породы, характерные для данного забоя. При неоднородной структуре пород в забое число шпуров увеличивают для получения полной характеристики пород по буримости.

Стандартные условия (среденная температура воздуха в слое бурности по различным шкалам)

Параметры испытаний	ГШБ (МЭ СССР, 1965)	И. В. Р. (1965) (Сов. взры- вном)	Наименование шкалы				Министер- ства Гео- логии СССР	Настройка (1939)
			Б. В. Р. (1931) (МЭМ СССР)	И. Д. А. Н. СССР	М. У. П. СССР	Министер- ства Гео- логии СССР		
Перфоратор (тип, вес)	Ручной, вес 22—23 кг	Лесного типа	УМ 506	НР-2 Р-2, ПБ	РП-17, УМ 506	РП-17	БМ-13	
Направление шпура		Горизонтальное						
Давление сжатого воздуха у перфоратора, атм	4,5	4,5	5	4,5 ± 0,25	4,5 ± 0,25	5	4,5	
Стальной бур диаметр мм	41—43 (ст. У7, У8, головка крестовая, угол приотстрелки 90°)	30	42	42	—	40	28—33 (крестовая головка, угол приотстрелки 100°)	
Армированный бур диаметром, мм	42 (долотца для гловка, угол приотстрелки 110°, сплав ВК-15)	30	42	42	—	40	—	

За показатель буримости принимают среднее по всем замерам значение времени чистого бурения 1 пог. м. шпура с учетом поправки на давление сжатого воздуха.

Аналогично производится определение буримости и по ряду других шкал (инструкций). Однако условия проведения опробования, принятые по различным шкалам в качестве стандартных, отличаются друг от друга (табл. 22).

Для перехода от нестандартных условий бурения к стандартным, а также от одной шкалы к другой, общий поправочный коэффициент  $K_{\text{общ}}$ , на данные условия бурения можно вычислить по формуле

$$K_{\text{общ}} = K_{\omega} \cdot K_{\rho} \cdot K_d \cdot K_l \cdot K_{\phi} \cdot K_{\text{зак}}, \quad (190)$$

где  $K_{\omega}$  — коэффициент, учитывающий влияние веса и мощности бурильной машины на скорость чистого бурения (табл. 23);

$K_{\rho}$  — коэффициент, учитывающий изменение давления сжатого воздуха у бурильной машины;

$K_d$  — коэффициент, учитывающий изменение диаметра головки бура;

$K_l$  — коэффициент, учитывающий влияние глубины шпура;

$K_{\phi}$  — коэффициент, учитывающий форму головки бура;

$K_{\text{зак}}$  — коэффициент, зависящий от качества закалки буров.

Т а б л и ц а 23

Коэффициент  $K_{\omega}$ , учитывающий влияние веса и мощности перфораторов

Группа перфораторов по мощности	Типы перфораторов	Вес, кг	$K_{\omega}$
I	Колонковые тяжелые	35—60 (без салазок)	2,50
		75—85 (с салазками)	2,50
II	То же, среднего веса	35—40 (без салазок)	1,75
		50—75 (с салазками)	1,75
III	Ручные тяжелые	25—35	1,30
IV	То же, среднего веса	20—25	1,00
V	То же, легкие	до 20	0,80

Ниже приведены значения коэффициентов  $K_p$ ,  $K_1$ ,  $K_2$  и  $K_3$ .

Давление сжатого воздуха у перфоратора, кг/см <sup>2</sup>	3,5	4,0	4,5	5,0	5,5	6,0	6,5	7,0	7,5	8,0
Коэффициент $K_1$	0,65	0,80	1,00	1,15	1,30	1,50	1,65	1,75	1,85	1,95
Диаметр головки бура, мм	35	40	45	50	55	60	65	70		
Коэффициент $K_2$	1,14	1,00	0,89	0,80	0,73	0,67	0,62	0,57		
Глубина шпура, м				1,0	2,0	3,0	4,0	5,0	7,0	
Коэффициент $K_3$				1,0	0,95	0,90	0,85	0,80	0,70	
Форма головки бура										Коэффициент $K_3$
Однодольчатая головка (при бурении в встречных породах)										1,25
Крестовая головка с углом прилегания 90°										1,00

В табл. 24 приведены значения коэффициента, учитывающего влияние качества закалки буров.

Таблица 24

Коэффициент  $K_{заж}$ , учитывающий влияние качества закалки буров

Категория закалки	Характеристика категории закалки буров	$K_{заж}$
I	Нет перегрева и пережога стали: температура закалки буров определяется магнитными индикаторами; температура воды в закалочной ванне 18—20°	1,00
Ia	То же, но с применением шементации буров	1,20
II	То же, что и I категории, но с определением температуры закалки буров на глаз	0,80
III	То же, что и II категории, но без контроля за температурой воды в закалочной ванне	0,70
IV	То же, что и III категории, но без правильного нагрева перед заправкой и закалкой буров	0,50

Аналогичными способами производится определение буримости горных пород в зарубежной практике.

К. Френкель (Швейцария) рекомендует (60) считать показателем буримости породы ту скорость (см/мин), которая может быть получена при бурении горизонтальными шпурами перфоратором «Атлас-Дизель» RH-656W (вес 19 кг) с промывкой. Бурение должно произ-

водиться на станке при постоянном усилии подачи 143 кг, давлении воздуха 6,5 ати и давлении воды 4 ати. Диаметр головки бура должен составлять 33 мм; бур — армированный твердым сплавом. Длина бура до 2 м.

Для перехода от указанных стандартных условий бурения к другим в Швеции были проведены опыты с изменением одного из параметров при прочих постоянных. Диаметр головки бура изменяли от 25 до 70,5 мм, рабочее давление — от 3 до 7 ати, усилии подачи — от 3 до 6,5 кг/см<sup>2</sup>. На основе этих исследований было выведено следующее упрощенное уравнение для приведения показателя буримости к нормальным условиям:

$$\begin{aligned}
 B_{ст} &= B_{факт} \left( \frac{6,5 - 2,5}{P_{факт} - 2,5} \right) \left( \frac{D_{факт} + 30}{33 + 30} \right)^{2,3} = \\
 &= 0,0003 B_{факт} \frac{(D_{факт} + 30)^{2,3}}{P_{факт} - 2,5}, \quad (191)
 \end{aligned}$$

где  $B_{ст}$  — буримость породы при давлении 6,5 ати и диаметре головки бура 33 мм, см/мин;

$B_{факт}$  — фактически замеренная скорость бурения, см/мин;

$P_{факт}$  — фактическое давление сжатия воздуха у перфоратора, ати;

$D_{факт}$  — диаметр головки бура перед испытанием, мм.

Помимо скорости или времени бурения 1 пог. м. шпура некоторые исследователи рекомендуют в качестве показателя буримости принимать энергоемкость бурения единицы шпура. Для оценки сопротивляемости пород ударному бурению этот показатель не нашел практического применения ввиду сложности точного определения количества энергии, затраченной на разрушение породы ударным способом.

В последнее время установлено [5, 12] наличие корреляционной связи между показателями буримости горных пород и их сопротивляемостью разрушению ударной нагрузкой при испытании методом падающего груза (стр. 238).

Для определения буримости пород при вращательном бурении показатель энергоемкости разрушения применяют часто. Затраты энергии на выбуривание 1 см шпура вычисляют по уравнению

$$\mathcal{E}_{бур} = \frac{W}{v}, \text{ вт} \cdot \text{мин/см}, \quad (192)$$

где  $W$  — средняя нагрузка на двигатель электросверла, вт;

$v$  — средняя скорость бурения, см/мин.

М. К. Цехиным при классифицировании пород Прокпьевского месторождения (Кузбасс) по буримости электросверлами [61] были приняты следующие параметры: скорость вращения электросверла 300 об/мин, осевое усилие 500 кг, удельная скорость подачи шпинделя 0,9 мм/об. Способ бурения был сухой. Шпуры — горизонтальные, перпендикулярные плоскости забоя. Глубина шпуров 40 см.

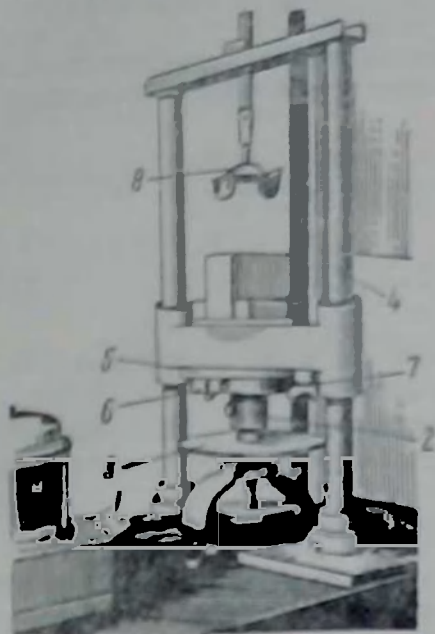


Рис. 128. Установка Сиверса (ФРГ) для определения буримости горных пород вращательным способом

Для определения буримости забой обуривали пятью-шестью шпурами. Каждый шпур забуривали на глубину 20 см вспомогательным новым резцом без замера показателей. Бурение последующих 20 см осуществлялось новым стандартным резцом типа РП с фиксированием затраченного времени (секундомером) и величины нагрузки на двигатель электросверла (ваттметром). При бурении

применяли стандартные витые штанги длиной 60 см. Допускался износ ребер по окружности не более 10%.

Г. Сиверс (ФРГ) применял [65] для определения буримости горных пород электросверлом следующую методику. Одну из поверхностей образца породы шлифовали карборундовым диском, смачиваемым водой. Затем образец укладывали шлифованной поверхностью на стеклянную пластинку и помещали в форму. Форму заливали гипсом и накрывали второй стеклянной пластинкой так, чтобы она образовала поверхность, параллельную отшлифованной поверхности образца. Опытное бурение проводили на станке (рис. 128), имевшем вал со сверляльным патроном 2, направленным снизу вверх. Вращение сверляльного патрона осуществлялось от электродвигателя через ременную передачу 1. Над валом на двух вертикальных направляющих 4 была помещена установочная плита 5 общим весом 20 кг. Плита была закреплена на приспособлении 8 для подвески и могла нагружаться дополнительным грузом. Образец 7 укрепляли зажимами 6 в нижней части плиты, вставляли в сверляльный патрон опытный бур и в течение 1 мин бурили



снизу вверх образец, на который давил груз 20 кг, при скорости вращения 160 об/мин. Буровая мука сыпалась вниз и накапливалась на пластинке 3. Головка сверла диаметром 10 мм была армирована твердым сплавом НН, угол приострения 110°. Через 1 мин станок останавливали и образец переставляли так, чтобы в нем можно

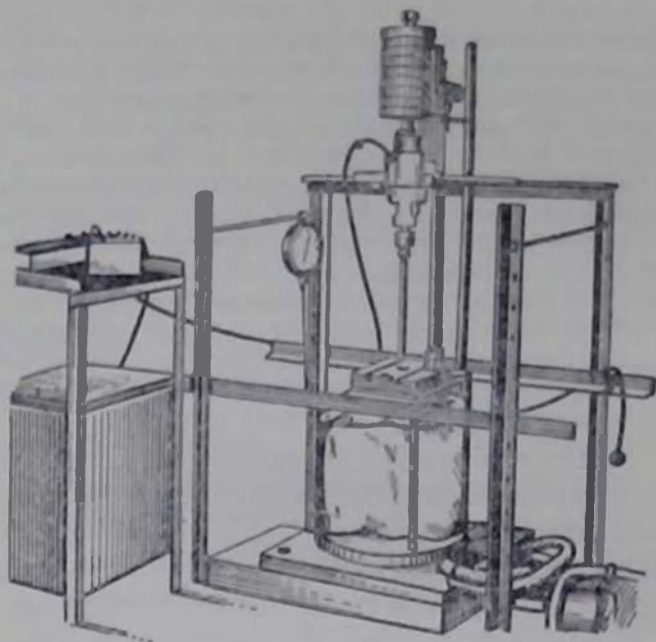


Рис. 129. Экспериментальная установка для определения буримости по Р. Шеферду

было просверлить новое отверстие; для этой операции сверло заново шлифовали. Таким способом на отшлифованной поверхности образца сверлили не менее пяти отверстий. Глубину каждого из них измеряли при помощи индикатора часового типа с точностью 0,01 мм. Затем вычисляли среднюю глубину отверстия (в миллиметрах) за 10 мин бурения. Полученный результат, характеризовавший скорость бурения данной породы острой головкой, считали показателем буримости.

Р. Шеферд [62] предложил определять буримость в лабораторных условиях, считая, что обычные испытания, проводимые в подземных выработках или на поверхности, не могут дать достаточно надежных результатов из-за несоблюдения постоянства параметров опытов.

По Р. Шеферду определение буримости производится на стенде типа сверлильного станка «Вульф» (рис. 129). Станок снабжен ручным рычагом для создания давления. Величина подачи примерно 100 мм. Для устранения нежелательных боковых перемещений по всей длине стойки проходит вертикальный паз шириной 6,4 мм и глубиной 3,2 мм. При помощи специальной установочной шпильки обеспечивается строго вертикальное положение сверла при его опускании.

Энергия, подаваемая к прибору, измеряется ваттметром, включенным в цепь. Момент вращения измеряется специальным приспособлением.

Породный образец устанавливают и закрепляют на стальном диске диаметром 457 мм, который уложен на 48 шариках диаметром 15,9 мм, движущихся по круговой канавке. Центральная ось диска вращается во внутренней обойме шарикоподшипника. Пружинные весы, которые соединяются с наружной поверхностью диска стальным тросом, отмечают тангенциальное усилие, возникающее во время бурения. Весь прибор, включая станину, монтируется на двух горизонтальных опорных балках из уголкового стали. Высоту установки балок можно регулировать в зависимости от высоты испытываемого образца. Шкалу из самшита устанавливают вертикально, чтобы можно было измерить глубину проникновения сверла в породу. Бурение ведется плоскими бурами диаметром 12,7, 19, 25,4, 31,75 и 38,1 мм без промывки водой.

Для обеспечения достаточной очистки шпура во время бурения замеры скорости производятся через небольшие интервалы (12,7—15,3 мм). Перед замером бур удвоят, а шпур очищают продувкой. В качестве показателя буримости принимается средняя скорость бурения, определенная таким способом.

Установление буримости для вращательного разведочного (колонкового) бурения производится по методике Министерства геологии СССР следующим образом. Для определения используют колонковый буровой снаряд диаметром 91/86 мм. Бурение производится станками КА-2М-300 и КАМ-500. Скорость вращения штанги 140 об/мин. Направление скважин — вертикальное. В зависимости от категории буримой породы применяются либо твердосплавные коронки, либо дробь. Категория породы определяется в зависимости от скорости бурения (в м/ч). Для пород I—VII категорий (8,5—0,55 м/ч) применяют твердосплавные коронки; давление на коронку при бурении принимают равным 450—600 кг; для пород VII—XII категорий (0,55—0,04 м/ч) бурение производится дробью с удельным давлением на забой 15—20 кг/см<sup>2</sup>. При применении для бурения станков ЗИВ-75 и ЗИВ-150 по породам I—VIII категорий применяется поправочный коэффициент 1,28. Поправочный коэффициент, равный 1,07, принимается для станков ЗИФ-650, ЗИФ-1200 и Б-3 при бурении по породам I—XII категорий.

В. И. Морозовым и А. М. Ермаковым [33] предложена шкала буримости применительно к колонковому бурению мелкоалмазными коронками, дробью стальной и чугунной, а также самозатачивающимися и мелкорезцовыми коронками.

Режимы опытного бурения приведены в табл. 25.

Таблица 25

Режимы опытного бурения

Параметры	Типы коронок				
	Мелко-алмазные	Мелкорезцовые	Самозатачивающиеся	Дробные	
				стальная ярость	чугунная дробь
Осевая нагрузка, кг . . . . .	500	400—700	400—700	—	—
Удельное давление на забой, кг/см <sup>2</sup> . . . . .	—	—	—	20—30	20—25
Скорость вращения, об/мин . . . . .	200	100—200	100—200	100—150	100—500

В практике иногда требуется перевести показатель буримости, определенный по одной шкале, к условиям другой шкалы.

Приближенное сопоставление некоторых шкал буримости дано в табл. 26.

М. М. Протодьяконов и Б. М. Логунцов [48], сопоставив различные шкалы буримости и исследовав связь их с единой шкалой крепости горных пород проф. М. М. Протодьяконова, установили, что существующие шкалы буримости построены по геометрической прогрессии

$$V_n \approx V_1 u^{n-1}, \text{ мин/пог. м,} \quad (193)$$

где  $V_n$  — буримость для породы  $n$ -го класса, мин/пог. м;  
 $V_1$  — буримость для наиболее слабой породы, мин/м;

$n$  — класс буримости породы (для самой мягкой породы  $n = 1$ );

$u$  — знаменатель геометрической прогрессии.

При этом у всех шкал значения параметров  $u$  и  $n$  изменяются в следующих пределах:  $u =$  от 1,2 до 2,5;  $n =$  от 6 до 20.

В результате проведенных сопоставлений авторами были выявлены зависимости между следующими шкалами буримости.

Сопоставление некоторых шкал бурности горных пород

Категория пород по шкалам													
М. З. П. Р. (ГОЛЬКОВ)	А. Ф. У. (КОНОВА)	Составляющие пробы	Наркомстрой (ЕНВ и Р)	Главная масса	Глубина диндига	Гинцет-мента	прод-верт	Гиперредимента	Главная т-строг	По удел. работе бурения	Классы пород		Группы пород по шкале Голькова (Кравец)
											Кравец	Классификация Главного залого	
I	Ia	XIa	XV	IX VIII VII	V	V	V	V	I	VII	V	9	V
II	IIa	XIb	XIV	VI	VII VIII	IV	VII VIII	VI	I	VI	VI	8	VI VII VIII
III	IIIa	XIIa	XIII	V	IX	III	IX	VII	II	VI	VIII	7	IX
IV	IVa	XIIb	X	IV	X XI	II	X XI XII XIII	—	—	V	IX	6	X
V	Va	XIIIa	IX-VIII	III	XII	—	XII XIII XIV XV XVI	VIII	III	IV	XI	5	XI XII XIII-XIV XV-XVI
VI	VIa	XIIIb	VII	II	XIII XIV XV	I	XIV XV XVI XVII	IX	IV	III	XII	4	XII XIII-XIV XV-XVI XVII-XVIII XIX-XX
VII	VIIa	XIVa	VI	—	—	—	—	—	V	II	XV	3	—
VIII	VIIIa	XIVb	V	—	—	—	XVII	—	VI	I	XVI	2	—
IX	IXa	XV	IV	—	—	—	—	—	—	—	—	1	—
X	Xa	XVI	III-III	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

Наименование шкалы

Условное  
обозначе-  
ние

Шкала проф. М. М. Протодьяконова	ММП
Шкала Лареса	Л
Шкала Союзвзрывпрома с изменениями НКТП	СВП
Шкала Союзвзрывпрома	СВП
Шкала сектора труда НКТП	НКТП
Шкала Г предмета	ГРМ
Единая шкала бурности Министерства электростанций	ЕШБ
Шкала Кузбасса	КБ
Шкала проф. А. Ф. Суханова	АФС
Шкала главного управления металлургической промышлен- ности	ГУМП
Шкала Главзолото	ГЗ
Шкала Горнобурового сектора ЦНИГРИ	ЦНИГРИ
Шкала Наркомстроя	НКС
Шкала Главвзрывпрома	ГВП
Шкала Министерства геологии СССР	МГ
Шкала Нормативно-исследовательского отдела Гипро- цветмета МЦМ СССР	ЕНВ и Р
Шкала В. И. Морозова и А. М. Ермакова:	М и Е
а) мелкоалмазные коронки	МА
б) мелкорезцовые коронки	МР
в) самозатачивающиеся коронки	ТП
г) дробь стальная	ДС
д) дробь чугуниная	ДЧ
Единая классификация горных пород Института горного дела Академии Наук СССР (проект)	ИГД АН
Шкала Главруды (Кривбасс)	КР

Прочие шкалы либо повторяют указанные, либо но- сят лишь качественный, а не количественный характер.

Полученные зависимости описываются следующими уравнениями:

для стальных буров:

$$V_{СВП} = 1,10V_{ИГДАН}; \quad (194)$$

$$V_{ЕНВ \text{ и } Р} = 1,24V_{ИГДАН}; \quad (195)$$

$$V_{СВП} = 0,89V_{ЕНВ \text{ и } Р}; \quad (196)$$

$$V_{ГРМ} = 1,49V_{ЕНВ \text{ и } Р}; \quad (197)$$

$$V_{ГРМ} = 1,85V_{ИГДАН}; \quad (198)$$

$$V_{ГРМ} = 1,68V_{СВП}; \quad (199)$$

$$V_{ГРМ} = 1,37V_{КР}; \quad (200)$$

$$V_{СВП} = 0,60V_{ГРМ}; \quad (201)$$

$$V_{СВП} = 0,81V_{КР}; \quad (202)$$

$$V_{СВП} = 0,57V_{АФС}; \quad (203)$$

для армированных буров:

$$V_{ГРМ} = 1,35V_{ЕНВ \text{ и } Р}; \quad (204)$$

$$V_{ГРМ} = 1,92V_{ИГДАН}; \quad (205)$$

$$V_{ЕНВ \text{ и } Р} = 1,42V_{ИГДАН}. \quad (206)$$

Связи показателей буримости стальными  $V_1$  и армированными  $V_2$  бурами, выражаются следующими формулами:

$$\text{ГЗ } V_2 = \frac{(12 + 0,37V_1)V_1}{V_1 + 7,0}; \quad (207)$$

$$\text{ГРМ } V_2 = \frac{(100 + 0,220V_1)V_1}{V_1 + 35}; \quad (208)$$

$$\text{ЕНВ и Р } V_2 = \frac{(17 + 0,27V_1)V_1}{V_1 + 18}; \quad (209)$$

$$\text{ИГДАН } V_2 = \frac{(6 + 0,24V_1)V_1}{V_1 + 6,5}; \quad (210)$$

$$\text{ГВП } V_2 = \frac{(23 + 0,17V_1)V_1}{V_1 + 23}; \quad (211)$$

Шкалы вращательного бурения:

$$V_{МГ} = 0,86V_{ЦНИГРИ}; \quad (212)$$

$$V_{МГ} = \frac{(60 + V_{МР})V_{МР}}{V_{МР} + 3}; \quad (213)$$

$$V_{МА} = \frac{515V_{МГ}}{V_{МГ} + 800}; \quad (214)$$

$$V_{ДС} = \frac{653V_{МГ}}{V_{МГ} + 400}; \quad (215)$$

$$V_{МГ} = \frac{393V_{П}}{V_{П} + 110}; \quad (216)$$

$$V_{МГ} = 1,21V_{ДЧ}; \quad (217)$$

$$V_{СВП} = \frac{(25 + 0,021V_{ЦНИГРИ})V_{ЦНИГРИ}}{V_{ЦНИГРИ} + 100}; \quad (218)$$

$$V_{СВП} = 52,5 \frac{f}{49 - f}. \quad (219)$$

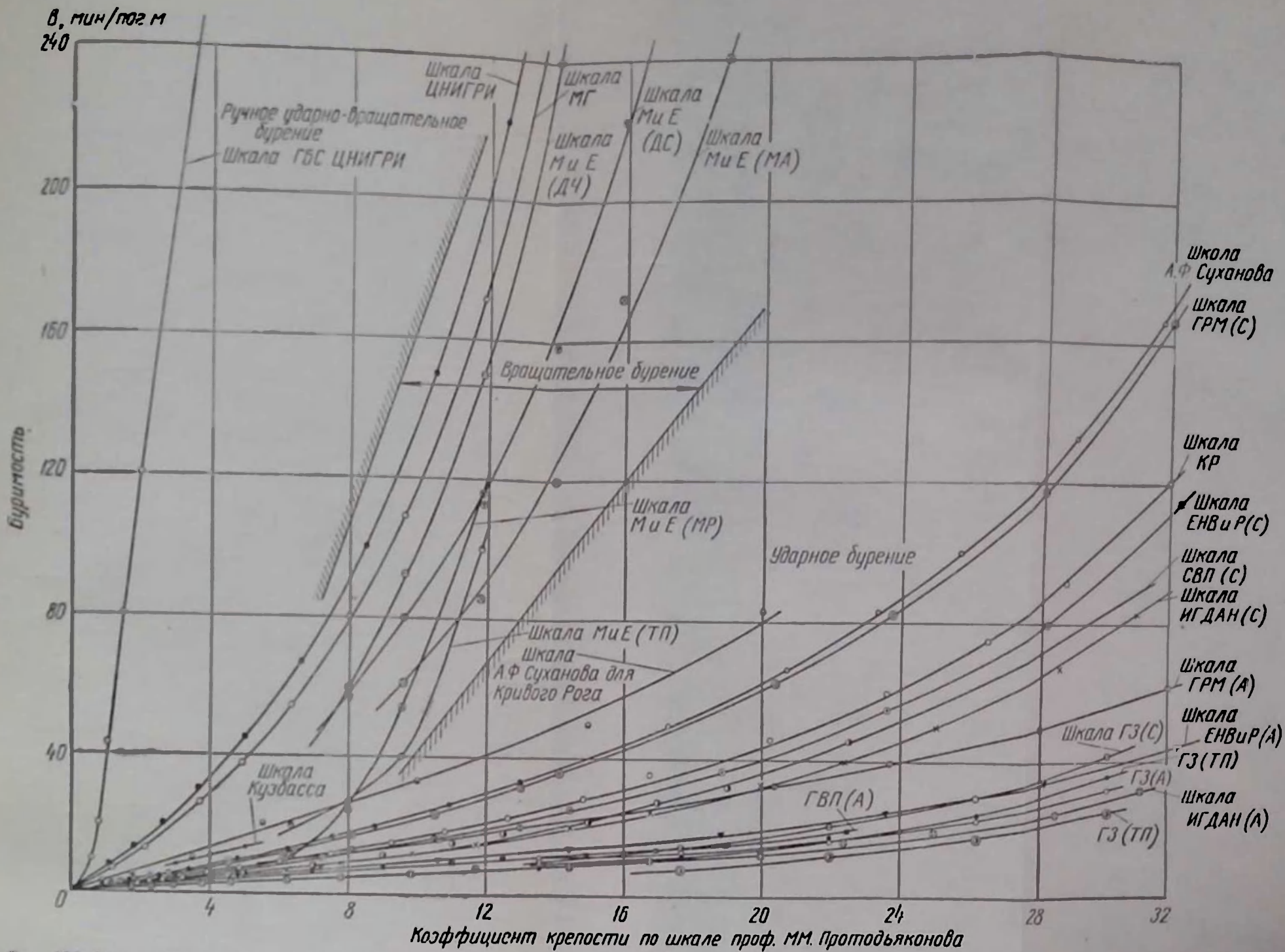


Рис. 130. Зависимости между коэффициентами крепости  $f$  по шкале проф. М. М. Протоdjяконова и показателями буримости  $V$  по различным шкалам

Для шкалы ручного ударно-вращательного бурения ЦНИГРИ:

$$f = \frac{(1 + 0,0005B) B}{B + 11}; \quad (220)$$

$$B_{л} = f; \quad (221)$$

$$B_{ЛФС} = 152 \frac{f}{55,8 - f}; \quad (222)$$

$$B_{КБ} = 2,67f; \quad (223)$$

$B_{СВП} = B_{СВП \text{ НКТП}} = B_{НКТП} = B_{НКС} = B_{ГВП}$  (по стальным бурам).

Графическое изображение буримостей по различным шкалам в зависимости от коэффициента крепости  $f$  по шкале проф. М. М. Протождьяконова показано на рис. 130.

### XXVI. ВЗРЫВАЕМОСТЬ

Под взрываемостью понимают степень относительной сопротивляемости горной породы разрушению при взрывной отбойке.

В современной практике принято характеризовать взрываемость расходом взрывчатых веществ в кг или шпуров в *лог. м* на  $1 \text{ м}^3$  горной породы в массиве. Такие показатели называют соответственно *удельным расходом ВВ* и *удельным расходом бурения (шпурометров)*. В качестве характеристик взрываемости иногда используют также показатель объема (в  $\text{м}^3$ ) породы в массиве, приходящегося на каждый пробуренный погонный метр шпуров или на каждый килограмм израсходованного ВВ. Эти показатели называют выходом породы соответственно на *1 лог. м* бурения или на *1 кг ВВ*.

Наиболее распространенной шкалой взрываемости горных пород является в настоящее время шкала значений удельного расхода ВВ. Эти значения относятся к определенным условиям взрывания, чаще всего к образованию в данной породе воронки нормального выброса глубиной *1 м*. Воронкой нормального выброса называется взрывная воронка, имеющая в момент образования форму прямоугольного конуса (угол при вершине конуса равен  $90^\circ$ , а диаметр основания, называемый раствором воронки, вдвое превышает ее глубину).

В практике Союзвзрывпрома — организации, ведущей крупнейшие в мире по своим масштабам промышленные взрывные работы, применяется шкала горных пород, приведенная в табл. 27.



## Шкала горных пород (по Н и Р)

Категория пород	Название породы	Средний объемный вес породы, кг/м <sup>3</sup>	Категория пород	Название пород	Средний объемный вес породы, кг/м <sup>3</sup>				
I	Песок . . . . .	1500	III	Суглинок смешанный со щебнем или галькой и строительным мусором . . . .	1900				
	Супесь . . . . .	1600							
	Растительная земля . . . . .	1200							
	Торф . . . . .	600							
II	Легкий лессовидный суглинок . . . . .	1600	IV	Тяжелая доменная глина, в том числе твердая юрская и мягкая карбоновая . . . . .	1950				
	Влажный, рыхлый лёсс, мягкий солончак и солонец . . . . .	1600							
	Гравий мелкий и средний (до 15 мм) . . . . .	1700							
	Плотный растительный грунт с корнями травы . . . . .	1400							
	Торф с корнями диаметром до 30 мм . . . . .	1100							
	Песок и растительный грунт, смешанный с тальком, щебой и щебнем . . . . .	1650							
	Насыпной слезавшийся грунт с примесью щебня или гальки . . . . .	1750							
	Супесь с примесью щебня, гальки и строительного мусора . . . . .	1900							
	III	Жирная мягкая глина, в том числе торская и моренная				1800	V	Жирная глина и тяжелый суглинок с примесью щебня, гальки и строительного мусора весом до 25 кг с содержанием камней до 10% по объему . . . . .	1950
						Тяжелый суглинок . . . . .			
Гравий крупный, галька и щебень размером от 15 до 40 мм . . . . .			1750						
Сухой лёсс в лёссе естественной влажности, смешанный с гравием или галькой . . . . .			1800						
Растительная земля или торф с корнями диаметром больше 30 мм . . . . .			1400						
Моренная глина с валунами весом до 50 кг при содержании валунов до 10% по объему . . . . .			2000						
III	Жирная мягкая глина, в том числе торская и моренная	1800	V	Славянда глина . . . . .	2000				
		Тяжелый суглинок . . . . .				1750			
		Гравий крупный, галька и щебень размером от 15 до 40 мм . . . . .				1750			
		Сухой лёсс в лёссе естественной влажности, смешанный с гравием или галькой . . . . .				1800			
III	Жирная мягкая глина, в том числе торская и моренная	1800	V	Крупная галька размером до 90 мм, чистая или с примесью камней весом до 10 кг . . . . .	1950				
		Тяжелый суглинок . . . . .				1750			
		Гравий крупный, галька и щебень размером от 15 до 40 мм . . . . .				1750			
		Сухой лёсс в лёссе естественной влажности, смешанный с гравием или галькой . . . . .				1800			
III	Жирная мягкая глина, в том числе торская и моренная	1800	V	Плотный отвердевший лёсс и отвердевший солончак . . . . .	1800				
		Тяжелый суглинок . . . . .				1750			
		Гравий крупный, галька и щебень размером от 15 до 40 мм . . . . .				1750			
		Сухой лёсс в лёссе естественной влажности, смешанный с гравием или галькой . . . . .				1800			
III	Жирная мягкая глина, в том числе торская и моренная	1800	V	Цементированный строительный мусор . . . . .	1850				
		Тяжелый суглинок . . . . .				1750			
		Гравий крупный, галька и щебень размером от 15 до 40 мм . . . . .				1750			
		Сухой лёсс в лёссе естественной влажности, смешанный с гравием или галькой . . . . .				1800			
III	Жирная мягкая глина, в том числе торская и моренная	1800	V	Мергель мягкий и оловни . . . . .	1900				
		Тяжелый суглинок . . . . .				1750			
		Гравий крупный, галька и щебень размером от 15 до 40 мм . . . . .				1750			
		Сухой лёсс в лёссе естественной влажности, смешанный с гравием или галькой . . . . .				1800			
III	Жирная мягкая глина, в том числе торская и моренная	1800	V	Дресва . . . . .	1800				
		Тяжелый суглинок . . . . .				1750			
		Гравий крупный, галька и щебень размером от 15 до 40 мм . . . . .				1750			
		Сухой лёсс в лёссе естественной влажности, смешанный с гравием или галькой . . . . .				1800			

Категория пород	Название породы	Средний объемный вес породы, кг/м³	Категория пород	Название породы	Средний объемный вес породы, кг/м³		
V	Морена с валунами весом до 50 кг при содержании валунов не более 30% по объему . . . . .	2100	IX	Граниты, гнейсы, сиениты мягкие, сильно выветренные	2500		
	Бурый уголь . . . . .	1200		Змеевик оталькованный . . . . .	2400		
	Мягкий каменный уголь . . . . .	1300		Известняк плотный . . . . .	2500		
	Трепел и мягкие меловые породы . . . . .	1550		Конгломерат с галькой из осадочных пород на кремнистом цементе . . . . .	2500		
	Твердая карбоновая глина . . . . .	1950		Песчаник . . . . .	2500		
	Конгломерат слабосцементированный . . . . .	2200		Сидерит . . . . .	2700		
	Сланцы разные, некрепкие . . . . .	2000		Сланцы песчаноизвестковые . . . . .	2500		
	Гипс . . . . .	2200		Магнезит . . . . .	3000		
	VI	Туф и пемза . . . . .		1100	X	Доломит . . . . .	2700
		Известняк мягкий пористый, сильно трещиноватый и ракушечник . . . . .		1200		Известняк крепкий . . . . .	2700
Мел плотный . . . . .		2600	Мрамор . . . . .	2700			
Антрацит . . . . .		1500	Песчаник плотный на известковом цементе . . . . .	2600			
Сланцы средней крепости . . . . .		1700	Славец песчаный крепкий . . . . .	2600			
Мергель средней крепости . . . . .		2300	XI	Гранит крупнозернистый . . . . .		2800	
VII	Конгломерат с галькой из осадочных пород на известковом цементе . . . . .	2200		Доломит весьма крепкий . . . . .	2900		
	Песчаник глинистый, выветренный, сильно трещиноватый . . . . .	2000		Змеевик . . . . .	2600		
	Сланец глинистый крепкий . . . . .	2800		Конгломерат с галькой из изверженных пород на известковом цементе . . . . .	2800		
	Мергель крепкий . . . . .	2500	Песчаник крепкий на кварцевом цементе . . . . .	2700			
VIII	Гранит дресвяный . . . . .	2300	XII	Сиенит крупнозернистый . . . . .	2700		
	Известняк мергелистый . . . . .	2300		Андезит и базальт со следами выветривания . . . . .	2700		
	Песчаник глинистый . . . . .	2200		Гнейс . . . . .	2600		
	Сланцы слюдяные и песчаные . . . . .	2300					
	Ангидрит . . . . .	2900					

Категория пород	Название породы	Средний объемный вес породы, кг/м <sup>3</sup>	Категория пород	Название породы	Средний объемный вес породы, кг/м <sup>3</sup>
XII	Известняк несыма крепкий . . . . .	2900	XIV	Диорит . . . . .	2900
	Конгломерат с галькой из изверженных пород на яристом цементе . . . . .			2900	Кварц
XIII	Трахит . . . . .	2600	XV	Известняк высшей крепости . . . . .	3100
	Гранит среднезернистый . . . . .	3100		Порфирит крепкий . . . . .	2700
	Гнейс крепкий . . . . .	2800	XVI	Андезит, базальт, роговик крепкие	3000
	Диабаз . . . . .	2700		Диабаз, диорит высшей крепости	2900
	Порфирит . . . . .	2500		Габбро и кварцит крепкие . . . . .	2800
XIV	Трахит крепкий . . . . .	2800	XVI	Базальт лабрадоритовый и оликлиновый . . . . .	3300
	Снегит среднезернистый . . . . .	2800		Габбро-диабаз, кварцит и порфирит исключительно крепкие	3000
	Гранит мелкозернистый несыма крепкий . . . . .	3000			
	Гранито-гнейс . . . . .	2900			

Значения показателей удельного расхода (С) ВВ (аммонита № 9) (в кг/м<sup>3</sup>) при зарядах нормального выброса для каждой категории пород этой шкалы даны в табл 28 [57].

Таблица 28

Показатели удельного расхода С взрывчатого вещества ВВ (аммонита № 9) для зарядов нормального выброса, кг/м<sup>3</sup>

Категория пород по шкале II и Р	С	Категория пород по шкале II и Р	С
III—IV	1,2—1,3	XI—XIV	2,1—2,4
V—VI	1,2—1,55	XV	2,55
VII—VIII	1,55—1,7		
IX—X	1,8—1,95	XVI	2,7

Для отбойки пород при горновзрывных работах в подавляющем большинстве случаев применяют заряды нормального дробления (называемые также зарядами рыхления), удельный расходный показатель для которых

$C'$  составляет, как правило, 0,33  $C$ . Значения удельного расхода  $ВВ$  на заряды нормального дробления для разных категорий крепости по шкале  $H$  и  $P$  даны в табл. 29.

Таблица 29

Показатели  $C'$  удельного расхода  $ВВ$  (аммонита) для зарядов нормального дробления,  $кг/м^3$

Категория пород по шкале $H$ и $P$	Значение $C'$	Категория пород по шкале $H$ и $P$	Значение $C'$
III—IV	0,35—0,45	XI—XIV	0,7—0,75
V—VI	0,35—0,55	XV	0,85
VII—VIII	0,45—0,6	XVI	0,9
IX—X	0,6—0,7		

Для других  $ВВ$  (отличных от аммонита № 9) вводится поправочный коэффициент ( $l$ ), значения которого приведены ниже [57].

$ВВ$	$l$
Аммонит № 9 . . . . .	1,0
Аммонит № 6 и № 6ЖВ . . . . .	0,85
Аммонит № 7 и № 7ЖВ . . . . .	0,9
Аммонит № 10 . . . . .	1,0
Водоустойчивый аммонит В-3 . . . . .	0,9
Тротил . . . . .	0,85
Аммиачная селитра . . . . .	1,45
Динамон . . . . .	1,0

Анализ многочисленных производственных данных подтвердил [45], что между показателями удельного расхода  $ВВ$  на отбойку и коэффициентами крепости  $f$  по шкале проф. М. М. Протодьяконова имеется несомненная корреляционная связь. Характер этой зависимости показан на рис. 131. График был получен Л. И. Бароном [3] на основе экспериментального определения временного сопротивления пород раздавливанию на кернах диаметром 22—32 мм. Абсцисса каждой точки представляет среднюю из 6—9 испытаний кернов.

Наблюдается корреляционная связь также между значениями удельного расхода  $ВВ$  и показателями, характеризующими буримость горных пород. Это видно из графика, приведенного на рис. 132 и построенного на основе обобщения [6] опубликованных в 1956 г. технико-экономических показателей отечественных рудников цветной металлургии за несколько лет.

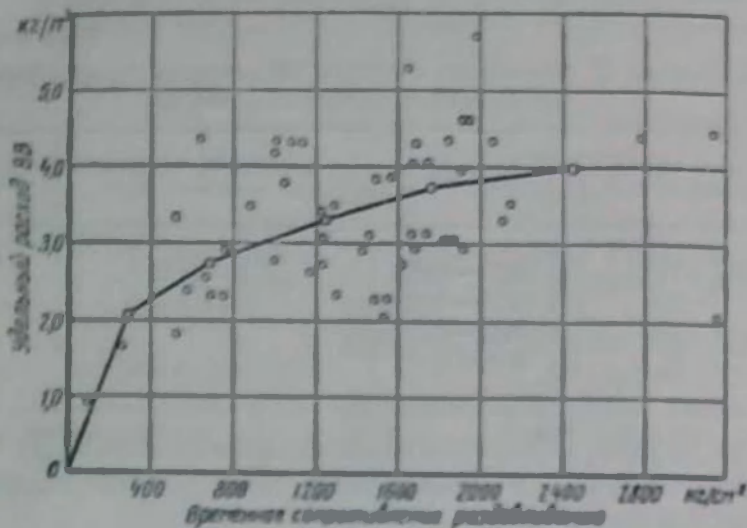


Рис 131. Зависимость удельного расхода ВВ при проходке горных выработок от временного сопротивления пород раздавливанию

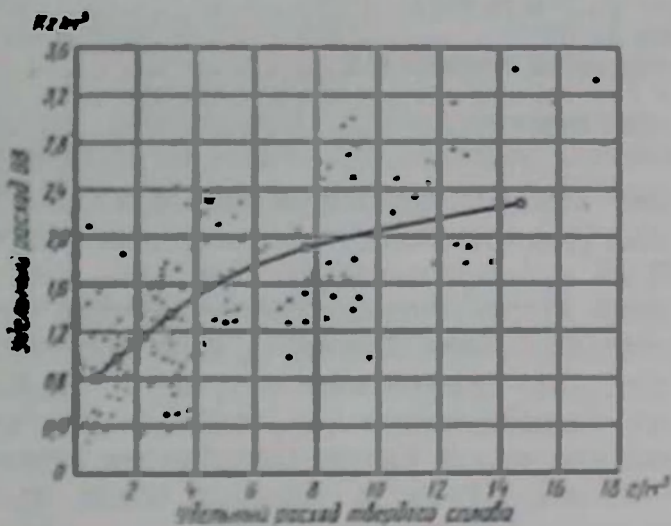


Рис 132. Корреляция показателей удельного расхода ВВ и твердых сплавов при очистной выемке на отечественных рудниках цветной металлургии

Большой разброс единичных данных относительно средних значений на этих графиках свидетельствует о целесообразности применения более точных, специальных методов определения сопротивляемости горных пород взрывной отбойке.

Оценка взрываемости горных пород по величине удельного расхода ВВ или, что, в принципе одно и то же, по максимально допустимой длине линии наименьшего сопротивления (л.н.с.) при прочих постоянных параметрах взрывания характерна и для современной зарубежной практики.

В последние годы делались попытки учесть при установлении показателей взрываемости горных пород влияние параметров взрывной отбойки на величину удельного расхода ВВ. Так, Франсен [67] рекомендует определять показатель взрыва — емкость породы  $C_{\text{взр}}$  по формуле

$$C_{\text{взр}} = \frac{50 W_{\text{max}}}{H_{\text{ш}} l_{\text{зар}} d_{\text{ш}}^2}, \quad (224)$$

где  $W_{\text{max}}$  — максимальная длина л.н.с., определяемая путем пробных взрывов, м;

$H_{\text{ш}}$  — глубина шпура, м;

$l_{\text{зар}}$  — длина заряда, м;

$d_{\text{ш}}$  — конечный диаметр шпура, мм.

Формула справедлива для случая заряжания 35%-ным динамитом LFB. При испытании на взрываемость прежде всего определяют  $W_{\text{max}}$ . Это осуществляется путем пробных взрывов при неизменных  $H_{\text{ш}}$ ,  $l_{\text{зар}}$  и  $d_{\text{ш}}$ , причем длину л.н.с. постепенно увеличивают, пока взрыв не сможет ее преодолеть. Наибольшую л.н.с., преодолеваемую взрывом, принимают за  $W_{\text{max}}$ . Как показал опыт, показатели взрываемости породы по этой методике колеблются от 1 до 6, причем показатель 1 соответствует «очень трудно взрываемой» породе (малая величина л.н.с.), а показатель 6 — «очень легко взрываемой».

После определения показателя взрываемости породы можно, пользуясь номограммой, приведенной на рис. 133, определить значения  $W_{\text{max}}$  для шпуров различной глубины и диаметра, при разной длине заряда. По этой номограмме возможно также решение обратной задачи — нахождение требуемой длины заряда в зависимости от глубины шпура, его диаметра и взрываемости породы.

Следует отметить, что введение большого числа поправочных коэффициентов, величина которых не может быть установлена с достаточной достоверностью, только снижает точность итогового показателя и неминуемо вносит значительный элемент субъективности.

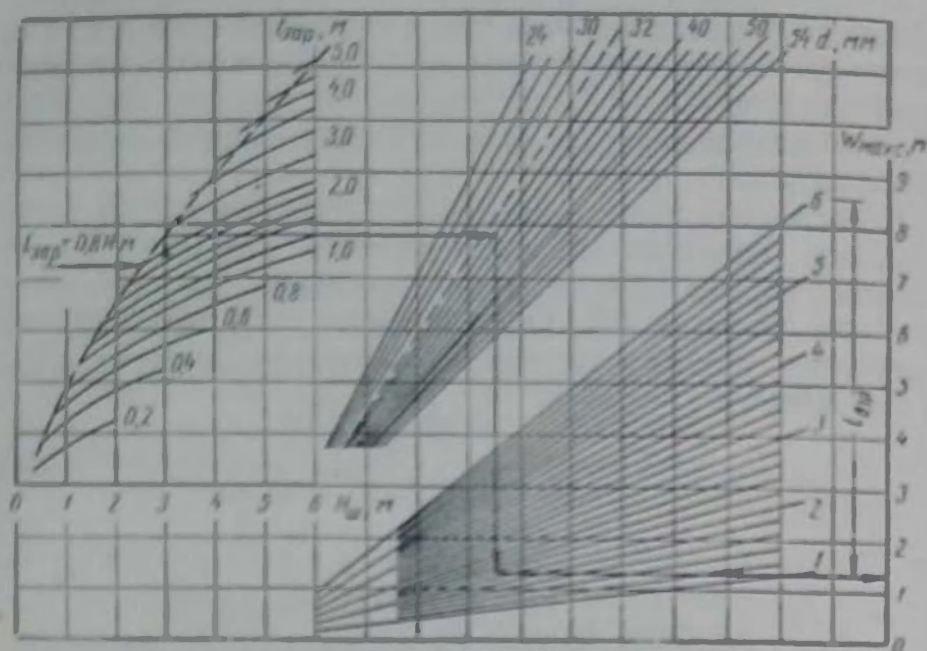


Рис. 133 Номограмма Фразера для определения параметров шпуровых зарядов в зависимости от показателя взрываемости горной породы

Принципиальным недостатком существующих методов оценки взрываемости горных пород по удельному расходу ВВ является то, что степень дробления породы не принимается во внимание. Взорванная порода, тождественная по своему составу и физико-механическим свойствам в массиве, может при разных взрывах представлять совершенно различный по крупности материал, что при современной технологии добывания полезных ископаемых имеет исключительно важное значение. Поэтому применительно к взрывной отбойке оценка сопротивляемости горных пород должна характеризовать дробимость их взрывом.

Исследования по определению дробимости горных пород взрывом проводились лабораторией взрывных работ ИГД АН СССР под руководством Л. И. Барона

в 1957—1958 гг. Опыты показали, что для этой цели может быть использован в качестве лабораторного метода способ испытаний на дробимость падающим грузом, описанный на стр. 238.

В ходе исследований сотрудником лаборатории Е. П. Максимовой был предложен и испытан также метод дробления образцов породы неправильной формы взрывом капсюля-детонатора, с оценкой получасмых результатов по гранулометрическому составу продуктов разрушения такими же показателями, которые были использованы при упомянутой методике испытаний падающим грузом.

Испытания проводятся в деревянном ящике (без дна), внутренние стенки и крышка которого обшиты кошмой и дерматином; между стенкой ящика и кошмой должен быть оставлен воздушный промежуток — благодаря такой обшивке внутренних стенок будет исключено вторичное дробление кусков породы, разлетающихся под действием взрыва. Ящик устанавливают на пол, застланный также кошмой, а поверх нее — плотной бумагой. На фанерной подставке размерами 20 × 30 мм устанавливают образец испытываемой горной породы весом 100 г, имеющий неправильную форму. Сверху на образец устанавливают примерно в вертикальном положении гремухертутнотетриловый капсюль-детонатор № 8 в бумажной гильзе и укрепляют его пластилином (рис. 134). Взрывание производится электрическим способом. Продукты разрушения, остающиеся на плотной бумаге, тщательно собирают и подвергают анализу на ситах с отверстиями 7 (или 10) и 0,25 мм. По результатам анализа вычисляют показатели  $V_{\max}$  и  $\text{tg } \alpha$ , как это указано на стр. 239. Коэффициент вариации этих показателей при проведенных исследованиях составил:

$$V_{\max} = 20,8\%,$$

$$\text{tg } \alpha = 15,6\%.$$

В последнее время в связи с разработкой теоретических вопросов действия взрывных волн в твердой среде большое внимание уделяется оценке упругих свойств горных пород. В лаборатории торпедирования ВНИИ геофизики разработан метод испытания, основанный на разрушении образцов непосредственно действием взрывных волн.



Исследования проводятся на приборе (рис. 135), который назван прибором испытания кернов взрывом (сокращенное обозначение ПИК В). Он представляет собой стальную трубу диаметром 75 мм, длиной 1,8 м, заполненную водой. Труба служит волноводом для волны, образующейся при взрыве в воде капсулы-детонатора № 8. На противоположном от заряда конце трубы помещается испытуемый образец породы в виде керна диаметром 30—50 мм и толщиной 16 мм. Прибор позволяет регулировать ударную нагрузку, действующую на образцы и сравнивать в этих условиях характер их разрушения. Оценка разрушения образца производится по величине вновь образованной поверхности.



Рис. 134. Образец горной породы, подготовленный к испытанию на дробимость взрывом

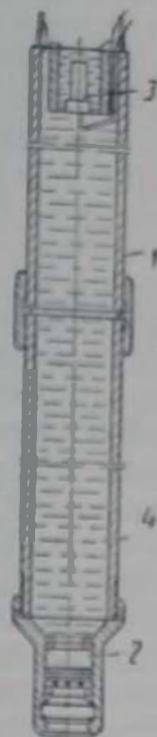


Рис. 135. Прибор для испытания кернов взрывом (ПМК В):

1 — стальная труба; 2 — образец испытуемой породы; 3 — капсула-детонатор № 8 (с электрооглашителями); 4 — вода

Разрушение массива при взрывной отбойке происходит не только в результате измельчения прямым воздействием возникающих при взрыве усилий, но и в результате распада массива по имеющимся в нем трещинам. Целесообразно поэтому разделить понятия: «дробимость вещества породы» и «дробимость массива породы». Если получение характеристик сопротивляемости дроблению

взрывом для вещества породы возможно путем лабораторных испытаний, то для достоверной оценки сопротивляемости массива всегда необходимы натурные наблюдения.

Применительно к отбойке относительно небольшими зарядами (шпуровой метод) возможно использование натуральных испытаний путем взрывов сравнительно небольшого масштаба. Такие испытания можно назвать полигонными.

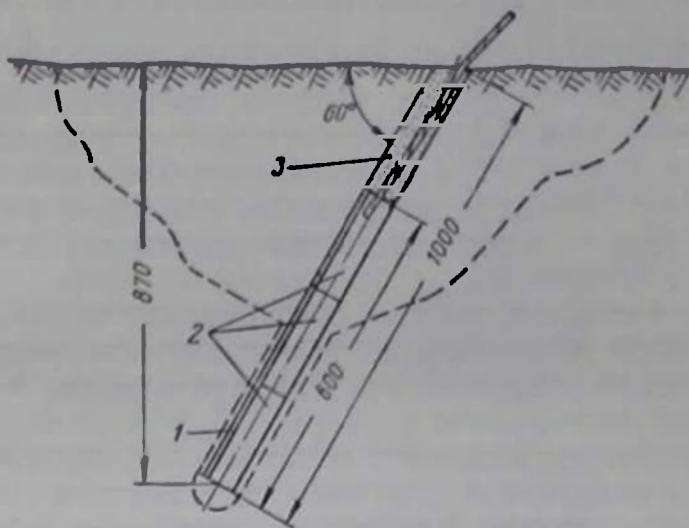


Рис. 136. Схема расположения заряда в наклонном шпуре при полигонном испытании:  
1 — шпур; 2 — заряд ВВ; 3 — песчаная забойка

Методика полигонных испытаний, применявшаяся при исследованиях, проводившихся лабораторией взрывных работ ИГД АН СССР (разработана С. П. Левчиком под руководством Л. И. Барона), заключается в следующем. В одиночный шпур глубиной 1 м, пробуренный под углом  $60^\circ$  к подошве полигона или к поверхности стенки горной выработки, помещают заряд ВВ (аммонита № 6) весом 600 г (рис. 136). Диаметр шпура равен 40 мм. ВВ вводят в шпур в патронах без разрезания и уплотнения, следя однако за правильной досылкой патронов. Остаточную часть шпура заполняют песчаной забойкой. После каждого взрыва породу извлекают из воронки (типичный контур ее показан на рис. 136) и подвергают ситовому анализу.

При проведенных исследованиях применялись сита

с отверстиями диаметром 10; 25; 50 и 100 мм. Для грубой оценки кусковатости можно использовать показатель суммарного выхода фракций крупностью менее 100 или менее 50 мм. В этом случае потребуется только одно сито (грохот).

Методы оценки сопротивляемости взрывной отбойке крупных массивов пока, к сожалению, почти совершенно не разработаны. Первоочередной задачей в этом направлении является создание прибора, который позволил бы быстро определять степень трещиноватости массива.

## XXVII. СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ РЕЗАНИЮ. ЗАРУБАЕМОСТЬ

Сущность современных методов экспериментального определения сопротивляемости углей и пород резанию состоит в том, что при помощи специально созданного прибора в реальных условиях забоя имитируется процесс разрушения, имеющий место при работе той или иной добычной машины.

Методика экспериментов обычно строится так, чтобы можно было установить не только затраты работы, но и количество разрушенного угля или породы, а также степень их измельчения.

Практика последних лет показала, что характеристики сопротивляемости резанию, определенные экспериментальным путем достаточно точно соответствуют показателям реальных процессов и могут быть использованы для расчета исполнительных органов добычных машин.

Имитация процесса резания угля в испытательном приборе впервые была осуществлена Б. М. Лейбовым и М. М. Протодьяковым (младшим), создавшими режущий маятник, правда, только для лабораторных условий. По принципу действия режущий маятник подобен известным конструкциям маятниковых копров для испытаний металлов на ударную прочность (рис. 137). Образец угля, зажатый в тисках, прорезается одиночным зубком, установленным в маятнике, падающим с заданной высоты. Энергия, затраченная на резание, измеряется по разности углов сброса и выбега. Угольный штыб, полученный при резании, улавливается специальным устройством. Удельные затраты энергии определяют путем деления количества затраченной энергии (кдж) на разрушенный объем (м<sup>3</sup>) по данным 15—80 повторных

однородных опытов. Метод не получил распространения для определения сопротивляемости резанию, однако очень часто применяется при исследованиях процессов разрушения. Он явился также основой ряда забойных методик измерения сопротивляемости углей разрушению.

Ряд приборов был создан для определения сопротивляемости углей строганию, т. е. их строгамости. Одним из первых был прибор ПКС-1, сконструированный Гипроуглемашем и изготовленный заводом им. Пархоменко в Луганске. Этот прибор состоит из двух основных частей: а) цилиндра, представляющего масляный домкрат, поршень которого заканчивается скалывающим ножом; б) электродвигателя мощностью 1 кВт с масляным насосом, подающим масло в цилиндр. По показанию манометра определяют давление, возникающее при скалывании угля, а по величине давления при помощи тарировочной таблицы — усилие.

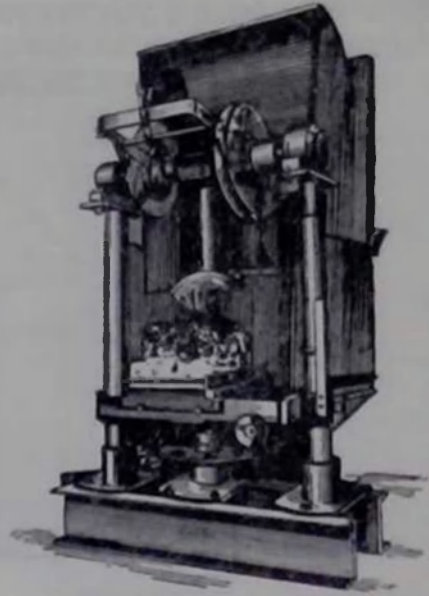


Рис. 137. Режущий маятник

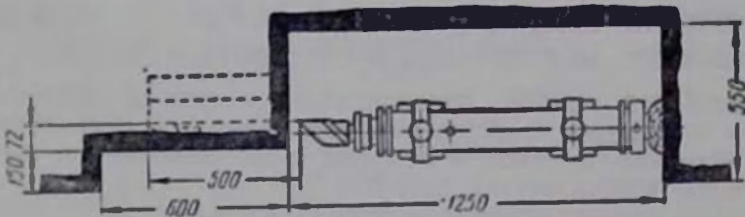


Рис. 138. Схема установки прибора ПКС-1 в лаве

На рис. 138 показана схема установки прибора ПКС-1 в лаве. Режущий нож имеет высоту 142 мм. Толщина стружки от 50 до 200 мм. При проведении опытов определяют сечение скалываемой стружки и устанавливают показатель сопротивления угля скалыванию  $R_{ск}$ :

$$R_{ск} = \frac{P_{ск}}{S_{стр}}, \text{ кг/см}^2, \quad (225)$$

где  $P_{см}$  — усилие скалывания, кг;  
 $S_{стр}$  — сечение сколотой стружки, см<sup>2</sup>.

При применении прибора, ввиду того, что вишн. в ко-  
 торых устанавливается цилиндр, проводят с применением  
 взрывных работ, усилия на скалывание угля при выходе  
 поршня до 300 мм во внимание не принимают, поскольку  
 в этой части уголь ослаблен.

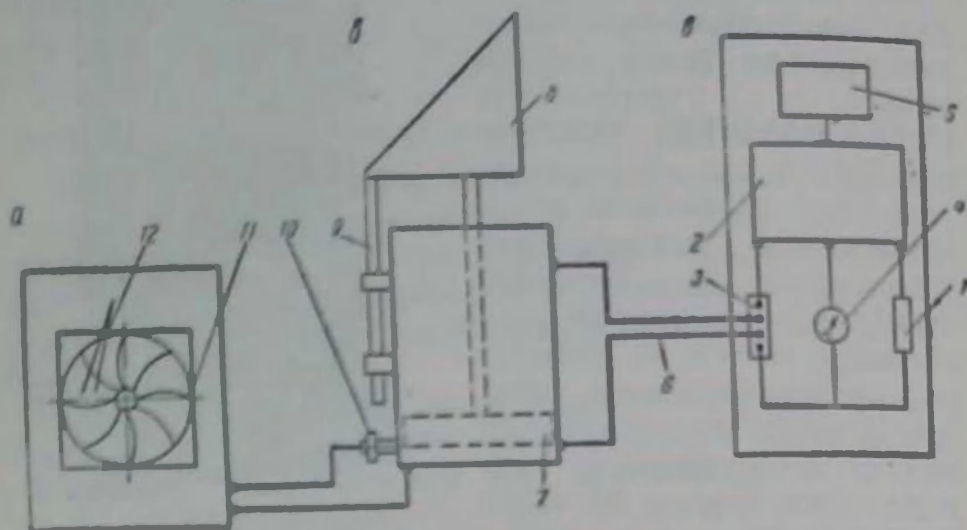


Рис. 139. Принципиальная схема английского прибора для опреде-  
 ления сопротивления угля строганию:

1 — насос двойного действия; 2 — редуктор; 3 — распределительный клапан;  
 4 — манометр; 5 — гидropневматический аккумулятор; 6 — гибкий шланг; 7 —  
 пилкер; 8 — режущий нож; 9 — взрывоопасная стержень; 10 — датчик; 11 —  
 карта; 12 — завесывающее ведро

На отечественных шахтах прибор ПКС-1 распро-  
 странения не получил, но аналогичные приборы широко  
 применяются за границей, в частности в Англии.

Английский прибор, принципиально подобный прибору ПКС,  
 в также немецкому прибору, испытывавшемуся в 1946—1948 г. [66],  
 но не получившему распространения из-за сложности и ограничен-  
 ности хода, изображен на рис. 139.

Прибор предназначен для оценки строгивости и состоит из  
 трех основных частей: насосного агрегата и гидравлического ци-  
 линдра б с режущим ножом и записывающего устройства а. Насос-  
 ный агрегат представляет собой насос 1 двойного действия с ручным  
 приводом, который может развивать давление до 141 кг/см<sup>2</sup>. Масло  
 из резервуара 2 через распределительный клапан 3 может подаваться  
 к любой стороне цилиндра, чем обеспечивается реверсирование.  
 Гидропневматический аккумулятор 5 производитelnостью 10 см<sup>3</sup>/сек  
 служит для смягчения пульсаций масла и в системе. Масло под да-  
 влением подается через гибкие шланги 6 в гидравлический цилиндр,  
 имеющий площадь поперечного сечения 62,4 см<sup>2</sup>. При максимальном

давлении гидравлический цилиндр создает напорное усилие до 3,6 т, перемещающее плунжер 7 со штоком, на конце которого насажен режущий нож 8. Ножи изготавливаются из литой закаленной стали и имеют высоту 152, 101 и 50 мм; углы резания — 30, 45 и 60°. Нож при движении удерживается от проворачивания направляющим стержнем 9, который закреплен в специальных хомутах на корпусе гидравлического цилиндра. Ход плунжера и соответственно

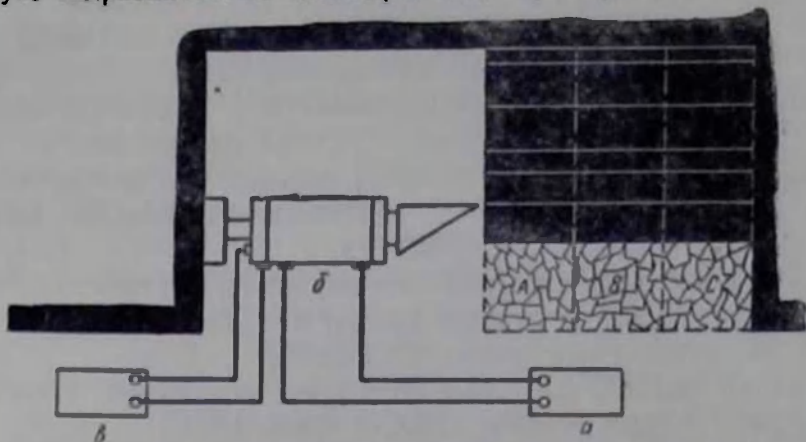


Рис. 140. Схема установки прибора в забое: А, В, С — заходки

глубина скалывания составляют 260 мм. При работе установки регистрируются колебания давления в цилиндре и продвижение штока при резании. Для регистрации последней величины служит датчик 10. Самопишущий прибор оборудован картой 11, приводимой во вращение от часового механизма со скоростью 4 оборота в час. Перья 12, записывающие давление масла в системе и глубину продвижения ножа, приводятся от датчиков.

При испытаниях определяют среднее значение усилия резания путем деления площадки графика, ограниченного кривой силы резания, на глубину внедрения. Кроме того, по весу разрушенного угля вычисляют удельную энергоемкость процесса резания ( $\text{квт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3$ ).

При испытании в шахте гидравлический цилиндр устанавливается на распорной стойке, что позволяет производить скалывание в различных точках по высоте забоя. Из-за ограниченного хода плунжера (260 мм) скалывание угля во время испытаний производится заходками (рис. 140). Для испытаний проводят вручную отбойными молотками или при помощи взрывных работ специальные ниши. Наиболее разрушенную часть угля (А) в испытуемом уступе перед исследованиями удаляют вручную. При производстве испытания уступы крепят специальной крепью.

В СССР наибольшее распространение для определения сопротивляемости углей резанию получил [26] прибор ДКС, разработанный ВУГИ. При помощи этого прибора производится регистрация процесса резания угля, на основе чего определяются следующие основные показатели этого процесса:

$P_z$  — среднее усилие резания, кг;

$A_{уд}$  — удельная энергия, расходуемая на разрушение единицы объема угля при резании, кВт-ч/м<sup>3</sup>.

Помимо этого при помощи прибора можно определить ряд величин, необходимых для расчета исполнительных органов угледобывающих машин, а именно:

$b$  — ширину «развала», т. е. ширину канавки, прорезаемой резцом на данном угле;

$K_{дин}$  — коэффициент динамичности, характеризующий амплитуду колебания усилий при резании;

$n_{св}$  — число пиковых усилий, возникающих на единице пути резания. Эта величина определяет частоту периодичности процесса.

Поскольку все названные показатели зависят от глубины срезаемой стружки, предусмотрено определение их при различных значениях последней.

Прибор ДКС разработан в трех вариантах. Наиболее употребительна модель ДКС-2 (рис. 141).

Режущий зубок 1 имеет угол резания 50°, задний угол равен 10°, ширина режущей кромки 20 мм. Державка зубка 2 перемещается по высоте распорного домкрата 5 и может быть закреплена в любом положении зажимми. Кроме того, державка свободно вращается вокруг оси домкрата. Режущий зубок выдвигается из державки на расстояние до 210 мм и также может быть закреплена в любом промежуточном положении. Перемещение державки зубка по вертикали обеспечивает прорезание забоя по различным пачкам пласта и позволяет установить требуемое расстояние между повторными прорезами. При вращении державки с режущим зубком в плоскости залегания пласта забой прорезается по дуге. Выдвижение режущего зубка из державки позволяет при проведении повторных опытов снимать стружки разной толщины без перестановки распорного домкрата. Стойка домкрата изготавливается в двух вариантах для работы на пластах разной мощности. Стойка меньшего размера обеспечивает возможность проведения испытаний на пластах мощностью от 0,6 до 1 м. Большая стойка допускает работу на пластах мощностью до 1,5 м. В случае необходимости возможно изготовление стоек увеличенных размеров. Тяговая лебедка 6 оснащена редуктором, состоящим из червячной пары. Натяжение каната осуществляется винтом лебедки, который обеспечивает пе-

ремешенне зубка по пути резания длиной до 1,1—1,2 м. Привод лебедки осуществляется от ручного электросверла ЭБР-19. Скорость движения тянущего винта, приводимого в движение лебедкой, составляет 32 см/мин. Максимальное тяговое усилие 5 т. Динамометр 4 присоединяется к режущему зубку и ведущему винту лебедки стальными канатами.

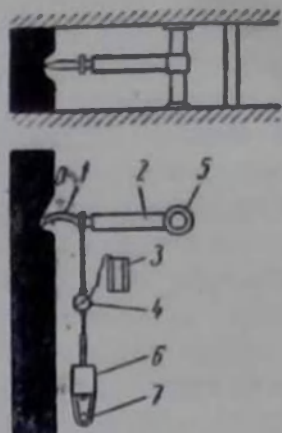


Рис. 141. Схема прибора ДКС-2:

- 1 — режущий зубок;
- 2 — державка зубка;
- 3 — самопишущий аппарат динамометра;
- 4 — динамометр;
- 5 — распорный домкрат;
- 6 — тяговая лебедка;
- 7 — упорная стойка

Гидравлический динамометр (рис. 142) для измерения усилий резания снабжен записывающим устройством с механическим приводом. Возможно применение механического привода от патефона, позволяющего изменять скорость протягивания ленты от 50 до 180 мм/мин. Рекомендуемая скорость, обеспечивающая рельефную запись процесса, 130 мм/мин при скорости подачи винта лебедки 320 мм/мин. Динамометр состоит из двух основных частей: гидравлического датчика 1 и записывающего аппарата 2. При работе они соединяются

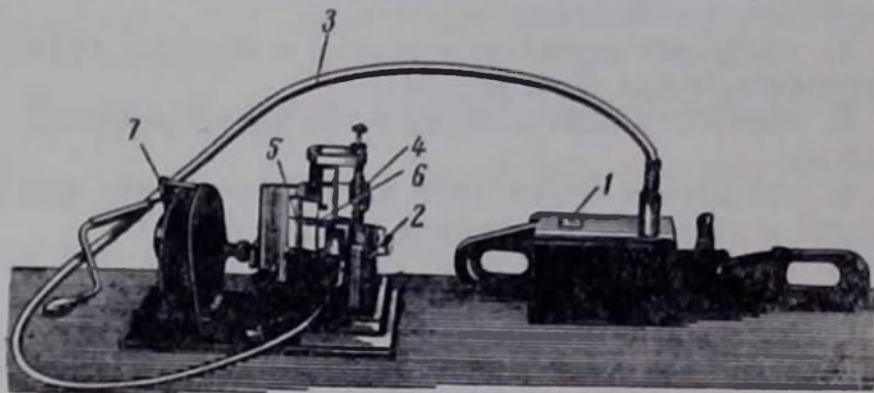


Рис. 142. Гидравлический динамометр:

- 1 — гидравлический датчик;
- 2 — записывающий аппарат;
- 3 — гибкий шланг;
- 4 — измерительная пружина;
- 5 — стрелка;
- 6 — металлическая игла;
- 7 — механический привод

между собой гибким шлангом 3. При этом заполненная маслом полость цилиндра в датчике соединяется с ци-



линдром записывающего аппарата. Давление масла, возникающее при растяжении датчика, передается на поршень в цилиндре записывающего аппарата. Поршень присоединен к измерительной пружине 4, работающей на растяжение. При растяжении измерительной пружины перемещается указывающая стрелка 5, скользящая по шкале. Одновременно металлическая игла 6 прочерчивает кривую на металлизированной бумаге. Перестановкой измерительных пружин в самопишущем аппарате достигается изменение шкалы измерений. Шкала динамометра при этом обеспечивает предел измерений 1000, 2500 и 5000 кг.

При работе с прибором ДКС-2 можно применять динамометры других конструкций. Для упрощенных испытаний пригодны динамометры визуального наблюдения.

Прибор легко разбирается на основные части — зубок, державку, распорный домкрат, что облегчает доставку аппаратуры в забой.

При определении сопротивляемости угля рекомендуется выбирать место опыта на расстоянии 30—35 м от подготовительных выработок. В пункте испытания забой следует зачистить вручную на глубину не менее 300—400 мм, чтобы удалить слой нарушенного (отжатого) угля. При монтаже аппаратуры в забое, после того как прибор будет установлен и присоединены динамометр и лебедка, необходимо:

а) повернуть державку с зубком в исходное крайнее положение (точка *O* на рис. 141);

б) вывинтить винт лебедки в том же направлении до отказа;

в) установить приемлемое натяжение каната между зубком и лебедкой, удерживая зубок в точке *O*;

г) после натяжения всей схемы укрепить упорную стойку лебедки.

После установки аппаратуры производят обработку забоя режущим зубком по цилиндрической поверхности. На подошве вплотную к забою расстилают брезент или мешковину для сбора разрушенного угля. После этого зубок выдвигают из державки на требуемую глубину резания (строганья) *h*. Величину *h* выбирают с таким расчетом, чтобы иметь возможность определять искомые показатели при 3—4 разных ее значениях. Минимальное значение *h* рекомендуется принимать равным 20—25 мм,

а максимальное — избирать после предварительного опробования из условия, что усилия на динамометре не будут превышать 4,5—4,7 т. Обычно на крепких углях максимальная глубина резания (строгания) не превышает 70—100 мм, а на мягких — достигает 150—180 мм.

В процессе проведения каждого опыта (одиночного прореза) регистрируют усилия на динамометре. Помимо этого, определяют и записывают в рабочий журнал с указанием порядкового номера опыта следующие величины:

- а) высоту оси прореза от почвы, *м*;
- б) выдвигание зубка *m<sub>з</sub>* из державки, *см*;
- в) длину пути резания по следу зубка, *см*;
- г) ширину бокового развала, *см* (эту величину определяют 5—8 раз с интервалами по пути резания 6—10 *см*);
- д) вес отделенного угля, *г* (взвешиванием на простейших весах).

Повторные прорезы по поверхности забоя необходимо распределять со смещением по вертикали так, чтобы расстояния между ними не менее чем в 5—6 раз превышали глубину резания (строгания), а расстояния от прорезов до подошвы и кровли не менее чем в 1,5 раза превышали ширину бокового развала. Число одиночных прорезов должно быть не менее 8—10.

При обработке данных вычисляют следующие показатели, характеризующие сопротивляемость угля резанию (строганию):

- $P_z$  — среднее усилие резания при данной толщине стружки, *кг*;
- $A_{уд}$  — удельную энергию разрушения единицы объема угля, *квт-ч/м<sup>3</sup>*;
- b* — ширину бокового развала, *см*;
- $K_{дин}$  — коэффициент динамичности;
- $n_{ск}$  — число сколов на единицу пути резания,  $\frac{1}{м}$ .

Среднее усилие резания определяют следующим образом. Вначале путем планиметрирования диаграмм записи усилий, зафиксированных динамометром, вычисляют среднее значение усилия  $P_d$ . Затем подсчитывают величину  $P_{z_i}$  в каждом опыте, пользуясь формулой

$$P_{z_i} = B_p P_d, \text{ кг.} \quad (226)$$

Коэффициент  $B_p$  принимают в зависимости от выдвижения зубка  $m_3$  в данном опыте.

$m_3$ , см	0	1—4	5—6	7—9	10—13	14—17	18—21
$B_p$	0,64	0,65	0,66	0,67	0,68	0,69	0,70

Среднее значение усилия резания  $P_z$  для данной толщины стружки вычисляют как арифметическое среднее из значений  $P_{z_i}$ , полученных в однозначных опытах:

$$P_z = \frac{P_{z_1} + P_{z_2} + \dots + P_{z_i}}{i}, \text{ кг.} \quad (227)$$

Наряду с вычислением среднего значения  $P_z$  фиксируют максимальное (пиковое) значение усилия резания  $P_{z_{\text{max}}}$ , наблюдавшееся в опытах при данной толщине стружки.

Для определения удельной энергии разрушения производят следующие расчеты.

а) вычисляют общую длину пути резания  $L$ , суммируя соответствующие значения длин  $l_i$  в единичных опытах (в см):

$$L = l_1 + l_2 + \dots + l_i, \text{ см.} \quad (228)$$

б) вычисляют общий вес разрушенного угля  $G$ , суммируя соответствующие значения  $R_i$  в единичных опытах:

$$G = R_1 + R_2 + \dots + R_i, \text{ г.} \quad (229)$$

в) подсчитывают удельную энергию разрушения  $A_{\gamma_2}$  для данной толщины стружки, пользуясь формулой

$$A_{\gamma_2} = 0,0272 \frac{P_z L \gamma_n}{G}, \text{ ккал} \cdot \text{ч/м}^3, \quad (230)$$

где  $\gamma_n$  — кажущийся удельный (объемный) вес угля,  $\text{г/см}^3$ .

Среднее значение ширины бокового развала  $b$  для данной толщины стружки вычисляют как среднее арифметическое из всех отсчетов  $b_i$ , произведенных в единичных опытах:

$$b = \frac{b_1 + b_2 + \dots + b_i}{i}, \text{ см.} \quad (231)$$

Для вычисления коэффициента динамичности  $K_{\text{дин}}$  при данной толщине стружки вначале определяют зна-

чения коэффициента динамичности  $K_{дин_i}$  в каждом опыте:

$$K_{дин_i} = \frac{\sum P_{д\max}}{n_i P_{д_i}}, \quad (232)$$

где  $K_{дин_i}$  — значения коэффициентов динамичности в отдельных опытах;

$P_{д\max}$  — значения отдельных пиковых усилий на диаграмме записи в масштабе этой диаграммы;

$n_i$  — число пик на диаграмме;

$P_{д_i}$  — среднее усилие, вычисленное по диаграмме записи.

Затем подсчитывают величину коэффициента динамичности для данной толщины стружки как арифметическое среднее значений  $K_{дин_i}$ :

$$K_{дин} = \frac{K_{дин_1} + K_{дин_2} + \dots + K_{дин_i}}{i}. \quad (233)$$

Число элементарных сколов на единицу пути резания для данной толщины стружки вычисляют из уравнения

$$n_{ск} = \frac{n_1 + n_2 + \dots + n_i}{L}, \quad \frac{1}{m}, \quad (234)$$

где  $n_i$  — числа пик на диаграммах записи в единичных опытах;

$L$  — длина общего пути резания во всех опытах,  $m$ .

Результаты испытаний для каждого пласта в отдельности целесообразно систематизировать по следующей форме.

#### ОТЧЕТ

о проведенных испытаниях углей прибором ДКС-2

Дата проведения испытаний

##### 1. Место и условия испытаний

Бассейн . . . . .	Пласт . . . . .
Комбинат . . . . .	Геологический индекс . . . . .
Трест . . . . .	Марка угля . . . . .
Шахта . . . . .	Наличие включений . . . . .
Наименование выработки . . . . .	Вмещающие породы:
Тип выработки . . . . .	почва . . . . .
Глубина залегания . . . . .	кровля . . . . .
Удаленность места испытаний от штрека	(желательно показать структурную колонку)

## 11. Результаты испытаний

Толщина стружки (глубина резания), см	Число единичных опытов	Среднее усилие резания, кг	Удельная энергия, калт-ч/м <sup>2</sup>	Средняя шарнирная боковая развала, см	Средний коэффициент дилативности	Число сколов на единицу пути	Максимальное усилие резания, кг	Примечание
---------------------------------------	------------------------	----------------------------	---	---------------------------------------	----------------------------------	------------------------------	---------------------------------	------------

Примечание. В случае раздельного определения сопротивлений по плавкам пилы соответствующую отметку промазывать в последней графе с указанием расположения пилки от пилы пилы.

Опыт, накопленный при пользовании прибором ДКС, позволил установить, что зависимость усилий резания  $P_z$  от толщины стружки (глубины резания)  $h$  практически линейна (рис. 143), а удельные энергозатраты  $A_{уд}$

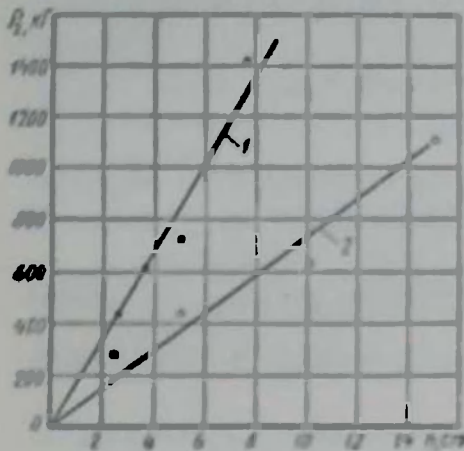


Рис. 143 Зависимость усилий резания  $P_z$  от толщины стружки (глубины резания)  $h$   
1 — шахта № 6 «Центросоюз» Антрацит, 2 — шахта «Ниванор» Каменный уголь марки Т.

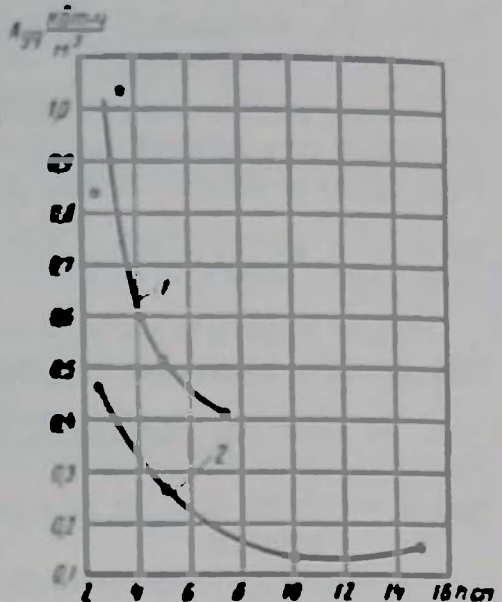


Рис. 144 Зависимость удельной энергии разрушения  $A_{уд}$  от толщины стружки (глубины резания):  
1 — шахта № 6 «Центросоюз» Антрацит, 2 — шахта «Ниванор» Каменный уголь марки Т.

изменяются с изменением толщины стружки по кривой гиперболического вида (рис. 144).

Линейный характер зависимости  $P_z = f(h)$  позволяет принять в качестве критерия сопротивляемости резанию (строганию) величину усилия резания  $A$ , приходящуюся на единицу толщины стружки (глубины резания):

$$A = \frac{P_z}{h}, \text{ кг/см.} \quad (235)$$

В табл. 30 приведены результаты определения показателя сопротивляемости резанию углей различных марок.

Таблица 30  
Показатели сопротивляемости резанию  $A$  различных шахтопластов СССР

Пласт	Марка угля	Коэффициент сопротивляемости угля резанию, $A$ , кэ/см	Коэффициент вариации значения $A$ , %
Донбасс			
II Лисичанский $l_3$	Д	137	7,8
Анастасиевский $l_2$	Г	83,5	32,0
Бутовский $l_1^n$	Г	216	7,4
Лидневский $l_3$	Г	164	—
III Клеменский $k_3$	ОС	98,5	11,6
Никлиор $l_4$	Т	73	29,0
Средняя Мария $l_1$	Ж	50	—
Владимир $l_7$	Ж	24	—
$k_1$	А	49	—
Комптерновский $l_3^n$	А	91	10,5
Боковский $k_3$	А	166	28,0
Несветаевский $i_3^{2n}$	А	168	10,0
Майдановский $h_8$	А	168	10,0
Нижне-Грушевский $k_5^n$	А	212	7,5
	А	252	—
Несветаевский $k_3 i_3^{2n}$	А	334	28,0
Карагандинский бассейн			
Феликс $K_{10}$	ПС	217	—
Феликс $K_{10}$	ПС	233	—
Новый $K_{18}$	ПЖ	180	4,1
Четырехфутовый $K_{14}$	ПС	290	5,6
Шестифутовый $K_{13}$	ПС	230	—
Верхняя Марианна $K_{12}$	ПС	250	—
Средний $K_3$	ПС	165	1,9
Нижесредний $K_2$	ПС	185	—
Долинский-четвертый $d_4$	Ж	85	7,5
Долинский-пятый $d_5$	Ж	95	22,5

Показатель  $A$  принят в качестве основной характеристики сопротивляемости углей разрушению при расчетах исполнительных органов угледобывающих машин [33].

Удельная энергоемкость разрушения  $A_{уд}$  с достаточной для практики точностью может быть вычислена по формуле

$$A_{уд} = \frac{A}{125 h^{0,6}} \text{ квт} \cdot \text{ч/м}^3. \quad (236)$$

Установленные связи позволяют производить при испытании резание только с одной толщиной стружки. Для этой глубины резания определяют значение  $A$ , по которому затем подсчитывают значения  $P_z$  и  $A_{уд}$  для других значений глубины резания. Лишь в случае необходимости определения коэффициентов динамичности испытания следует производить в полном объеме при разности толщине стружки.

Модель ДКС-3 предназначена для испытаний при малых (до 1,5 см) глубинах резания. Конструктивно эта модель подобна прибору ДКС-2, отличаясь от него лишь размерами, рассчитанными на предельную нагрузку 1000 кг. Распорная стойка снабжена здесь дополнительными наставными трубами, позволяющими изменять ее высоту в следующих пределах (табл. 31).

Таблица 31

Размеры распорных стоек с наставными трубами прибора ДКС-3

Типоразмер	Высота распорной стойки, мм	
	минимальная	максимальная
А	600	880
Б	1000	1200
В	1300	1500
Г	1600	1800

Величина выдвижения зубка из державки  $m$ , составляет 20 см, что обеспечивает максимальный вылет зубка 1100 мм.

Модель ДКС 4 рассчитана на такие же глубины резания, что и прибор ДКС-2, но обеспечивает заглубление с одной установки распорной стойки не на 200, а на 1000—1200 мм. Схема прибора показана на рис. 145.

Особенности конструкции заключаются в следующем. Державка 1, выполненная в виде трубы, расположена не соосно с распорной стойкой 6, а сбоку, в хомуте 5. Длина выдвижной части дер-

державки, равная 1620 мм, позволяет заглубляться в массив на 1,0—1,2 м с одной установки распорной стойки. Резец 2, имеющий такую геометрию, как в приборе ДКС-2, во время работы жестко закреплен в державке. На выдвижной части последней нарезана трапецидальная резьба с шагом 2 см. Такая же резьба имеется в гайке 3 запорного устройства. При вращении болта 4 гайка выдвигается

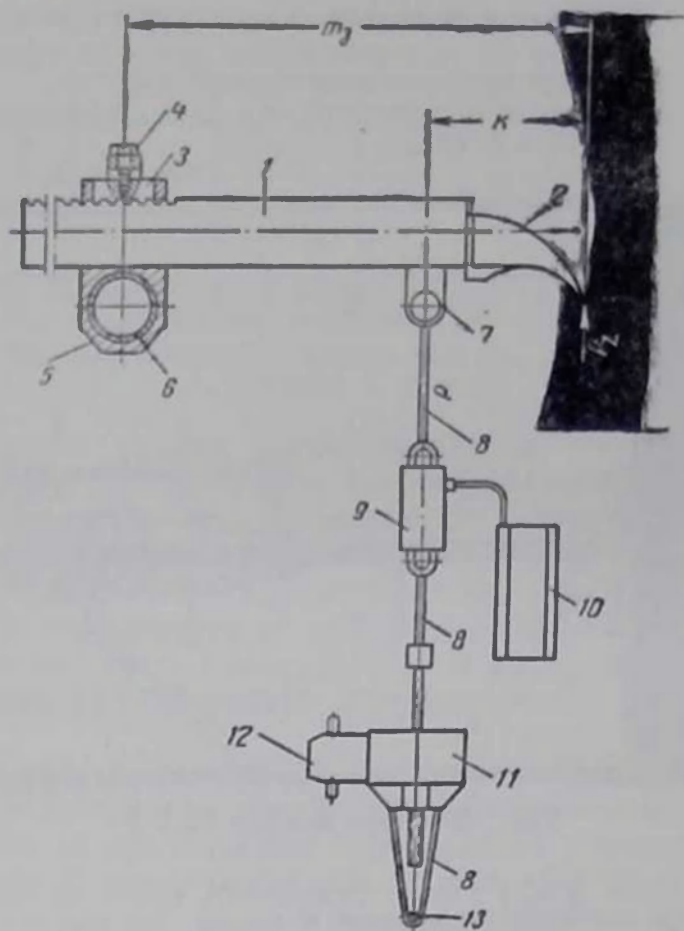


Рис. 145. Схема прибора ДКС-4:

1 — державка; 2 — резец; 3 — гайка, 4 — болт; 5 — хомут; 6 — распорная стойка; 7 — проушина; 8 — канат; 9 — гидравлический динамометр; 10 — регистрирующее устройство; 11 — тяговая лебедка; 12 — электросверло; 13 — распорная стойка

в резьбу державки, что фиксирует последнюю относительно распорной стойки. Выдвижение державки осуществляется вручную при ослабленной гайке. При резании может быть установлена любая толщина стружки, кратная 20 мм. Конструкция распорной стойки 6 принята такая же, как и в приборе ДКС-2. Имеются два типоразмера стойки — размером 0,7 и 1,3 м. Стойка снабжена четырьмя удлинителями, позволяющими применять установку на пластах мощ-



ностью от 0,7 до 2,2 м. Порядок испытания такой же, как описанный выше. Величину усилия резания определяют по формуле

(237)

где  $P_2$  — усилие резания, кг;

— усилие, зарегистрированное на динамометре, кг;

$m_2$  — выдвижение державки реза — расстояние от вершины реза до оси распорной стойки (величина переменная, замеряемая при проведении опытов), см.

$K$  — расстояние от вершины реза до оси прицепного устройства ( $K = 32$  см).

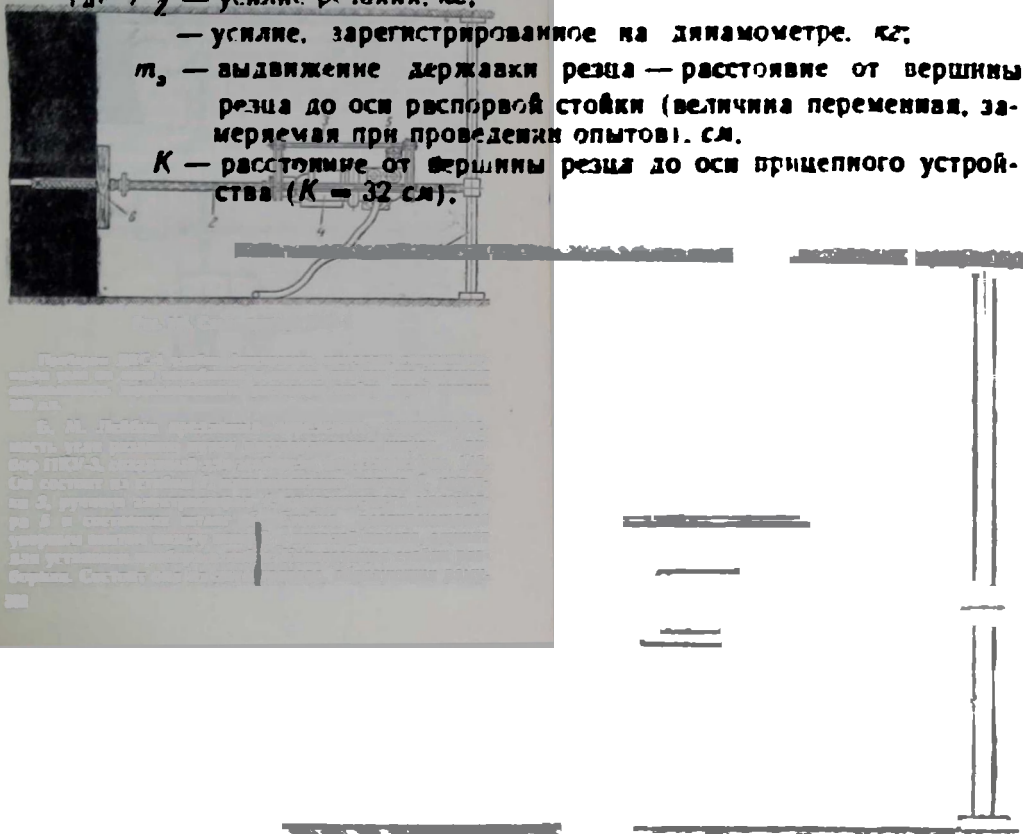


Рис. 146. Схема прибора ПКУ-3

Прибором ДКС-4 удобно фиксировать изменение сопротивления угля по мере заглубления в массив, так как это устраняет необходимость переставлять распорную стойку через каждые 200 мм.

Б. М. Лейбов предложил определять сопротивление угля резанию путем рассверливания шпура. Прибор ПКУ-3, созданный для этой цели, показан на рис. 146. Он состоит из стойки 1, направляющих винтов 2, каретки 3, ручного электросверла 4, самопишущего манометра 5 и составных штанг 6. Стойка, распирающаяся упорным винтом между почвой и кровлей пласта, служит для установки прибора в забое. Конструкция стойки разборная. Состоит она из двух траверс, образующих раму.

Применение труб различной длины позволяет устанавливать прибор на различных по мощности пластах. Направляющие винты укреплены на траверсе, которая может перемещаться по стойкам в вертикальном направлении. Винты распираются между забоем и стойками посредством коронок, вращающихся на винтах. На направляющих винтах устанавливается каретка. На ней

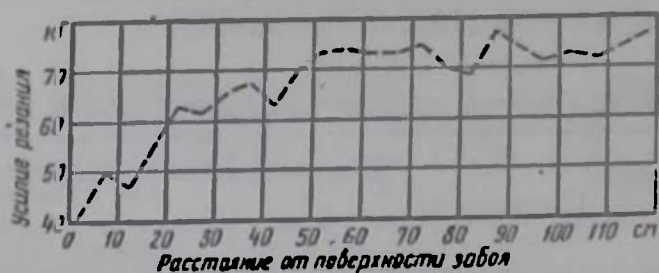


Рис. 147. Изменение усилия резания по мере заглубления в массив

смонтировано ручное электросверло и самопишущий моментомер. Электросверло с моментомером представляет собой мотор-весы, измеряющие крутящий момент на шпинделе. Каретка перемещается по направляющим винтам с заданной подачей, осуществляемой от шпинделя сверла. В зависимости от набора шестерен в редукторе можно осуществить подачу 2,5; 5,0 и 10 мм/об. Для осуществления ручной подачи редуктор может быть выключен.

Испытание производится следующим образом. После установки прибора в забое бурят предварительный шпур диаметром 40 мм. Бурение производится угольным резцом обычной конструкции при ручной подаче. Глубину шпура принимают различную, в зависимости от задач исследования. Поскольку ограничен ход каретки, для достижения необходимой глубины бурения применяют наставные штанги. Если испытание ведется только с целью определения сопротивляемости угля резанию, достаточно осуществлять бурение на глубину, примерно равную мощности пласта. Поскольку часть массива у поверхности забоя нарушена горным давлением и уголь в ней обладает меньшей сопротивляемостью (рис. 147), в расчет целесообразно принимать значения усилий резания, полученные при заглублениях, превышающих половину мощности пласта. Следующей опера-

пней является разбуривание шпура при постоянной подаче 10 мм/об и диаметре коронки 60 мм. При этой операции производится запись моментомером.

Для получения достаточно полной характеристики забоя опытное сверление производится по различным пачкам и в нескольких точках по длине забоя, в зависимости от строения угольного пласта. Режимы резания, принятые в установке ПКУ-3, отличаются от режимов резания прибором ДКС-2 (табл. 32).

Таблица 32  
 Параметры режима резания приборами ДКС-2 и ПКУ-3

Параметры	Значения параметров при резании прибором	
	ДКС-2*	ПКУ-3**
Угол резания, град	50	90
Ширина лезвия реза, мм	20	5
Число резов, шт	1	2
Скорость резания, м/мин	0,32	23,2
Толщина стружки, см	от 1 до 20	1,0

\* Резание с поверхности (одна обдвоенная поверхность).  
 \*\* Полуобдвоенное резание (две обдвоенные поверхности).

Экспериментально и аналитически было установлено, что при равной толщине стружки усилия резания сопоставляемыми приборами в одинаковых условиях находятся в соотношении

$$P_{зПКУ} \approx 0,5 P_{зДКС} \quad (238)$$

Обработка результатов, полученных при помощи прибора ПКУ-3, производится так же, как при применении прибора ДКС. Следует учитывать, что применение такой упрощенной установки, какой является прибор ПКУ-3, не позволяет получить показатели, характеризующие периодический процесс разрушения.

Переход от показателя сопротивляемости угля, установленного при испытании, к нагрузкам на реальных машинах устанавливается на основе эмпирических формул [13; 33], разработанных на основе экспериментального изучения процесса резания.

Совещание по методам определения сопротивляемости углей и горных пород разрушению механическими способами (1960 г.) признало, что на современном этапе

для уточненной оценки сопротивляемости углей разрушению механическими способами наиболее целесообразным является интегральный показатель, устанавливаемый экспериментально путем забойных испытаний. Рекомендовано для этой цели использовать разработанный ИГД им. А. А. Скочинского метод резания в эталонном режиме при помощи прибора ДКС.

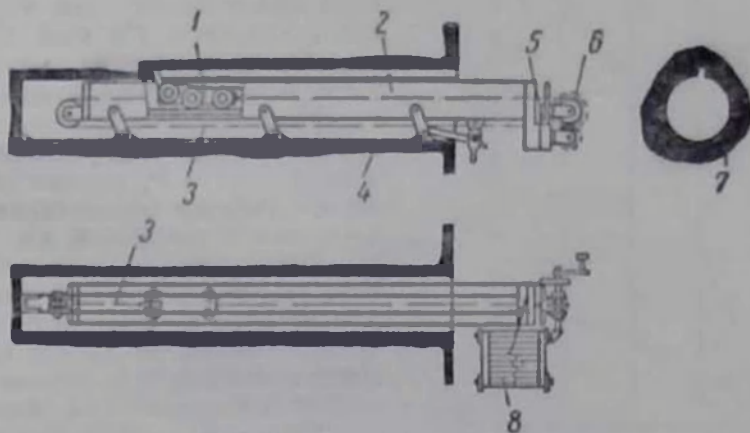


Рис. 148. Схема прибора Вильмса:

- 1 — каретка; 2 — трубчатые направляющие; 3 — тяговая цепь;  
4 — прижимной полз; 5 — плоская пружина; 6 — натяжной блок;  
7 — профиль канавки, 8 — регистрирующее устройство

С целью учета изменения сопротивляемости углей разрушению по мере заглубления в пласт, вызываемого напряженным состоянием массива, признана целесообразной разработка специального прибора, основанного на рассверливании шпуров и пригодного по своей конструкции для массового применения.

В ФРГ для определения сопротивляемости углей разрушению при резании нашел применение предложенный Вильмсом [69] прибор (рис. 148), при помощи которого в шпуре прорезается канавка. Прибор таким образом воспроизводит процесс разрушения угля струговым ножом. В принципе он представляет собой маленький угольный струг, оснащенный измерительным устройством. Состоит прибор из металлических трубчатых направляющих 2, в которых на тяговой цепи 3 передвигается каретка 1 с резцом. При движении прибора резец прорезает в скважине канавку. Путь резания составляет около 1,1 м, однако конструкция прибора предусматривает возможность удлинения направляющих. На конце направляющих установлено самопишущее устройство. Конструкция прибора позволяет проводить исследования в буровых скважинах диаметром 105 мм. Прибор укрепляется в скважине при помощи прижимного полза 4, расположенного под направляющими. Сила тяги, возникающая на всдушем колесе, воспринимается плоской пружиной 5, укрепленной

без взоров и трения, и через рычаг передается на пишущий механизм. Движение ленты записывающего устройства связано с движением тяговой цепи. При работе записывающий механизм закрыт кожухом. Вес прибора около 22 кг, что позволяет применять его в шахтных условиях. Записываемая прибором сила тяги складывается из

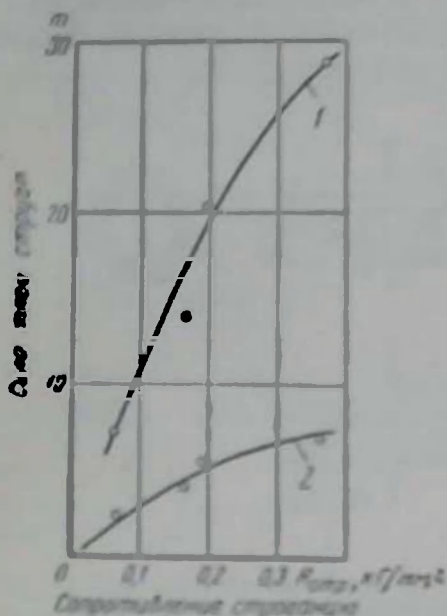


Рис. 149 Зависимость силы тяги скоростного струга от удельного сопротивления углей стружкой, определенной прибором Вильмса

1 — максимальное значение силы тяги, 2 — среднее значение силы тяги

$S$  — площадь поперечного сечения выстроганной канавки, мм<sup>2</sup>. Величина  $S$  при пользовании описанным прибором равна  $6 \times 10 = 60$  мм<sup>2</sup>.

Исследования, проведенные при помощи прибора Вильмса, позволяют установить довольно четкую корреляционную связь между силой тяги из цепи скоростного струга и показателями удельной сопротивляемости углей стружке  $R_{стр}$  (рис. 149).

Помимо описанных приборов имеется ряд установок [17, 29, 56] предназначенных для определения сопротивления резанию угля в натуральных условиях. Большинство этих установок предназначено для исследовательских целей, однако с их помощью могут быть получены показатели, пригодные для производственной оценки сопротивляемости углей резанию.

Сопротивляемость резанию горных пород может быть определена аналогичными приборами, но рассчитанными

усилия резания и потерь на трение внутри прибора. Последние составляют, по опытным данным, не более 2% и почти не увеличиваются при рабочем ходе, в сравнении с холостым. По этой причине их можно особо не учитывать. Параметры режущего инструмента, применяемого в приборе Вильмса, следующие: угол резания — 30°, задний угол — 7°, ширина реза — 10 мм. Резание осуществляется на постоянную глубину 6 мм.

Регистрирующий механизм прибора записывает изменение усилия резания в координатах пути. Отношение длины записи на диаграмме к длине пути резания принимается равным 1:3 или 1:4.

Удельную сопротивляемость стружке  $R_{стр}$  по Вильмсу вычисляют по формуле:

$$R_{стр} = \frac{P_2}{S}, \text{ кг/мм}^2, \quad (239)$$

где  $P_2$  — среднее усилие резания, кг, определяют эту величину планиметрированием диаграммы записи;

ми на соответственно большие нагрузки. В отечественной практике известен предназначенный для этой цели прибор, разработанный Н. Е. Черкасовым [27]. Конструкция прибора показана на рис. 150. Он состоит из направляющей рамы 1, червячного редуктора 2, каретки 3

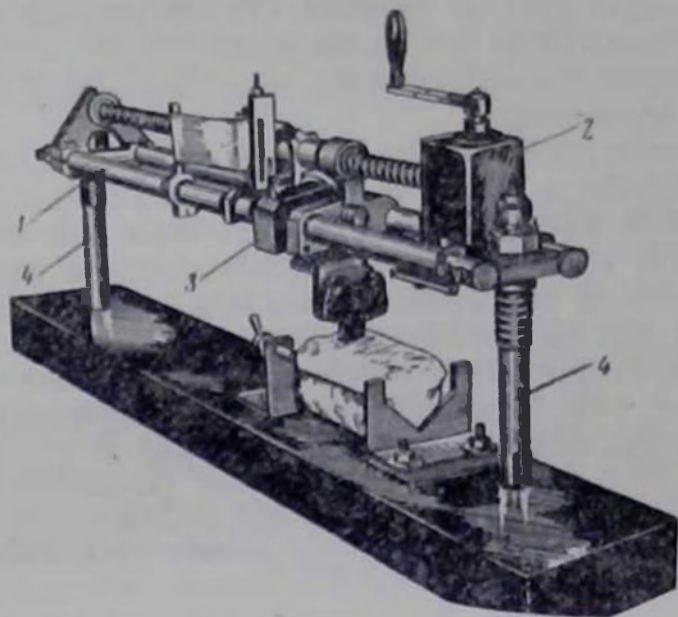


Рис. 150. Прибор для измерения сопротивления резанию горных пород

с резцом-эталонем и анкером 4 для крепления прибора к массиву горной породы. Прибором можно записать усилие на резце-эталоне при резании как образца, заранее отделенного от массива, так и нетронутой породы в забое. Процесс измерения усилия на резце-эталоне при резании образца заключается в следующем. Прибор укрепляют на деревянном бруске при помощи анкеров. На том же бруске посредством двух зажимов укрепляют образец породы неправильной формы. В гнездо для резца-эталона сначала вставляют W-образный резец, при помощи которого производится обработка поверхности образца для создания условий полусвободного резания резцом-эталонем. После образования по всей длине образца прореза, по форме соответствующего режущей кромке W-образного резца, в гнездо вставляют резец-эталон. Конец бумажной ленты, выходящий из кассеты

самописца, укрепляют зажимом на направляющей раме прибора и начинают запись усилия на резце-эталононе.

При движении каретки вперед резец срезает с образца эталонную стружку в условиях полусвободного резания, а регистрирующее устройство, соединенное с динамометром, записывает на бумажной ленте кривую, соответствующую усилию резания. По полученной динамограмме определяют усилие на резце-эталононе (среднее — для определения величины  $P_s$ , максимальное — для расчета на прочность).

При измерении усилия резания резцом-эталононом непосредственно в забое горной выработки прибор прикрепляют к массиву двумя анкерами и все операции производят в той же последовательности. За одну установку прибора можно измерить усилие резания на участке забоя длиной до 80 см. Для определения среднего значения  $P_s$  для всего забоя прибор переставляют несколько раз. Величину удельной сопротивляемости резанию  $R_{72}$  подсчитывают по формуле

$$R_{72} = \frac{P_s (0,8 ah + K_n h^2 + K_{зат} a^2) \sin \beta}{ah \sin (\beta + \rho)}, \text{ кг/см}^2, \quad (240)$$

где  $P_s$  — среднее сопротивление при резании горной породы резцом-эталононом,  $\text{кг/см}^2$ ;

$a$  — ширина стружки,  $\text{см}$ ;

$h$  — глубина резания,  $\text{см}$ ;

$K_n$  — коэффициент, зависящий от величины предварительного обнажения периметра сечения стружки.

Резание	$K_n$
Полусвободное . . . . .	0,4
Блокированное . . . . .	0,8

$\rho$  — передний угол резца, *град.*

$K_{зат}$  — коэффициент, учитывающий влияние затупления режущей кромки резца.

$P_2$ $\omega/\text{см}^2$	$K_{\text{вст}}$
До 3	0,350
3—12	0,280
12—15	0,210
50—200	0,140
200—800	0,070
Более 800	0,035

$\beta$  — угол скольжения, град.

Применение формулы обусловлено следующим. Расчетная ширина стружки  $a$  принимается не более  $7h$ . Когда  $a > 7h$ , расчет удельного усилия на резце ведется для  $a = 7h$ , но усилие резания рассчитывается для всей ширины стружки. По формуле можно определять удельное усилие на резце с передним углом от  $-5$  до  $+45^\circ$  с достаточной для практических целей точностью.

Лабораторией механических способов разрушения горных пород ИГД им. А. А. Скочинского совместно с ЦНИИС произведено сопоставление усилий резания горных пород с различными показателями оценки сопротивляемости пород разрушению [7, 8].

Усилия резания определялись при разрушении породы резцом комбайна ШБМ-2 (толщина стружки 4 мм, шаг резания 10 мм). В качестве критериев сопротивляемости пород разрушению были приняты: удельное сопротивление резанию резцом-эталонном; контактная прочность; коэффициенты крепости, определенные методами толчения и раздавливания образцов неправильной формы; число твердости по Шору.

Сопоставление усилий резания в указанном режиме, зафиксированных при испытаниях на стенде, с каждой из рассмотренных характеристик физико-механических свойств пород показало, что общая корреляция имеется во всех пяти случаях, но с неодинаковым разбросом точек. Наименьший разброс получен при сопоставлении с показателем контактной прочности (рис. 151). Коэффициент вариации в данном случае составил 16,5%.

При сопоставлении с показателями испытаний на приборе с резцом-эталонном получен коэффициент вариации 21,6%, что соответствует третьему классу по шкале



точности (стабильности) показателей, предложенной проф. Л. И. Барном (см. приложение III).

Наибольший разброс получен при сопоставлении с коэффициентами крепости по методу толчения. Коэффициент вариации, подсчитанный без учета резко откля-

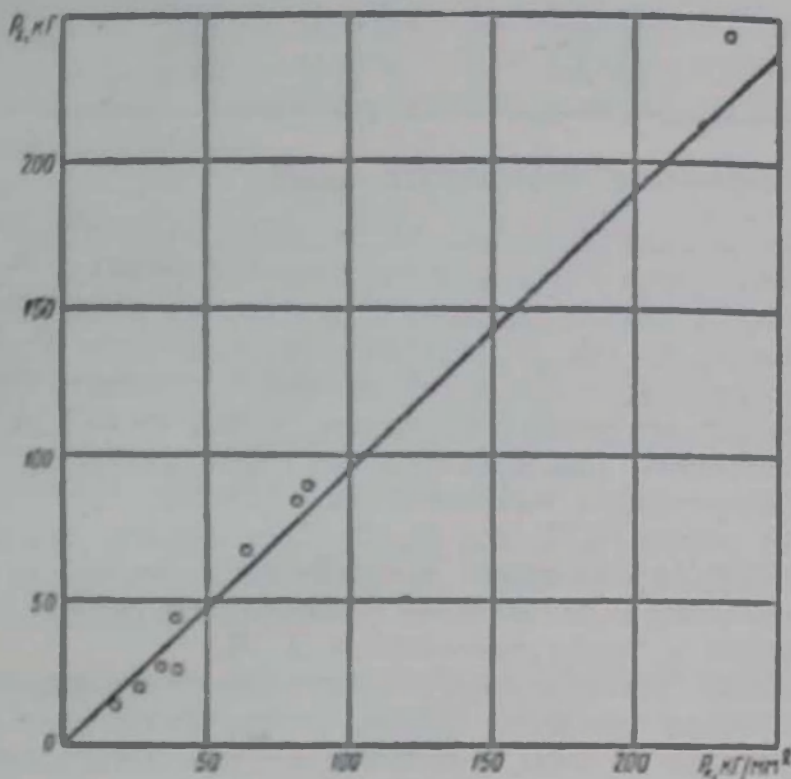


Рис 151 Зависимость усилия резания от контактной прочности горных пород

нившихся данных по глинистому сланцу, оказался равным 59% (наиболее низкий, пятый класс точности по упомянутой шкале).

Приведенные данные показывают, что оценка сопротивляемости горных пород резанию по коэффициентам крепости, полученным методом толчения, практически неприемлема.

Сопротивляемость угля разрушению при резании зубками (например, при зарубке врубовыми машинами) принято называть зарубаемостью. Практически степень зарубаемости оценивают либо по расходу зубков, либо по скорости подачи машины.

Долгое время оценка сопротивляемости углей производилась по удельному расходу сталинитовых зубков врубных машин. Величина расхода зубков устанавливалась путем специальных наблюдений в течение одного или нескольких выемочных циклов. Делением общего расхода зубков на величину подрубленной площади устанавливали удельный расход зубков  $Z$  ( $\text{шт}/\text{м}^2$ ), по значению которого угли и классифицировались в отношении зарубаемости. Согласно нормировочнику на горные работы для шахт Донбасса предусматривалось деление на 8 классов зарубаемости с расходом зубков от 0,2 до 2,5  $\text{шт}/\text{м}^2$ . Применительно к обычным стальным зубкам И. П. Кириченко [28] была предложена разбивка углей Донбасса на 20 классов. Анализ этих методов, произведенный М. М. Протодьяконовым (младшим) [47], показал следующее:

а) между удельным расходом зубков  $Z$  и коэффициентами крепости  $f$  по шкале М. М. Протодьяконова существует корреляционная зависимость вида

$$f = K_m \sqrt{Z}, \quad (241)$$

где  $K_m$  — коэффициент, зависящий от материала зубка.

Для обычных стальных зубков  $K_m = 1,0$ , для зубков с наплавкой сталинита  $K_m = 1,3$ ;

б) поскольку удельный расход зубков пропорционален квадрату крепости углей, всякое изменение последней существенно сказывается на значении удельного расхода зубков. По этой причине пределы колебаний удельного расхода зубков при повторных наблюдениях и на различных шахтах, разрабатывающих один и тот же пласт, весьма велики — коэффициент вариации колеблется (по данным ряда авторов) от 12 до 126%, составляя в среднем 54%. При такой вариации 1—2 наблюдения в забое основой для составления классификации служить не могут — требуется много наблюдений (см. приложения I и II).

В современных условиях для зарубки применяют зубки, армированные твердыми сплавами, удельный расход которых в десятки раз меньше, чем стальных или сталинитовых. В этих случаях пользование данными о расходе зубков в течение двух-трех смен является неприемлемым — для получения надежных данных длительность наблюдений должна измеряться не сменами, а месяцами.

Для приближенной оценки можно использовать данные об удельном расходе зубков согласно бухгалтерской отчетности за квартал при условии, что выдача зубков контролируется отдельно по каждой лаве и отдельно по типам зубков. Объем подрубленного угля берется по данным маркшейдерских замеров. Величина коэффициента крепости вычисляется по формуле (241). Значения коэффициента  $K_w$  в этой формуле по данным М. М. Протодьяконова (младшего) составляют (с учетом переточек):

Для зубков врубашки типа КМЗ . . . . .	6,2
» » типа «Ураль» . . . . .	7,0
» сталинитовых зубков . . . . .	2,8*

По данным В. И. Ведерникова для комбайнов, работающих на тонких пластах, следует принимать значения  $K_w$  (с учетом переточек):

УКТ-1 . . . . .	6,9
«Горняк» . . . . .	3,5
УКМГ-2 . . . . .	3,9

При оценке зарубаемости по скорости подачи машины эту величину определяют путем хронометражных наблюдений, проводимых периодически в течение 2—3 выемочных циклов. Деля чистое время работы на число подрубленных погонных метров, определяют среднюю скорость подачи, которую и принимают в качестве показателя зарубаемости. Этот показатель является весьма относительным, так как на его величину существенно влияют многочисленные горнотехнические и производственные факторы — длина лавы, условия разработки, квалификация обслуживающего персонала и т. д. Деление на классы по величине средней скорости подачи машины может быть поэтому только очень грубым. Обычно применяют деление на 3 класса. Так, например, для условий Карагандинского угольного бассейна при комбайновой выемке принято следующее деление:

- наибольшие крепкие угли — до 0,27 м/мин.
- угли средней крепости — от 0,27 до 0,54 м/мин.
- мягкие угли — более 0,54 м/мин.

\* Соответствие значений  $K_w$  для сталинитовых зубков при подсчете по однократным замерам, когда  $L_w = 1,3$  и по данным квартальной отчетности позволяет определить среднее число переточек.

$$\frac{2,8^2}{1,3^2} \approx 4,7.$$

Применительно к комбайновой выемке такое деление неправильно в принципе, так как средняя скорость подачи комбайна существенно зависит от извлекаемой мощности пласта. Увеличение последней необоснованно приводит к переходу угля в более высокий класс крепости.

Иногда оценку зарубаемости угольных пластов производят по удельному расходу энергии, определяемому путем специальных измерений при работе машин. Несмотря на физическую обоснованность такого подхода, применимость метода ограничена, поскольку получаемые показатели пригодны только для машин данного типа, а производство измерений очень сложно, особенно в шахтах, опасных по газу или пыли,

---

## ПРИЛОЖЕНИЕ I

### МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ НЕОБХОДИМОГО ЧИСЛА ОПЫТОВ

Необходимое число опытов следует устанавливать статистическим путем, исходя из величины характерного для данного метода испытаний коэффициента вариации  $K_{доп}$  в требуемой степени точности результата  $K_{доп}$ .

Значение коэффициента вариации определяется формулой

$$K_{доп} = \frac{100 \cdot \sigma}{\bar{X}}, \quad \%$$

где  $\sigma$  — среднее квадратичное отклонение (стандарт);

$\bar{X}$  — средняя арифметическая.

Величину среднего квадратического отклонения вычисляют по формуле

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum s_i^2}{N - n}}$$

где  $s_i$  — отклонения отдельных результатов от групповых средних (от средних по группам опытов);

$N$  — общее число опытов;

$n$  — число групп опытов.

Для установления необходимого числа опытов известны величина допустимого отклонения  $K_{доп}$  в процентах. Зная значение коэффициента вариации  $K_{доп}$  для данного метода испытаний, можно определить с надежностью 0,95 (суммарно по верхнему и нижнему лимитам) требуемое число опытов по величине соотношения

$$\frac{K_{доп}}{K_{нар}}$$

$\frac{K_{\text{доп}}}{K_{\text{вар}}}$	Необходимое число опытов	$\frac{K_{\text{доп}}}{K_{\text{вар}}}$	Необходимое число опытов
2,000	1	0,591	11
1,386	2	0,568	12
1,132	3	0,544	13
0,980	4	0,524	14
0,876	5	0,506	15
0,800	6	0,490	16
0,741	7	0,475	17
0,693	8	0,462	18
0,653	9	0,450	19
0,620	10	0,438	20

Пример. Требуется установить необходимое число опытов для определения временного сопротивления гранита одноосному сжатию (раздавливанию) на зернах диаметром 30 мм с точностью  $\pm 20\%$ . Для пород такой крепости, как граниты, коэффициент вариации показателей временного сопротивления раздавливанию при испытаниях зернов указанного диаметра примерно равен 25% (см. ниже).

Величина соотношения  $\frac{K_{\text{доп}}}{K_{\text{вар}}}$  в данном случае составит:

$$\frac{20}{25} = 0,800.$$

В графе «Необходимое число опытов» соотношение 0,800 соответствует цифра 6. Следовательно, нужно принять необходимое число опытов равным 6. Если бы мы производили испытания на кубиках с длиной стороны 50 мм, то величина коэффициента вариации была бы несколько меньше — поправочный коэффициент примерно равен 0,8 (см. ниже). В этом случае значение соотношения  $\frac{K_{\text{доп}}}{K_{\text{вар}}}$  составило бы

$$\frac{25 \cdot 0,8}{20} = 1,000.$$

Ближайшее табличное значение равно 0,980. Ему соответствует цифра 4. Следовательно, в случае проведения испытаний на образцах в форме кубиков с длиной стороны 50 мм было бы достаточно 4 опытов.

Данных о величине коэффициента вариации при различных методах испытаний горных пород пока, к сожалению, имеется мало, так как этой стороне дела стали уделять внимание только в последние годы. Имеющиеся значения были указаны при изложении соответствующих методов в тексте книги. Для приближенной ориентировки можно использовать следующие обобщенные данные, которые

следует рассматривать как предварительные и подлежащие уточнению по мере накопления экспериментальных данных.

Виды испытаний	Ориентировочные значения $K_{вар}$ %
Обычные методы определения объемного веса . . .	3—7
Определение пористости . . . . .	4—36
Определение водопоглощения . . . . .	6—40
Определение временного сопротивления одноосному сжатию (раздавливанию) на кернах диаметром 52 мм <sup>1</sup> . . . . .	
Породы с коэффициентом крепости по шкале М. М. Протодьяконова:	
$f < 4$	30—40
$f = 4—10$	30—25
$f = 10—15$	25—20
$f > 15$	20—15
Определение временного сопротивления растяжению	20—60
Определение временного сопротивления сдвигу .	15—40
Определение временного сопротивления изгибу .	20—60
Определение статической твердости . . . . .	4—30
Определение динамической твердости . . . . .	6—30
Определение абразивности . . . . .	15—40
Определение сопротивляемости разрушению:	
методом обрасывания . . . . .	20—40
методом галчения . . . . .	10—30
методом падающего груза . . . . .	10—25
методом раздавливания в замкнутом объеме . . . . .	10—20
Определение буримости . . . . .	10—20
Определение взрываемости . . . . .	15—40
Определение зарубчатости по удельному расходу зубил:	
одиночные наблюдения . . . . .	120—100
квартальный учет . . . . .	5—40

## ПРИЛОЖЕНИЕ II

### МЕТОДИКА ПОСТРОЕНИЯ КЛАССИФИКАЦИОННЫХ ШКАЛ ПО РЕЗУЛЬТАТАМ ИСПЫТАНИЙ

В качестве исходного положения для построения классификационных шкал по результатам испытаний горных пород и углей различными методами целесообразно принимать следующее правило<sup>2</sup>: величины интервалов между соседними классами должны быть не

<sup>1</sup> В случае проведения испытаний на образцах кубической формы с длиной стороны 50 мм указанные значения  $K_{вар}$  следует умножать на поправочный коэффициент, равный 0,8, а для испытаний образцов неправильной формы — на 1,4.

<sup>2</sup> Л. Н. Барон. О показателях прочности горных пород. «Известия АН СССР. ОТИ», 1948, № 11.

меньше полусумм полей вероятного рассеяния центральных значений этих классов.

Для определения величины полей вероятного рассеяния можно воспользоваться так называемыми контрольными лимитами для средних арифметических значений, вычисляемыми по формуле

$$\bar{x}_{\text{лим}} = \bar{x} \pm \frac{K_{\text{доп}}}{K_{\text{вар}}} \sigma,$$

где  $\bar{x}_{\text{лим}}$  — контрольные лимиты средних арифметических для выборочных групп;

$\bar{x}$  — средняя арифметическая (генеральное значение интервала);

$K_{\text{доп}}$  — допустимое отклонение, %;

$K_{\text{вар}}$  — коэффициент вариации, %;

$\sigma$  — среднее квадратическое отклонение.

Верхние лимиты получают путем подстановки знака плюс, ниж-

ние — знака минус. Значения соотношения  $\frac{K_{\text{доп}}}{K_{\text{вар}}}$  в зависимости от числа опытов приведены в приложении I. Чем меньше принятое число опытов, тем более широкими (при заданной надежности) будут вероятные пределы средних значений и тем меньше должно быть классов в классификационной шкале (поскольку величина соотношения  $\frac{K_{\text{доп}}}{K_{\text{вар}}}$ , при заданной величине  $K_{\text{доп}}$  будет увеличиваться).

Другими словами, при определении показателей свойств пород по малому числу опытов разделение на классы может быть весьма грубым.

Величину  $K_{\text{доп}}$  устанавливают в соответствии с величиной коэффициента вариации, характерной для каждого вида испытаний. Если коэффициент вариации высок, малые значения  $K_{\text{доп}}$  принять не удастся, так как это потребовало бы проведения громадного числа опытов. Поэтому для тех методов испытаний, которые отличаются большой вариацией даваемых показателей, число классов в классификационной шкале должно быть небольшим.

На рис. 152 приведено, для примера, графическое построение классификационной шкалы по результатам испытаний горных пород на одноосное сжатие (раздавливание). Полученные при этих испытаниях значения средних квадратических отклонений  $\sigma$  и коэффициентов вариации  $K_{\text{вар}}$  для пород с разной величиной временного сопротивления раздавливанию приведены в табл. 1.

Графики контрольных лимитов на рис. 152 построены для трех значений числа опытов  $i$ :

$$i_1 = 2,$$

$$i_2 = 5,$$

$$i_3 = 10.$$



Таблица 1

Значения  $\lambda$  и  $K_{\text{кар}}$  для пороа с разным временем сопротивления раздавливанию, полученные при испытаниях

Время сопротивления раздавливанию, кг/см <sup>2</sup>			$\lambda$ , кг/см <sup>2</sup>	$K_{\text{кар}}$ , %
минимальное	максимальное	среднее		
335	1000	740	196	26,5
1000	1500	1250	283	22,6
1500	2500	2000	422	21,1
2500	3500	3000	531	17,7
3500	4900	4040	568	14,2

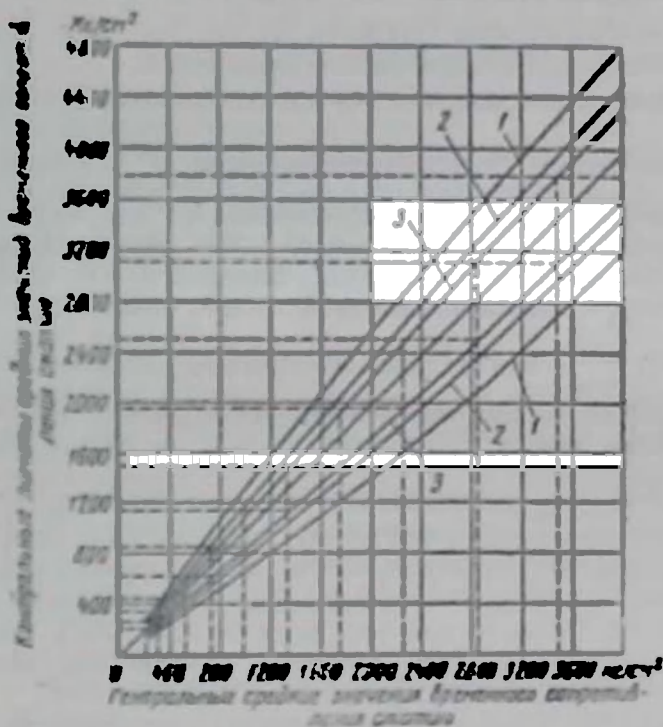


Рис. 152. Графическое построение классификационной шкалы по результатам испытаний на одноосное сжатие:

1 — контрольные линии для  $i = 2$ , 7 — контрольные дуги для  $i = 5$ , 3 — контрольные линии для  $i = 10$

Значения соотношения  $\frac{K_{\text{кар}}}{\lambda}$  для этих чисел опытов, согласно приложению 1, соответственно составляют (при надежности 0,95):

	$\frac{K_{\text{кар}}}{\lambda}$
2	1,386
5	0,876
10	0,620

По оси абсцисс на рис. 152 отложены генеральные средние значения временного сопротивления раздавливанию (т. е. номинальные средние значения показателей прочности в отдельных классах), а по оси ординат — контрольные лимиты тех средних арифметических значений указанного показателя, которые могут ожидать при испытаниях групп из 2, 5 или 10 образцов.

Показанная на графике классификационная шкала построена для пород с временным сопротивлением сжатию более  $200 \text{ кг/см}^2$  при условии оценки прочности каждой породы по результатам испытания 10 образцов ( $i = 10$ ).

Задача решается таким образом: из точки на оси ординат, соответствующей  $200 \text{ кг/см}^2$ , проводим горизонтальную линию до пересечения с линией нижних контрольных лимитов для  $i = 10$ . Из точки пересечения проводим вертикаль до пересечения с линией верхних контрольных лимитов для  $i = 10$ . Через новую точку пересечения проводим вторую горизонталь. На оси ординат она даст точку ( $260 \text{ кг/см}^2$ ), которая ограничит первый полученный нами класс. Продолжим вторую горизонталь вправо до пересечения линии нижних лимитов и из точки пересечения снова проведем вертикаль до линии верхних лимитов. Третья горизонталь пересечет ось ординат в точке  $340 \text{ кг/см}^2$ , которая ограничит нам второй класс, и т. д. Проводимые нами вертикали при продолжении их вниз будут пересекать ось абсцисс в точках, соответствующих центральным значениям (генеральным средним) полученных классов. Отметим, что обозначать классы более правильно не величиной генеральной средней, а крайними значениями, ограничивающими данный класс (например, класс пород, обладающих средним временным сопротивлением сжатием от  $1500$  до  $2000 \text{ кг/см}^2$ ).

Если бы мы решили ограничиться при определении прочности пород только 5 испытаниями, то мы получили бы для того же диапазона пород уже не 12, как на рис. 152, а только 8 классов; при  $i = 2$  число классов сократилось бы до пяти.

Использование графика контрольных лимитов дает возможность решать также задачи, обратные описанной: при установленной величине интервалов классификации можно определять число необходимых испытаний  $i$ .

### ПРИЛОЖЕНИЕ III

#### Шкала стабильности (точности) горнотехнических показателей и расчетов

(по Л. И. Барону)

Классы стабильности (точности)	Коэффициент вариации, %	Характерные примеры
1	< 10	Маркшейдерские съемки; замеры вырабатываемых объемов и площадей; расчеты по проведению сбоек горных выработок; определение объемного веса полезного ископаемого; все расчеты и показатели считающиеся в горном деле «вполне точными»

Классы стабильности (точности)	Коэффициент вариации, %	Характерные примеры
II	10—20	Технико-экономические расчеты методом вариантов, средние производственные показатели чистой скорости бурения за длительные периоды наблюдений, показатели крепости для весьма крепких пород, различные расчеты и показатели, считающиеся в горном деле «практически точными»
III	20—30	Большинство формул для расчета параметров буровзрывных работ, показатели крепости для большинства горных пород средней и ниже средней крепости, характеристические показатели горной технологии, широко используемые в проектных расчетах
IV	30—40	Приближенные эмпирические формулы для определения технико-экономических показателей горной технологии, требующие большой осторожности в применении к конкретным объектам (я техническому проектированию)
V	> 40	Приближенные эмпирические формулы, выявляющие общие тенденции, но совершенно непригодные для конкретного проектирования (например, формула, выражающая зависимость себестоимости добычи от годовой производительности рудника, и подобные формулы)

## ЛИТЕРАТУРА

### РАЗДЕЛ ПЕРВЫЙ

1. Анализ минерального сырья. Под ред. Ю. Н. Кянпович, Ю. В. Морачевского, изд. 3. Л., Химиздат, 1959.
2. Барон Л. И. О точности основных технологических показателей и инженерных расчетов процессов добычи руд. «Известия АН СССР. ОТН», 1951, № 9.
3. Барон Л. И. Вторичное дробление и выпуск руды. Металлургиздат, 1950.
4. Барон Л. И. и Воронюк А. С. Экспериментальные исследования коэффициентов разрыхления руды разной крупности. «Колыма», 1958, № 9.
5. Барон Л. И., Воронюк А. С., Симонян Е. А., Фугзайн М. Д. О расчетных значениях физико-механических характеристик для смесей кусков горных пород разной крупности. «Известия АН КазССР». Серия горного дела, вып. 1 (8), 1958.
6. Барон Л. И., Симонян Е. А. Экспериментальное исследование углов трения отбитой руды разной крупности по дереву и по железу. «Известия АН АрмССР», 1955, т. 8, № 3.
7. Барон Л. И. и Симонян Е. А. Углы трения железной руды разной крупности по бетону. «Известия АН АрмССР». Серия «Технические науки», 1957, т. 10, № 6.
8. Барон Л. И., Симонян Е. А. Влияние влажности на угол трения отбитой руды разной крупности по дереву, железу и бетону. «Известия АН АрмССР». Серия «Технические науки», 1958, т. 11, № 3.
9. Барон Л. И., Фугзайн М. Д. О величине коэффициента разрыхления руды в блоках при массовых обрушениях. «Известия АН СССР. ОТН», 1954, № 8.
10. Барон Л. И., Фугзайн М. Д. Исследование зависимости угла естественного откоса отбитой руды от ее крупности. Сб. «Вопросы разработки месторождений полезных ископаемых», Изд. АН СССР, 1958.
11. Билик Ш. М., Кораблев А. А., Панов А. Д., Слободов М. А. Приборы и аппаратура для исследования проявлений горного давления. Углетехиздат 1958.
12. Веселовский В. С. Испытание горючих ископаемых. Гостеолиздат, 1951.
13. Геращенко Н. П. Вопросы горнотехнической характеристики пород. «Разведка и охрана недр», 1956, № 10.
14. Глейзер М. И. Контроль оперативного учета добычи угля по данным маркшейдерских замеров. Углетехиздат, 1952.

15. Глейзер М. И. Опыт определения объемов угольных штабелей и объемного веса угля в массе. Углетехиздат, 1955
16. ГОСТ 1770—51. Меры вместимости стеклянные технические.
17. ГОСТ 2160—52. Угли бурые, каменные, антрацит и горючие сланцы. Метод определения удельного веса.
18. ГОСТ 5219—50. Камни естественные для морских гидротехнических сооружений.
19. ГОСТ 6379—52. Угли бурые, каменные, антрациты и горючие сланцы. Методы приготовления аналитических проб и определения содержания влаги.
20. ГОСТ 6427—52. Материалы стеновые и облицовочные. Методы определения объемного и удельного веса.
21. ГОСТ 6653—55. Угли каменные, антрацит и горючие сланцы. Метод ускоренного определения содержания влаги.
22. ГОСТ 7025—54. Материалы стеновые и облицовочные. Методы определения водопоглощения и морозостойкости.
23. ГОСТ 7465—55. Пикнометры.
24. ГОСТ 8269—56. Щебень из естественного камня и гравий для строительных работ. Методы испытаний.
25. Гуревич М. Г., Кош Я. М. Скорость и направление движения газа в углетехнических породах Кузбасса. Сб. «Рудозащитная вентиляция и безопасность труда в шахтах». Углетехиздат, 1949.
26. Дубинин М. М. Исследование пористой структуры активных углей комплексными методами. «Успехи химии», 1950, т. 24, вып. 1.
27. Журавлев В. Ф., Андреева М. Р., Чернорук С. Г. Исследование газопропускности и поглощения различных газов углями и породами вмещающей толщи. Материалы ЦНИГРИ. Геохимия Сб. 5. Гостоптехиздат, 1940.
28. Залесский Б. В., Беликов Б. П. Физико-механические исследования и опыт определения долговечности, главнейших типов облицовочных камней из месторождений СССР. «Тр. института геологических наук АН СССР», вып. 89, 1948.
29. Зенин Р. Л. Механика насыпных грузов. Машгиз, 1952.
30. Зиков Т. А., Карелин А. И. Анализ энергетического тоннажа. М.-Л., Гостинергоиздат, 1948.
31. Иванов Б. М. Исследование напряженного состояния прибойной части угольного пласта посредством определения плотности угля. «Научные сообщения ИГД АН СССР», вып. 3. Госгортехиздат, 1950.
32. Казакласин Д. А. К вопросу о маркшейдерском контроле добычи при разработке каменноугольных месторождений. «Тр. ВНИМИ». Сб. XVI, Углетехиздат, 1948.
33. Казановский Д. А., Глейзер М. И. Маркшейдерский учет добычи и борьба с потерями угля и недрах. М.-Л., Углетехиздат, 1948.
34. Кибрачова В. И., Лепарская Н. Д. Определение физических свойств горных пород. Гостоптехиздат, 1957.
35. Котлов Ф. И., Ремнев Б. В., Буторин П. Г. Анализ кернов нефтяных месторождений. Гостоптехиздат, 1918.
36. Кузнецов Н. Н. К вопросу определения объемного веса угля в условиях Челябинского бассейна. Сборник статей по вопросам маркшейдерского дела. Сборник XXXIII, Углетехиздат, 1958.

37. Лидин Г. Д. Газообильность каменноугольных шахт СССР, т. I. Изд-во АН СССР, 1949.
38. Марголин П. З. Прибор для массового определения удельного веса твердых тел. «Цветные металлы», 1948, № 6.
39. Наставление по определению физических свойств образцов горных пород. Гостоптехиздат, 1953.
40. Пальвелев В. Т. Определение истинного удельного веса ископаемых углей. «Известия АН СССР. ОТН», 1939, № 4.
41. Пестов Н. Е. Физико-химические свойства зернистых и порошкообразных химических продуктов. Изд-во АН СССР, 1947.
42. Плаченков Т. Г., Белоцерковский Г. М., Александров В. А. Изучение пористой структуры некоторых природных сорбентов методом вдавливания ртути. Пригодные минеральные сорбенты. Киев, Изд-во АН УССР, 1960.
43. Подбельский Г. Н. Определение действительного удельного веса угля и породы. «Уголь», 1949, № 12.
44. Подбельский Г. Н. Методы определения действительно и кажущегося удельного веса угля и горных пород. Углетехиздат, 1952.
45. Полетаев Б. Д. Определение плотностей горных пород путем наблюдений с гравиметром в шахтах. «Разведка и охрана недр», 1954, № 2.
46. Премыслер Ю. С. Прибор для точного определения истинного удельного веса горных пород. «Заводская лаборатория», 1952, № 4.
47. Растрениенко А. И. Прибор для определения кажущейся плотности пористых тел. «Заводская лаборатория», 1955, № 5.
48. Скочинский А. А., Ходот В. В., Гмошинский В. Г., Липаев Ю. А., Премыслер Ю. С., Эттингер И. Л., Яновская М. Ф. Метан в угольных пластах. Углетехиздат, 1958.
49. Татарников А. А. Определение объемного веса руд по ослаблению гамма-лучей. «Разведка и охрана недр», 1957, № 4.
50. Федоров В. С. О коэффициенте трения. «Азербайджанское нефтяное хозяйство», 1934, № 4.
51. Фисенко Г. Л. Опыт определения объемного веса угля на шахтах и разрезах комбината Челябинскуголь. Сб. «Маркшейдерское дело». Металлургиздат, 1951.
52. Шубин В. П. К вопросу об исследовании физико-механических свойств некоторых пород каменного угля шахт Кузбасса. «Известия Томского политехнического института», т. 68, вып. I, Томск, 1951.
53. Шубников А. К. Проблема топлива на железнодорожном транспорте, ч. 2. Трансжелдориздат, 1948.
54. Шербань А. Н., Цырульников А. С., Бондарь П. И. Методика определения газопроницаемости угольного массива. Изд-во АН УССР, 1956.
55. Эпштейн Е. Ф. Теория бурения-резания горных пород твердыми сплавами. М.-Л., ГОНТИ, 1939.
56. Эттингер И. Л., Жупахина Е. С. Новые методы определения истинного и кажущегося удельных весов пористых тел. «Заводская лаборатория», 1959, № 4.
57. Ritter H. L., Drake L. C. Pore — Size Distribution in Porous Materials, Ind. Eng. Chem. Anal., vol. 17, 1945, No. 12.

## РАЗДЕЛ ВТОРОЙ

1. Авдеев Б. А. Техника определения механических свойств материалов. Машгиз, 1958.

2. Баров Л. И. Влияние высоты образцов крепких горных пород на их временное сопротивление раздавливанию. «Заводская лаборатория», 1956, № 11.

3. Баров Л. И. О показателях прочности горных пород. «Известия АН СССР, ОТН», 1948, № 11.

4. Баров Л. И. Определение коэффициента крепости горных пород. «Тр. ВНИИ-1 МЦМ СССР», вып. 8 Магадан, 1956.

5. Баров Л. И. Приближенное определение механической прочности горных пород. Сб. «Рудничная аэрология и безопасность труда в шахтах» (к 75-летию академика А. А. Скочинского), Углетехиздат, 1949.

6. Баров Л. И. Результаты испытаний на раздавливание образцов пород рудных месторождений «Колыма», 1955, № 5.

7. Баров Л. И. Экспериментальное определение коэффициентов крепости горных пород по шкале М. М. Протодякопона путем испытания буровых кернов на раздавливание. Сб. «Разрушение углей и пород», Углетехиздат, 1958.

8. Баров Л. И., Кузнецов А. В. Абразивность горных пород при добыче. Изд-во АН СССР, 1951.

9. Баров Л. И., Кузнецов А. В. Корреляции показателей абразивности и прочности горных пород «Бюллетень научно-технического горного общества КМА», 1959, № 1 (8).

10. Баров Л. И., Глатман Л. Б., Кузнецов А. В. Износ и поломки режущего инструмента при строгании горных пород. Сб. «Износ и поломки режущих породопроходческих комбайнов», Госгортехиздат, 1961.

11. Баров Л. И., Курбатов В. М., Орлов Р. В. Влияние соотношения размеров образцов горных пород на временное сопротивление раздавливанию. «Горный журнал», 1958, № 2.

12. Баров Л. И., Курбатов В. М. К вопросу о влиянии масштабного фактора при испытании горных пород на раздавливание. Тр. ИГД АН СССР, Углетехиздат, 1959.

13. Баров Л. И., Курбатов В. М. О диаграммах сжатия крепких горных пород. «Научные сообщения ИГД АН СССР», вып. 2, 1959.

14. Белявко Ф. А. Свойства горных пород с точки зрения управления кровлей. М., ОНТИ НКТП Главнауч. редакция горнотопливной литературы, 1935.

15. Белявко Ф. А., Ержанов Ж. С., Глушков В. Т., Беран Ю. Д. Некоторые предварительные результаты изучения физико-механических свойств Красноярских горных пород и метода проведения испытаний. «Научные доклады высшей школы», Серия «Горное дело», 1959, № 3.

16. Белявко Ф. А., Пяляк Г. Л. Опыты по определению прочности горных пород при одновременном действии сжатия и сдвига. «Горный журнал», 1937, № 16.

17. Билин III М., Кораблев А. А., Панов А. Д., Слободов М. А. Приборы и аппаратура для исследования проявлений горного давления. Углетехиздат, 1958.

18. Бирюли А. К. Установление связи между физическими и

техническими свойствами каменных материалов. «Строительные материалы», 1934, № 8

19. Викторов А. М. Об изменении прочности кернов при бурении. «Разведка и охрана недр», 1957, № 2.

20. Викторов А. М. Размер испытываемых образцов и величина предела прочности материалов. «Строительные материалы, изделия и конструкции», 1955, № 8

21. Вольф И. В. Испытание прочности каменных материалов на разрыв при сжатии образцов. «Бюллетень технико-эконом. информации» (Донецкий совнархоз), 1959, № 1.

22. Герчиков Е. А. Исследование упругих свойств горной породы в условиях ее естественного залегания. ОНТИ. Главн. ред. горнотопливной и геол.-развед. литературы, М., 1938.

23. ГОСТ 5219—50. Камни естественные для морских гидротехнических сооружений.

24. ГОСТ 8462—57. Материалы стеновые и облицовочные. Методы определения пределов прочности при сжатии и изгибе.

25. ГОСТ 8269—56. Щебень из естественного камня и гравий для строительных работ. Методы испытаний.

26. Гришкова Н. П. Определение механических свойств и упругих постоянных горных пород Донбасса. Сб. трудов Ком. по упр. кровлей, ГНТИ Украины, 1937.

27. Гришкова Н. П., Староверова В. А. Физико-механические свойства антрацита Дроновского пласта в связи с его анизотропией. Сб. трудов ин-та горного дела АН УССР, 1951, № 1 (10).

28. Давиденков Н. П. Струнный метод в тоннельном деле. «Метрострой», 1934, № 5 и 6.

29. Давидянец В. Т., Судаков Н. Х. Результаты исследований механических свойств горных пород Донецкого бассейна. Сб. ДонУГИ, вып. 7. Углетехиздат, 1950.

30. Ельчанинов М. Н. О зависимости между механической прочностью и объемным весом известняка. «Строительная промышленность», 1940, № 11.

31. Ефимов Г. П. Прибор конструкции ИМС для определения модуля упругости горных пород. «Минеральное сырье», 1937, № 1.

32. Загорский С. Л., Губенков Е. К. Выбор критерия крепости горных пород применительно к работе проходческих комбайнов. «Горные машины», 1959, № 5.

33. Залесский Б. В., Тимченко И. П. Структурно-литологические особенности и физико-механические свойства карбонатных пород Сокского месторождения. Тр. ин-та геологии рудных месторождений, гидрографии, минералогии и геохимии, вып. 13, 1958.

34. Иванов Г. А. Кливаж (отдельности) в углях и вмещающих породах и пути его практического использования, ч. 1. ГОНТИ, 1939.

35. Ивлицкий А. А. Сопротивление медноколчеданных руд сжатию. «Горный журнал», 1953, № 8.

36. Ильницкая Е. И. Малоэнергоемкий процесс механического разрушения угля. Сб. «Вопросы горного дела». Углетехиздат, 1958.

37. Ильницкая Е. И. Определение сопротивления углей сдвигу и разрыву. Тр. ИГД АН СССР, т. 1. Изд-во АН СССР, 1954.



38 Ильянишвили Е. И. Определение сопротивления углей отрыву от целлика забоя. Тр. ИГД АН СССР, т. 2. Изд-во АН СССР, 1955.

39 Исследование механических свойств горных пород Донецкого бассейна Донецкий научно-исследовательский угольный институт. Углетехиздат, 1951.

40 Карагодин Л. Н. Прибор для определения механических свойств углей в забое. Сб. «Разрушение углей и пород». Углетехиздат, 1958.

41 Карпенко Г. В. К вопросу о прочности каменного угля. Тр. Института строительной механики Академии наук УССР, 1950, т. 15.

42 Койфман Б. Е., Наумова С. Н. Испытания твердости углей методом затухающих колебаний. Сб. «Советская геология», вып. 21, 1947.

43 Койфман М. И. Абразивные свойства минеральных частиц. Тр. института прикладной минералогии ОНТИ НКТП, 1932.

44 Ковини Б. Н. Исследование абразивных свойств каменных углей. Тр. Першского горного института, 1958, № 2.

45 Куваев Н. Н. Натурные испытания механических свойств горных пород. Сб. статей по вопросам марийейдерского дела. Сб. XXXIII, Углетехиздат, 1958.

46 Кузнецов В. Д. Физика твердого тела, т. 1, 1937.

47 Кузнецов Г. Н. Механические свойства горных пород. Углетехиздат, 1947.

48 Кузнецов С. Т., Белов Ю. Д. Применение ударного метода для испытания пород, залегающих в почве пласта. Сб. статей по вопросам исследования горного давления и сдвижения горных пород XXXII. Л., 1958.

49 Куркина А. Д. О применении поваренной соли в качестве усталостного материала при испытании на микротвердость. «Заводская лаборатория», 1950, № 4.

50 Лейбеев Б. М. Метод определения пластичности углей. Сб. «Разрушение углей и пород». Углетехиздат, 1958.

51 Лемилев Г. Г. и др. Исследование абразивных свойств шлифующих порошков М. Л. ОНТИ, 1935.

52 Ломтадзе В. Д. Результаты изучения физико-механических свойств скальных горных пород по специальной методике. «Записки Ленинградского горного института», т. 27, вып. 2, 1952.

53 Мидюшинский Ю. Н. Физико-механические свойства горных пород и их значение в вопросах устойчивости бортов угольных карьеров. Углетехиздат, 1951.

54 Матвеев Б. В. Механические испытания горных пород методом сплюснутых втулок. Углетехиздат, 1957.

55 Матвеев Б. В. О зависимости результатов механических испытаний горных пород от размеров их образцов. Сб. «Вопросы разрушения и давления горных пород». Углетехиздат, 1955.

56 Медведев М. Ф., Тюрин В. П., Груздев В. М., Мартынов В. К. Применение коронок с раздвижными перьями для рабурования котлов при проведении горных выработок. БТИ. МЦМ, сентябрь 1957, вып. 32.

57 Мустафьев А. Д. Сопротивление известняков на изгиб и срез. «Тр. Азербайджанского индустриального института им. М. Азизбекова», вып. 4. Азербиздат, 1951.

58. Мягков М. П. К методике испытания горных пород на скалывание. «Горный журнал», 1934, № 2.
59. Некрасов В. К. Методы испытания каменных дорожно-строительных материалов. Дориздат, 1941.
60. Озерская М. Л. Измерение упругих свойств образцов горных пород. Сб. «Разведочная и промысловая геофизика», вып. 5. Гостоптехиздат, 1953.
61. Определение прочности известняка-ракушечника низких марок в полевых условиях. Сб. «Рационализаторские и изобретательские предложения в строительстве», № 115, Госстройиздат, 1960.
62. Остроухов П. В. Изучение физико-механических свойств каменной соли. «Тр. Украинского научно-исследовательского института соляной промышленности», вып. 3(11). Пишпроминиздат, 1960.
63. Пеньков А. М., Староверова В. А. Метод вдавливания для исследования механических свойств углей и вмещающих пород в шахтных условиях. Сб. «Исследования по вопросам устойчивости и прочности». Изд-во АН УССР, 1956.
64. Пеньков А. М., Староверова В. А. Сравнительные исследования механических свойств углей некоторых пластов, опасных и не опасных по внезапным выбросам. Тр. ИГД АН УССР, № 5, 1958.
65. Песковатский А. А. Нормальный модуль упругости каменного угля. «Уголь», 1931, № 106 и 107.
66. Протодьяконов М. М. Исследование хрупкости и вязкости углей. Сб. «Разрушение углей и пород». Углетехиздат, 1958.
67. Протодьяконов М. М. Маятниковый твердомер. «Тр. ИГД АН СССР», т. 1. Изд-во АН СССР, 1954.
68. Протодьяконов М. М., Вобликов В. С. Определение крепости горных пород на образцах неправильной формы. «Уголь», 1957, № 4.
69. Пфлаумер О. Э. Определение на сжимаемых цилиндрических образцах прочности бетона при растяжении. «Бетон и железобетон», 1959, № 1.
70. Разрушение углей и горных пород. Сб. статей. Углетехиздат, 1958.
71. Ризниченко Ю. В., Пвакин Б. Н. и Бугров В. Р. Моделирование сейсмических волн при помощи ультразвуковых импульсов. «Изв. АН СССР» (сер. геофиз.), № 3, 1952.
72. Руппелейт К. В. Механические свойства горных пород. Углетехиздат, 1956.
73. Сачко В. Н. Раскалывание как метод качественной характеристики горных пород. «Тр. Харьковского автомобильно-дорожного института», вып. 17. Харьков, Изд-во ХГУ, 1954.
74. Совещание по методам определения сопротивляемости углей и горных пород разрушению механическими способами 28—30 ноября 1960 г. Изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1960.
75. Тайц Е. М., Тябина Э. С. Измерение микротвердости каменных углей и кокса. «Тр. совещания по определению микротвердости», Изд-во АН СССР, 1951.
76. Тархов А. Г. Новый способ определения упругости горных пород. Сб. «Материалы ВНИИ геофизики», вып. 12, 1948.
77. Торский П. П., Гуминский М. В. О физико-механических свойствах пород кровли Джеккаганского месторождения. «Горный журнал», 1948, № 5.

78. Ускоренная методика определения прочности известняково-го камня и щебня. «Городское хозяйство Москвы», 1955, № 5.

79. Фейт Г. Н. Упругие и прочностные характеристики углей для некоторых пластов Донбасса, опасных по внезапным выбросам. Сб. «Вопросы горного дела». Углетехиздат, 1958.

80. Фясенко Г. Л. Определение сцепления и коэффициента внутреннего трения полускальных горных пород Коркинского месторождения. Сб. «Исследования во вопросам маркшейдерского дела», XXVII. Углетехиздат, 1953.

81. Чернявский В. В. Основные механические характеристики железных руд Криворожья и заключающих их кварцитов. «Записки Ленинградского горного института», 1934, № 8.

82. Шефер Р. Физические свойства и буримость горных пород. Углетехиздат, 1956.

83. Ширко Г. И. О расчете межукамерных целиков при камерной системе разработки. «Тр. ВНИИГалургии», вып. XXVIII, «Исследования соляных месторождений минеральных вод». Госхимиздат, 1953.

84. Шрейвер Л. А., Петрова О. П., Якушев В. П. и др. Механические и абразивные свойства горных пород. Гостоптехиздат, 1958.

85. Шрейвер Л. А. Твердость хрупких тел. Изд-во АН СССР, 1949.

86. Шрейвер Л. А. Физические основы механики горных пород. Гостоптехиздат, 1950.

87. Шубов В. П. К вопросу об исследовании физико-механических свойств некоторых пород каменного угля шахт Кузбасса. «Известия Томского политехнического института», т. 68, вып. 1, Томск, 1951.

88. Эвштейн Е. Ф. Износ твердых сплавов при трении по горным породам при воловковом разведочном бурении. Гостоптехиздат, 1952.

89. Эпштейн И. Ф. Теория бурения-резания горных пород твердыми сплавами. ГОНТИ, М.-Л., 1939.

90. Ягодкин Г. И., Чеханов А. И., Терпигорев А. М. Определение механических характеристик углей на образцах произвольной формы. Сб. «Разрушение углей и пород». Углетехиздат, 1958.

91. Явичур А. М., Кульбачный А. И. Определение механических свойств горных пород Донбасса, Изд. Госплана СССР, ВНИИОМЛК, Харьков, 1958.

92. Berendson R., Brodie J. The tensile strength of coal. J. Inst. Fuel, 1921, vol. 32, No. 222.

93. Evans V. J., Pomeroy C. D., Davies R. An apparatus for measuring the in-situ strength of coal. «Colliery Engineering», vol. 36, No. 424, 1959.

94. Franssen H. Versuch zur Ermittlung der Bearbeitbarkeit von Gesteinen, «Glückauf», 1950, N 47/48.

95. Helix G. Beitrag zur Prüfung von Gesteinen auf ihre Bohrbarkeit und Bearbeitbarkeit. «Glückauf», 1954, N 29/30.

96. Helix G. Härte- und Festigkeitsuntersuchungen an Kohlen, insbesondere an Ruhrkohlen. «Bergbau Archiv», 1958, H. 1/2.

97. Nervenhelm W. Die Bedeutung von Messungen am Kohlenstoss. «Glückauf», 1942, H. 50.

98. Mattes T. Härtemessungen am Kohlenstoss, «Glückauf», 1934, Nr. 33.
99. Petermann H. Druckmessungen in Gestein. «Bauingenieur», 1953, N 11.
100. Ritter O. Neue Messungen mit dem Petroduroskop. «Glückauf», 1949, H. 31/32.
101. Shepherd R. Physical properties and drillability of rocks. «Water Power», 1951. No. 3, 7.
102. Shepherd R. Rotary drilling in coal mines. «Colliery Engineering», 1952, vol. 29, No. 343.
103. Sivers H. Die Bestimmung der Bohrwiderstandes von Gesteinen. «Glückauf», 1950, H. 37/38.
104. Spies K. Untersuchung der Gewinnbarkeit von Steinkohlen unter besonderer Berücksichtigung der schalenden Kohlegewinnung. «Glückauf», 1956, H. 43/14.
105. Stamatiu M. Influenta formel si a marimii eprubetelor asupra rezistentei de rupere la compresune sarii geme românesti. Comunicările Academiei Republicii Populare Române. 1951, N 2, T. 1.
106. Talohre J. La mécanique de roches. P., 1957.
107. Teodoresco M., Stamatiu M. Recherches sur la résistance aux efforts mécaniques du sel gemme roumain. Congrès International des mines, VII, sess. П, 1935.
108. Wolansky D. Zur Frage der Härteprüfung der Karbongesteine nach dem Rückprallverfahren. «Glückauf», N 1/2, 1949.

#### РАЗДЕЛ ТРЕТИЙ

1. Андреев С. Е., Товаров В. В., Перов В. А. Закономерности измельчения и исчисление характеристик гранулометрического состава. Металлургияиздат, 1959.
2. Барон Л. И. Экспериментальное определение коэффициентов крепости горных пород по шкале М. М. Протодыяконова путем испытания буровых кернов на раздавливание. Сб. «Разрушение углей и пород». Углетехиздат, М., 1958.
3. Барон Л. И. Зависимость удельного расхода ВВ при проходке горизонтальных выработок от временного сопротивления горных пород раздавливанию. «Промышленность Приморья», 1958, № 6.
4. Барон Л. И. О научно-методических основах лабораторных испытаний горнотехнологического характера. «Научные сообщения ИГД АН СССР», 1960, № 5.
5. Барон Л. И., Адрианов Н. Ф. Об оценке буримости горных пород по результатам испытаний образцов на дробление ударной нагрузкой. «Промышленность Приморья», 1959, № 8.
6. Барон Л. И., Адрианов П. Ф. О корреляции показателей буримости и взрываемости горных пород. «Бюллетень цветной металлургии» 1959, № 9 (134).
7. Барон Л. И., Глатман Л. Б. Метод испытаний горных пород на контактную прочность. «Горные машины», 1961, № 2.
8. Барон Л. И., Глатман Л. Б. и Шляпин К. Б. К вопросу об оценке сопротивляемости горных пород резанию. «Транспортное строительство», 1960, № 12.
9. Барон Л. И., Кузнецов А. В. О корреляции показателей абразивности и крепости горных пород. «Бюллетень научно-технического общества КМА», 1959, № 1 (8).

0 Барон Л. И., Орлов Р. В., Курбатов В. М. Лабораторная методика определения дробности горных пород. Сб. «Проблема дробления горных пород взрывом» (под ред. проф. Л. И. Барона), «Гр. первого научно-методического совещания». Углетехиздат, 1950.

11. Барон Л. И., Орлов Р. В., Курбатов В. М. Определенные энергетические разрушения образцов горных пород ударными нагрузками. «Горный журнал», 1950, № 12.

12. Барон Л. И., Фугзаев М. Д., Маркензон Э. И. Экспериментальное исследование неглубокого перфораторного бурения в условиях апатитового рудника им. С. М. Кирова. «Известия Карельского и Кольского филиала АН СССР», 1969, № 5.

13. Берон А. И. Основы расчета и особенности исполнительных органов кружного сгила. «Уголь», 1967, № 2.

14. Булгаков Ф. Н. Дробление и грохочение углей. Углетехиздат, 1953.

15. Гвоздева Н. П. Угли Подмосквитного бассейна и их классификация по физико-механическим свойствам. Углетехиздат, 1948.

16. Геблар И. В. К методике испытаний углей и отношении механической прочности и термической устойчивости. «Известия Томского политехнического института», т. 77, Томск, 1953.

17. Гетованов В. Н., Казик Ю. Н. Установки для экспериментального определения усилий резания горных пород и производственных условиях. Научные труды МГИ. Вып. 19. Углетехиздат, 1957.

18. Годев А. М. Основы обогащения полезных ископаемых. М., Металлургия, 1946.

19. ГОСТ 7714-55 Методы определения механической прочности и термической стойкости углей, антрацита и термоантрацита.

20. ГОСТ 2093-49 Определение ситового анализа каменных и бурых углей, антрацитов и горючих сланцев.

21. Дзумаляев Н. М. Механическая прочность углей и антрацитов и методы ее определения. Сб. трудов ДонУГИ, № 8, 1950.

22. Егоров Г. Г. Теория дробления и тонкого измельчения. ОНТИ, 1938.

23. Загоревая С. Л. Исследование сопротивляемости антрацита в глинистого сланца ударному сваливанию. Сб. «Разрушение углей и пород». Углетехиздат, 1954.

24. Замтарадзе В. Ш. Исследование простейших методов определения прочности углей. Автореферат диссертации, представленной на соискание ученой степени канд. техн. наук. ИГД АН СССР, 1954.

25. Зубачин Т. Д. Исследование сопротивляемости и дробности антрацитов. Сб. трудов ДонУГИ, № 8, Углетехиздат, 1950.

26. Инструкция по определению сопротивляемости углей разрушению в забое прибором ДКС-2. МУП СССР, ВУГИ, Информационный выпуск 11, 1956.

27. Карасев Н. Ф., Черкасов Н. Е., Мацюк В. Г., Размиров В. К., Часовитов П. А. Новая техника в строительстве топливной промышленности СССР. Трансмедгориздат, 1959.

28. Каричев И. П. Зарубаемость угольных пластов и производительность врубовых машин. «Уголь», 1950, № 63.

29. Кичигин А. Ф. Экспериментальные установки для исследования процесса разрушения угля и породы резцовым инструментом. Научные труды МГИ. Сб. 21, вып. 1., 1957.
30. Койфман Б. Е. Микрометод испытания механической прочности углей. «Заводская лаборатория», 1947, № 6.
31. Коновалов А. М. Кайла для определения крепости каменного угля. «За уголь Востока», 1931, № 9.
32. Коробчанский Е. И. и др. Исследование процесса избирательного дробления некоторых углей Донецкого бассейна. «Кокс и химия», 1956, № 6.
33. Лаповенко Н. А., Любимов Б. Н., Терпигорев А. М. Сопротивление резанию ископаемых углей при работе горных машин. Углетехиздат, 1958.
34. Левинсон Л. Б., Прейгерзон Г. И. Дробление и грохочение полезных ископаемых. М.-Л., Гостоптехиздат, 1910.
35. Лейбов Б. М. Исследование механических процессов разрушения углей. Углетехиздат, 1950.
36. Мейерс М. А. Физические свойства и реакционная способность кокса. Сб. «Химия твердого топлива». Изд. иностранной литературы, 1951.
37. Микулина Н. В. Определение прочности угля. «Известия Всесоюзного теплотехнического института», 1941, № 6.
38. Морозов В. М., Ермаков К. К вопросу построения классификации горных пород по буримости. «Разведка и охрана недр», 1956, № 1.
39. Наумов Н. И. К вопросу о физических свойствах донецких антрацитов. «Горный журнал», 1936, № 1.
40. Организация и механизация работ по постройке гидротехнических тоннелей гидроэлектростанций горным способом в крепких породах. МЭ СССР, УКС. Госэнергоиздат, 1955.
41. Пашков И. Определение категории крепости угля и пород с помощью прибора. «Труд и заработная плата», 1960, № 7.
42. Позни Е. З. Метод определения трещиноватости углей. Научные труды КНИУИ, вып. 3. Углетехиздат, 1958.
43. Протодьяконов М. М. Материалы для урочного положения горных работ. М., Изд-во ЦК Горнорабочих, 1926.
44. Протодьяконов М. М. К вопросу о единой методике определения крепости угля. «Известия АН СССР. ОТН», 1953, № 2.
45. Протодьяконов М. М. (младший). Коэффициент крепости  $f$  горных пород М. М. Протодьяконова. Сб. «Вопросы разрушения и давления горных пород» (к 25-летию со дня смерти проф. М. М. Протодьяконова). Углетехиздат, 1955.
46. Протодьяконов М. М. Определение крепости угля на шахтах. «Уголь», 1950, № 9.
47. Протодьяконов М. М. Резание угля. Автореферат диссертации, представленной на соискание ученой степени доктора техн. наук. ИГД АН СССР. 1950.
48. Протодьяконов М. М., Логуицов Б. М. Крепость и «буримость» горных пород. Сб. «Вопросы горного дела». Углетехиздат, 1958.
49. Саградян А. Л. Контроль технологического процесса флотационных фабрик. Metallurgizdat, 1954.
50. Совещание по методам определения сопротивляемости углей и горных пород разрушению механическими способами 28—30 нояб-

рн 1960 г. Изд. ИГД им. А. А. Сочинского АН СССР, М., 1960.

51. Соколов Н. В. Сопротивляемость углей размолу. М., Госинергоиздат, 1961.

52. Справочник норм выработки для шахт Криворожского бассейна. Металлургиздат, 1959.

53. Сысков К. И. Методика определения прочности кусковых материалов. «Заводская лаборатория», 1947, № 10.

54. Сысков К. И. Теория поведения кокса в доменном процессе. Изд-во АН СССР, 1949.

55. Твид Е. Л. и др. Методы оценки ископаемых углей как сырья для промышленного использования. М., 1949.

56. Тедер Р. И. Исследования процесса крупного скола угля и антрацита в лабораторных и шахтных условиях. Сб. «Вопросы горного дела» Углетехиздат, 1958.

57. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности, изд. 4, Госстройиздат, 1958.

58. Турута Н. У. Буровзрывные работы. Metallurgizdat, 1954.

59. Фигуровский И. А. Седиментометрический анализ. Изд-во АН СССР, 1948.

60. Фрейхель К. Факторы, определяющие результаты буровзрывных работ. В кн. «Буровзрывные работы». Углетехиздат, 1959.

61. Цезин М. К. К вопросу о классификации пород Промышленского месторождения по буримости. «Известия Томского политехнического института», т. 93, Томск, 1958.

62. Шеферд Р. Физические свойства и буримость горных пород. Углетехиздат, 1956.

63. Ягунов А. В. Измерение твердости горных пород. «Горный журнал», 1934, № 8-9.

64. Янсей Г. Ф и Джир М. Р. Твердость, прочность и дробимость углей. Сб. «Химия твердого топлива», вып. 2. Изд. иностранной литературы, 1951.

65. Яшевко А. В. Рычажный прибор для определения крепости горных пород. «Горный журнал», 1934, № 9.

66. Binns P. D., Potts E. L. J. The Ploughability of Coal Seam. «Colliery Engineering», 1955, vol. 32, No. 375.

67. Franzen H. Versuch zur Ermittlung der Bearbeitbarkeit von Gesteinen. «Glückauf», 1950, N. 47/48.

68. Stevers H. Die Bestimmung der Bohrwiderstandes von Gesteinen. «Glückauf», 1950, N. 37/38.

69. Spies K. Untersuchung der Bearbeitbarkeit von Steinkohlen unter besonderer Berücksichtigung der schälenden Koblengewinnung. «Glückauf», 1955, N. 43/44.

ЗАМЕЧЕННЫЕ ОПЕЧАТКИ

Стр.	Строка	Напечатано	Должно быть
26	10 снизу	800 $\mu\text{г}/\text{ч}$	800 $\mu\text{г}/\text{ч}$
61	12 сверху	70	> 70
110	12 снизу	$K_{сдв} = \dots = \frac{Pl}{\pi D_1 l}$	$R_{сдв} = \dots = \frac{P}{\pi D_1 l}$
117	15—14 снизу	$\tau = \sqrt{\dots 2 \sqrt{R_{раст}} \times \dots}$ $\leftarrow \frac{\dots}{\times (R_{раст} + R_{сж}) + \dots} \rightarrow$ $\leftarrow \frac{\dots}{+ R_{сж}} \rightarrow$	$\tau = \sqrt{\dots 2 \sqrt{K_{раст}} \times \dots}$ $\leftarrow \frac{\dots}{\times (R_{раст} + R_{сж}) + \dots} \rightarrow$ $\leftarrow \frac{\dots}{+ R_{сж}} \rightarrow$
228	12 снизу	разработал	разработан
268	2 сверху	$K_c$	$K_1$
268	6 сверху	$K_1$	$K_p$
299	Табл. 30, 1 графа слева, 12 снизу	$k_2 k_3^{2n}$	$k_2 k_3^{2n}$

Л. И. Барон, Б. М. Логунцов, Е. З. Позин. Определенные свойства горных пород.

