

Экспериментальные работы выполнены
в тресте "Эстонсланец" МУП СССР.

Министерство высшего и среднего
специального образования РСФСР

Ленинградский ордена Ленина и ордена Трудового
Красного Знамени

ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ
имени Г.В.Плеханова

Э.Я.Рейнсалу
аспирант

Исследование процесса разрушения разнородных
слоистых пород действием взрыва с целью
повышения качества горючего сланца на шахтах
Эстонского месторождения.

Диссертация на соискание ученой
степени кандидата технических
наук.

Научный руководитель
кандидат технических наук
доцент Ю.М.Мисник

Ленинград
1967

С о д е р ж а н и е

	Стр.
Введение	3
Глава 1. Состояние вопроса и задачи исследования	5
§ 1. Краткая горно-геологическая характеристика месторождения	5
§ 2. Условия подземной добычи горючих сланцев	9
§ 3. Состояние изученности процесса взрывной отбойки горючих сланцев и задачи исследования	17
Глава II. Исследование процесса разрушения разнородных слоистых пород	31
§ 4. Механизм разрушения разнородных слоистых пород	31
§ 5. Методика исследования	37
§ 6. Распределение энергии взрыва в ближней зоне действия взрыва с точки зрения энергетической теории разрушения среды	41
§ 7. Изучение свойств разрушенной породы и определение вновь образованной поверхности	48
§ 8. Определение упругих постоянных и механических характеристик пород пласта горючих сланцев	58
§ 9. Распределение энергии взрыва в разнородных слоистых породах на примере горючих сланцев Эстонского месторождения	65
Глава III. Исследование влияния параметров буровзрывных работ на характер разрушения пород пласта горючих сланцев	79
§ 10. Экспериментальное исследование влияния параметров буровзрывных работ на качественные показатели горной массы	79
§ 11. Анализ результатов опытных работ	86

§ 12.	Исследование зависимости между выходом отдельных классов крупности и удельным расходом ВВ	94
§ 13.	Исследование влияния условий взрывания на теплоту сгорания мелких классов горной массы	104
§ 14.	Исследование возможностей уменьшения выхода негабаритных кусков	115
Глава 1У.	Обоснование и выбор рациональных параметров буровзрывных работ для шахт Прибалтийского сланцевого бассейна	124
§ 15.	Определение рациональных параметров буровзрывных работ	124
§ 16.	Экономическая эффективность повышения качества горючего сланца буровзрывными работами	140
§ 17.	Основные выводы и рекомендации по диссертационной работе	148
Литература		153
Приложение 1.	Показатели опытных буровзрывных работ с 1 по XI серию	
Приложение 2.	Качественные показатели отбитой горной массы при опытных буровзрывных работах с 1 по XI серию	
Приложение 3.	Таблица для определения теплоты сгорания, объемной массы и содержания влаги по показаниям калориметрической бомбы	
Приложение 4.	Результаты опытных работ, подвергнутые корреляционному анализу	
Приложение 5.	Результаты опытных буровзрывных работ, проведенных Институтом сланцев за 1962...1964 годы	
Приложение 6.	Протокол технического совещания при главном инженере треста "Эстонсланец" 26 сентября 1967 г.	

В В Е Д Е Н И Е

Главной задачей, поставленной перед сланцедобывающей промышленностью Эстонской ССР, является улучшение всех качественных показателей работы сланцедобывающих предприятий, и в первую очередь повышение производительности труда и рентабельности сланцевых шахт на основе широкого внедрения комплексной механизации и автоматизации производственных процессов. С этой целью на шахтах внедряется камерная система разработки, при которой погрузка, транспорт и обогащение горной массы, а также бурение шпуров, крепление и прочие процессы полностью механизуют.

Внедрение прогрессивных методов добычи позволяет повысить производительность труда на шахтах и снизить себестоимость горючего сланца. Однако в это же время при внедрении камерной системы разработки наблюдается тенденция снижения качества товарного сланца, что выражается в увеличении выхода мелких классов и в уменьшении теплоты сгорания их. Такое явление, вызванное особыми условиями взрывной отбойки при камерной системе разработки, отрицательно влияет на рентабельность сланцедобывающей промышленности.

В последнее время на вопрос качества добычи сланцевых шахт обращается большое внимание - разрабатываются эффективные методы обогащения горючих сланцев, уточняется целесообразная вынимаемая мощность пласта и т.д. Немалое внимание уделяется и буровзрывным работам, но несмотря на это еще не разработаны надежные методы регулирования качества товарного сланца условиями отбойки.

Своеобразие горно-геологических условий Прибалтийского бассейна, а также требования потребителей горючего сланца приводит к тому, что общеизвестные рекомендации по регулированию кусковатости, устанавливаемые, как правило, для однородных пород, являются недостаточными.

Для успешного решения этого вопроса необходимо провести исследования процесса разрушения неоднородной слоистой среды действием взрыва. Эта проблема на примере месторождения Эстонских горючих сланцев рассматривается в данной диссертации, причем основное внимание уделяется вопросам регулирования качественных показателей добычи сланцевых шахт.

В работе принимали участие сотрудники бывших горных лабораторий Института сланцев СНХ ЭССР и работники конструкторско-технологического отдела треста "Эстонсланец" МУП СССР, которым автор выражает глубокую благодарность.

ГЛАВА 1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ

§ 1. Краткая горно-геологическая характеристика месторождения

Эстонское месторождение горючих сланцев является западной частью Прибалтийского сланцевого бассейна. Пласт горючих сланцев залегает сравнительно спокойно, с небольшим наклоном (примерно 0,003) к югу на глубине 10...50 м от поверхности.

Вмещающие породы пласта достаточно устойчивы. Подстилают пласт известняки мощностью 30...40 м и покрывают также известняки, частично доломитизированные или битуминозные, с отдельными пропластками горючих сланцев и прослойками глин. Хорошая устойчивость покрывающих пород позволяет проходить выработки шириной до 10 м (площадь поперечного сечения до 35 м²). Частично шахтные поля нарушены карстом, что оказывает локальное влияние на физико-механические свойства пород пласта.

Пласт имеет сложное строение — пакки сланца чередуются прослойками известняка, кроме того в сланце содержатся включения карбонатных пород. Структурный разрез пласта дан на рис. 1 и основные показатели пород пласта в табл. 1.

Ввиду сравнительно высокой крепости прослойков и включений, породы пласта горючих сланцев разрабатываются при помощи буроварывных работ. С точки зрения варывной отбойки породы пласта горючих сланцев обладают некоторыми особенностями:

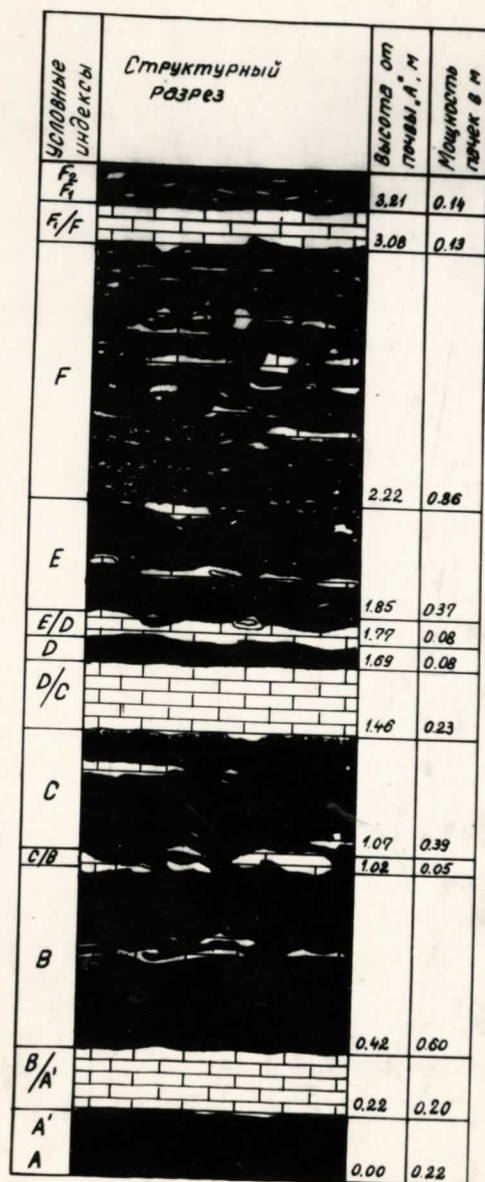


Рис. 1. Структурный разрез пласта горючих сланцев в шахте 10 треста "Астонсланец".
 A, A', B, C, D, E, F - пачки горючего сланца; $B/A', C/B, D/C, E/D, F/F$ - прослойки известняка; F_1, F_2 - глинистый сланец.

Таблица 1.

Основные показатели пород пласта горючих
сланцев в центральной части месторождения [Ситс, 1964; Бауков, 1958]

Услов- ные индексы	Объемная масса при естественной влажн. 10 кг/м ³ основного материала	Объем- ное со- дер- жа- ние включе- ний, %	Содержание влаги, %		Содержание органи- ческое вещест- во	карбонат кальция	Содержание компонентов, %		Теплота сгорания по бомбе при су- хой массе, МДж/кг	Времен- ное со- против- ление на сжа- тие Мн/м ²
			основ- ного мате- риала	вклю- чений			основ- ного мате- риала	обло- мочный мате- риал		
F ₁	2,11	-	5,1	-	30,6	44,7	24,7	2,5	2,9	54
F	1,63	2,23	9,9	5,8	42,0	34,4	23,6	11,3	3,5	67
E	1,44	2,15	11,4	6,2	9,8	77,7	12,5	17,6	-	20
E/D	2,21	-	5,9	-	31,4	34,8	33,8	2,6	-	-
D	1,71	-	10,2	-	3,6	82,0	14,4	9,7	-	-
D/C	2,47	-	3,5	-	32,8	42,5	24,7	0,6	-	-
C	1,53	2,24	11,4	4,6	9,8	77,7	12,5	14,3	2,8	35
C/B	2,30	-	4,8	-	45,0	32,3	22,7	2,5	-	54
B	1,44	2,27	10,5	5,7	6,3	76,8	19,9	18,4	3,4	-
B/A	2,33	-	5,1	-	25,0	38,1	36,9	1,5	-	-
A'	-	-	-	-	43,2	29,4	27,6	12,9	-	-
A	1,57	2,24	12,5	5,0	43,2	29,4	27,6	12,9	2,5	-

Среднее содержание органического вещества, карбоната кальция и обломочного материала в включениях составляет 6,8; 83,2 и 10,0 процентов.

а) горючий сланец является анизотропной средой V
микрослоистой структуры;

б) высокое содержание обломочного материала
(25...37 %) и пористость горючего сланца придает
ему значительную пластичность;

в) физико-механические свойства включений в
пачках сланца резко отличаются от свойств горючего
сланца, т.е. по существу материал пачек сланца
является многокомпонентной средой;

г) породы пласта имеют явно выраженное слоистое
строение, причем отдельные слои имеют резко отличаю-
щиеся физико-механические характеристики.

Перечисленные особенности определяют характер
распределения энергии взрыва в разрушаемом массиве,
от которого, в свою очередь, зависит кусковатость
отбитой горной массы, а следовательно и качество
добываемого сланца.

§ 2. Условия подземной добычи горючих сланцев

Самой распространенной на сланцевых шахтах является комбинированная система разработки со спаренными лавами. Длина лав 80 ... 90 м, навалка ручная на скребковые конвейеры, управление кровлей - частичная закладка материалом известняковых прослоев.

С 1957 года начато внедрение камерной системы разработки, позволяющей механизировать погрузку отбитой горной массы в очистных забоях. Перспективным на шахтах Эстонского месторождения считается многокамерный вариант разработки, схема которой представлена на рис. 2. В переходный период, ввиду отсутствия мощных погрузочных машин и самоходных вагонеток, широко применяется вариант камерной выемки со столбчатыми целиками (рис. 3).

В 1965 году камерной системой разработки добыто примерно 25 % от всей подземной добычи горючих сланцев и в ближайшие годы, в связи с реконструкцией старых и сооружением новых шахт, она станет преобладающей системой разработки.

В настоящее время шахтами реализуется два вида сланца: энергетический сланец или сланцевая мелочь - классы ниже 30 мм, которые применяются для сжигания в котельных установках, и технологический сланец - классы 25...125 или 30...100 мм - применяемые в качестве химического сырья.

Основные требования, предъявляемые к товарному сланцу представлены в табл. 2.

МНОГОКАМЕРНЫЙ ВАРИАНТ (с расположением камер под углом)

Схема подготовки
и отработки камерного
блока

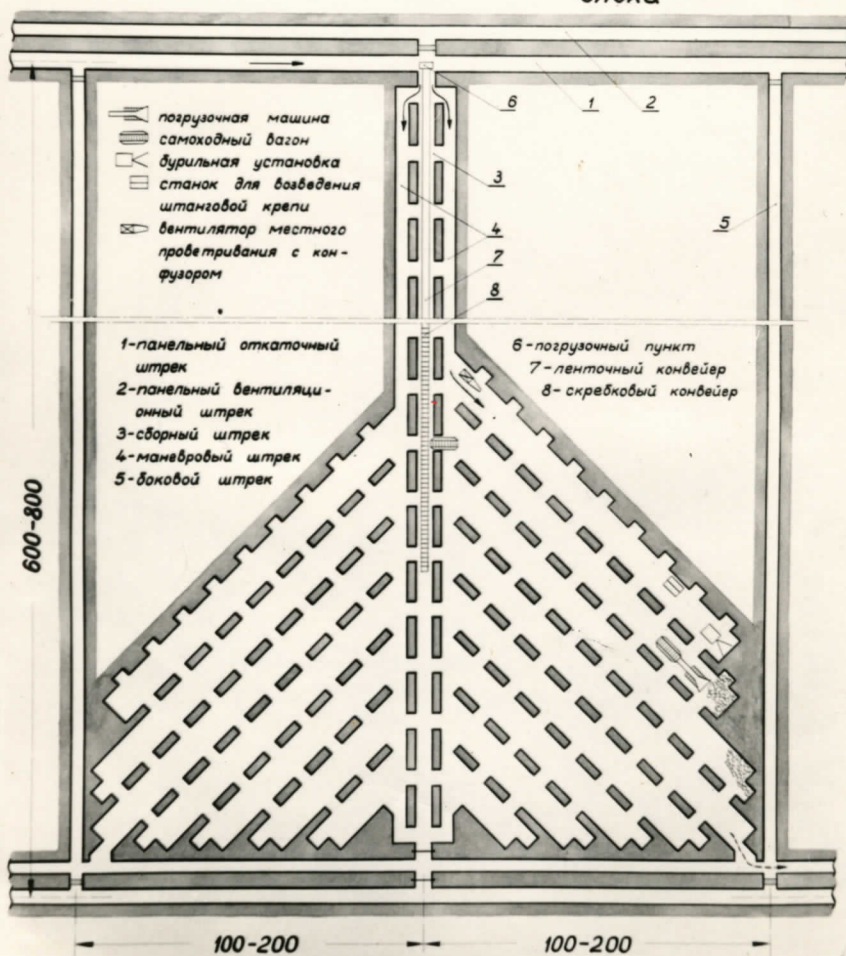


Рис. 2.

ВАРИАНТ СО СТОЛБЧАТЫМИ ЦЕЛИКАМИ

Схема подготовки
и отработки камерного
блока

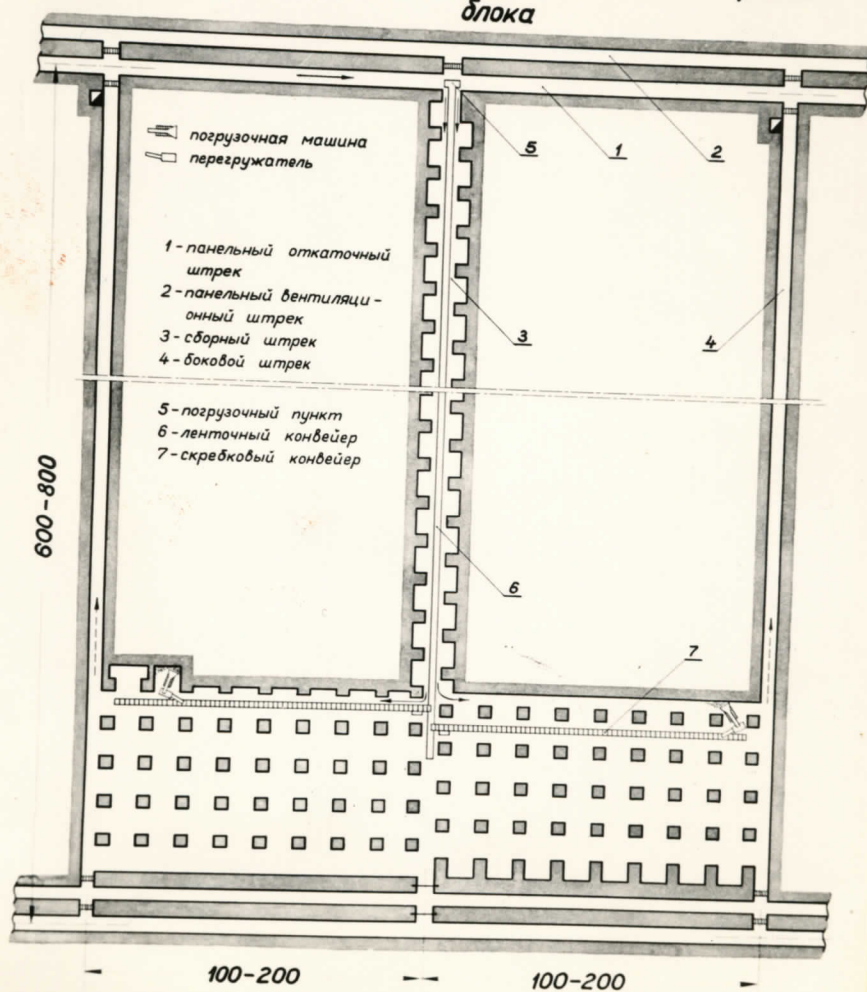


Рис. 3.

Таблица 2.
Основные требования, предъявляемые к товарному сланцу.

Вид сланца	ГОСТ	Крупность, мм	Максимально допустимое содержание влаги, %	Минимально допустимая теплота сгорания, МДж/кг	Оптовая цена, руб/т	Фактическая теплота сгорания по шахте, МДж/кг при выемке лавами	Фактическая теплота сгорания по шахте, МДж/кг при камерной выемке
Технологический сланец (II класс)							
Эстонские горючие сланцы	5805-63	25...125	12,0	13,9 ^x	4,40	14,5...15,5	15...16
Ленинградские горючие сланцы		30...100				11,2...12,5	
Энергетический сланец (III класс)							
для слоевого сжигания в стационарных котельных установках	7753-55	0...25	15,0	12,6	3,53		
для пылевидного сжигания в стационарных котельных установках	7754-55						
Эстонские горючие сланцы		0...25	14,0	12,6 ^{xx}	3,53	13,5...14,5	10...12
Ленинградские горючие сланцы		0...30	14,0	10,5	2,74	11,4...12,2	
для цементных печей	7755-55	0...25	14,0	12,6	3,53		
^x для сланца перерабатывающего комбината г. Кохтла-Ярве допускается минимальная теплота сгорания $Q_d = 13,0$ МДж/кг; ^{xx} допускается временно для шахты № 10 - 11,3, для шахт № 7 и 8 - 11,5 и для шахты "Кохтла" - 12,2 МДж/кг.							

Оптовые цены, изложенные в табл.2, установлены за стандартный сланец. В случае более высокого содержания влаги и низкой теплоты сгорания предусмотрены скидки, а при более высокой теплоте сгорания технологического сланца - надбавки. Как видно из табл. 2, имеется существенная разница между оптовыми ценами технологического и энергетического сланца.

Таким образом, политика цен стимулирует сланцедобывающие предприятия добывать больше высококачественного технологического сланца, что вполне соответствует планам гармонического развития всего народного хозяйства. Уменьшение доли технологического сланца в общей добыче шахт, переходящих на камерную систему разработки, может привести к дефициту химического сырья и накоплению на складах шахт энергетического сланца, в части которого нет особого спроса.

В табл.2 приведены еще минимально допустимые пределы теплоты сгорания энергетического сланца. Эти пределы установлены условиями сжигания сланца и нарушение их приведет к снижению к.п.д. котельных установок. Как следует из табл.2, при внедрении камерной системы разработки на сланцевых шахтах наблюдается тенденция уменьшения теплоты сгорания сланцевой мелочи даже ниже допустимых пределов, установленных существующими государственными стандартами.

При применении камерной системы разработки на сланцевых шахтах Эстонского месторождения вся отбитая горная масса выдается на поверхность, где крупные классы обогащаются на фабрике, а мелочь реализуется примерно в таком виде, как она поступает из шахты. Это обусловлено тем, что в настоящее время отсутствуют эффективные методы обогащения сланцевой мелочи. Основным методом регулирования выхода и теплоты сгорания сланцевой мелочи является только изменение условий отбойки.

В настоящее время буровзрывные работы, как в лавах, так и в камерах производятся методом шпуровых зарядов. Величина зарядов в лавах 0,2...0,8 кг и в камерах и в подготовительных забоях 0,4...1,6 кг. Бурение шпуров диаметром 40...42 мм производится ручным электросверлом по пачкам сланца. Отсутствие взрывающихся газов и высокая влажность оседающей на стенах выработок сланцевой пыли позволяет применять огневой способ взрывания и неперехранительные ВВ.

Вруб в лавах образуется механически - врубовой машиной по пачке А. Благодаря дополнительной обнаженной поверхности и ввиду ручной навалки, удельный расход ВВ в лавах составляет 0,25...0,35 кг/м³.

Камерная система разработки отличается преимущественно короткими забоями, для которых врубовые машины отсутствуют. Длинные забои имеют место только при варианте со столбчатыми целиками, где расширение поперечных камер производится заходками длиной 30...60 м. Роль этих забоев не превышает 35 % от всей добычи камерного блока, поэтому в них, как и во всех остальных забоях при камерной выемке, машинный вруб не применяется. Ввиду этого основные параметры взрывной отбойки, например, удельный расход ВВ, и бурения, к.и.ш. и пр. при камерной системе разработки значительно уступают соответствующим показателям при системе разработки с лавами.

Основные показатели буровзрывных работ, характеризующие существующее положение отбойки в коротких забоях, приведены в табл.3.

Как видно из таблицы, выработки с короткими забоями можно классифицировать по площади поперечного сечения в три группы. В ходе внедрения камерной системы разработки удельный вес выработок первой группы уменьшается и при полном переходе на многокамерный вариант выемки работы будут вести только в выработках второй и третьей группы.

Таблица 3.

Основные показатели взрывной отбойки в коротких забоях на сланцевых шахтах Эстонского месторождения.

Группа	Выработки	Площадь поперечного сечения выработки, м ²	Число шпуров	Подвигание забоя за цикл, м	Коэффициент использования шпуров	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Расходы на ВВ, руб/м ³
I	Выработки малого сечения: ниши, сборные штреки лав, вентиляционные штреки	6,6...11,6	12...26	1,2...2,1	0,70...0,96	0,98...1,43	0,28...0,41
II	Выработки среднего сечения: панельно-откаточные штреки, сборные штреки камерных блоков	12,2...17,8	20...30	1,3...2,0	0,73...0,81	0,75...1,20	0,28...0,32
III	Выработки большого сечения: очистные камеры	20,7...33,5	30...53	1,4...2,1	0,71...0,94	0,78...0,88	0,24...0,28

Примечание: Пределы колебания определены статистическим анализом на уровне надежности 0,95.

Несмотря на значительную площадь поперечного сечения очистных камер, удельный расход ВВ при камерной системе разработки в три раза превышает соответствующий показатель в лавах. Из этого следует, что в камерах, по сравнению с лавами:

- а) значительно увеличивается роль буровзрывных работ;
- б) удорожается отбойка;
- в) повышается выход мелочи и, ввиду более интенсивного дробления известняковых прослоек, уменьшается теплота сгорания добытого сланца.

Многолетняя практика применения камерной системы разработки показывает, что первые два из перечисленных недостатков окупается повышением производительности труда и улучшением техники безопасности при камерной выемке. Нежелательным явлением остался до сих пор увеличенный выход низкокачественной сланцевой мелочи.

Таким образом следует, что, ввиду дифференцированных оптовых цен товарного продукта, рентабельность сланцевых шахт зависит в значительной мере от качества горючего сланца, т.е. от выхода и теплоты сгорания мелочи. Поэтому улучшение качества товарного сланца является в настоящее время самой актуальной проблемой подземной добычи этого вида топлива. Успешное решение ее заключается главным образом в изменении условий взрывной отбойки.

§ 3. Состояние изученности процесса взрывной отбойки горючих сланцев и задачи исследования

Основной задачей совершенствования технологии горных работ является повышение рентабельности шахты в целом. Поэтому необходимо рассмотреть вопросы отбойки совместно со всем комплексом технико-экономических проблем. С такой точки зрения можно сформулировать ряд требований, предъявляемых буровзрывным работам:

а) взрывная отбойка должна обеспечить горную массу в таком объеме и с такой кусковатостью, чтобы была достигнута оптимальная эксплуатационная производительность погрузочно-транспортных машин и обогатительных установок. Для этого необходимо увеличение подвигания забоя за цикл и снижение выхода негабаритных кусков;

б) совершенствование буровзрывных работ должно обеспечить снижение стоимости отбойки, что может быть достигнуто применением новых ВМ, уменьшением удельного расхода ВМ и увеличением производительности труда взрывников;

в) буровзрывными работами необходимо обеспечить высокие качественные показатели добычи шахт. Согласно существующим отпускным ценам и государственным стандартам для повышения рентабельности сланцевых шахт необходимо уменьшить выход сланцевой мелочи и повысить ее теплоту сгорания;

г) равносильным с предыдущими является требование дальнейшего повышения надежности и безопасности буровзрывных работ.

Не требует доказательств, что оптимальное решение этой задачи с точки зрения рентабельности предприятия возможно только при учете всех перечисленных требований.

Оптимальные параметры, так как они зависят от технических и экономических условий, не могут быть постоянными. С изменением условий, например, появлением новых типов погрузочно-транспортных машин, совершенствованием методов обогащения, разработкой новых ВМ, а также установлением новых отпускных^{из} цен и государственных стандартов для продукции, меняются оптимальные для бывших условий параметры буроварывных работ. В связи с этим взрывная отбойка на сланцевых шахтах неоднократно являлась объектом исследований, направляемых на разработку оптимальных для данных технических и конъюнктурных условий паспортов буроварывных работ.

Первые сведения о попытках улучшения условий отбойки на Эстонских сланцевых шахтах относятся к периоду буржуазной Эстонии, когда на шахте Кява, в целях уменьшения удельного расхода ВВ, проводились испытания врубовой машины немецкой фирмы "Демаг". В результате применения машинного вруба было достигнуто уменьшение удельного расхода ВВ типа аммонитов от $0,442 \text{ кг/м}^3$ до $0,087 \text{ кг/м}^3$ ^х [Riigi Põlevkivitööstus, 1933]. Хотя при этом за счет врубового штыба увеличился выход мелочи (класса 0...10 мм), зарубка забоя оказалась экономически целесообразной и врубовые машины не нашли применения только из-за их ненадежной конструкции. Машинные врубы в массовом порядке были внедрены после Великой Отечественной войны, когда отечественная промышленность стала выпускать врубовые машины, способные работать в условиях Эстонских сланцевых шахт.

Первые исследования в целях совершенствования буроварывных работ на сланцевых шахтах были проведены в 1949...1950 годы Ленинградским горным институтом под руководством А.Ф. Вайполина [Отчет ЛГИ, 1949, 1950].

^х/ Такой чрезвычайно низкий удельный расход ВВ был достигнут в результате применения ручной отбойки. Так как стоимость ВВ вычитали из зарплаты рабочих, последние были вынуждены заменить энергию ВВ энергией своих мускулов.

целью работы являлась разработка мероприятий по снижению выхода сланцевой мелочи. В результате исследований дано ряд рекомендаций, которые не потеряли свою актуальность и в настоящее время. Основное внимание было обращено на удельный расход ВВ и число шпуров, как основные факторы, влияющие на выход мелочи. В работе рекомендуется удельный расход ВВ для лав не более $0,3 \text{ кг/м}^3$ и для камер с ручной навалкой не более $0,55 \text{ кг/м}^3$. Кроме того рекомендовалось применять низкобризантные ВВ и электровзрывание. Большое значение имеют по мнению А.Ф.Вайполина точность бурения, тщательная очистка шпуров и правильное зажигание. Рекомендация располагать взрывной вруб по пачке "С" "как более загрязненной по сравнению с другими" в настоящее время неприменима, поскольку в результате этого снижается теплота сгорания сланцевой мелочи.

Рекомендованное Ленинградским горным институтом электрическое взрывание было испытано на сланцевых шахтах Союзвзрывпромом в 1952 году. [Отчет Союзвзрывпрома, 1952]. Новый способ взрывания (одновременный, так как в это время отсутствовали электродетонаторы короткозамедленного действия) был испытан в лавах и в подготовительных забоях. Результаты опытных работ были отрицательные: "Применение нормальных зарядов, при которых происходит требуемое дробление горной массы, приводит к выбиванию крепежных стоек и к сдвигу скребкового транспортера. Уменьшенные заряды дают совершенно неудовлетворительное дробление горной массы, разборка которой затруднена без дополнительных работ. Одновременное взрывание всей лавы невозможно без риска ее посадки. Взрывание лавы участками затруднительно: пробуренные шпуры нарушаются сдвигами массива, бурение новых шпуров осложняется значительными разрушениями массива, происходящими от взрыва первой серии шпуров. Резюмируя комиссия приходит к выводу, что применение в лавах мгновенного электровзрывания не может быть рекомендовано".

Работы, начатые Ленинградским горным институтом в 1949 году, продолжались в 1953 году разработкой паспортов буровзрывных работ, обеспечивающие минимальный выход сланцевой мелочи в очистных и подготовительных выработках [Отчет ЛГИ, 1953]. Этими же вопросами занимался в 1954...1955 годы институт Донуги [Отчет Донуги, 1955].

В отмеченных работах высказывается предположение о возможности уменьшения выхода сланцевой мелочи путем применения малоплотных аммонитов 14 и 15. Однако работами Донуги установлено, что все же применение их не целесообразно из-за малой мощности и значительной гигроскопичности. Многие рекомендации в этих работах, проведенных главным образом в лавах, являются сейчас устаревшими, например, расположение шпуров по пачке D [Отчет Донуги, 1955]. Последнее мероприятие вызывает нежелательное разубоживание сланцевой мелочи материалом прослойки D/C.

Основными недостатками перечисленных работ являлись:

а) малочисленность опытов. Каждый паспорт буровзрывных работ, или влияние какого-нибудь фактора (например забойки) проверен лишь одним опытом (ситовым анализом), без статистической обработки экспериментальных данных, что значительно снижает ценность проведенных работ;

б) сосредоточение внимания к частным вопросам, ввиду чего пострадало решение в общем. В данном случае это выразалось, например, в недооценке роли теплоты сгорания отдельных классов, изменение которой неотделимо связано с динамикой кусковатости.

Перечисленные исследования составляют цикл работ, посвященных вопросу качества добытого сланца при выемке лавами. Целый ряд работ был проведен с целью улучшения технико-экономических показателей буровзрывных работ. В 1953 году на шахте 2 треста "Эстонсланец"

были выполнены Ленинградским горным институтом под руководством Г.К. Деметриадеса, опытные работы с целью внедрения метода ведения буровзрывных работ сосредоточенными зарядами с применением механического расширителя шпуров в целях повышения скорости подвигания забоя подготовительных выработок. [Отчет ЛГИ, 1953] . Было достигнуто подвигание забоя 2,3...2,6 м при к.и.ш. 0,92...0,98 и сокращение расхода ВВ на 10 %. Кроме того в этой работе указывается на уменьшение выхода сланцевой мелочи и повышение теплоты сгорания сланца при применении котловых зарядов, однако последнее утверждение не подтверждено опытными данными. Предложенный метод не нашел применения, главным образом, из-за отсутствия необходимости увеличения подвигания забоя при ручной навалке отбитой горной массы и трудностью бурения котлов ручными электросверлами.

В дальнейшем опытные работы по совершенствованию взрывной отбойки горючих сланцев Эстонского месторождения выполнялись Институтом сланцев СНХ СССР. В 1959...1960 годы были разработаны и внедрены вертикальные клиновые врубы, позволяющие в камерах и подготовительных забоях увеличить подвигание забоя от 1,6 м до 2,0 м [Отчет ИС, 1960] . В 1961...1962 годы проводились испытания короткозамедленного взрывания (КЗВ). Кроме того в 1962 году были испытаны машинные врубы в забоях камер и отбойка с применением поперечных взрывных скважин, которые бурились из соседней камеры [Отчет ИС, 1961, 1962] .

Опытными работами было установлено, что при применении КЗВ можно уменьшить удельный расход ВВ на 15...38 %, однако выпускаемое в те годы ограниченное число ступеней замедлений (серий) не позволяло внедрять этот способ взрывания при камерной выемке. Хорошие результаты были достигнуты при сочетании КЗВ с машинным врубом. Если при огневом взрывании применение зарубки позволяло уменьшить удельный расход ВВ на 22 %, то при КЗВ уменьшение составляло 34 %. Машинные врубы при камерной выемке не были

внедрены ввиду отсутствия врубовых машин для коротких забоев, способных работать в условиях сланцевых шахт.

Метод взрывания поперечными скважинами пробуренными через целик (ВПС), принципиальная схема которого представлена на рис. 4, испытана впервые Ленинградским горным институтом на шахте 3 треста "Ленинградсланец".

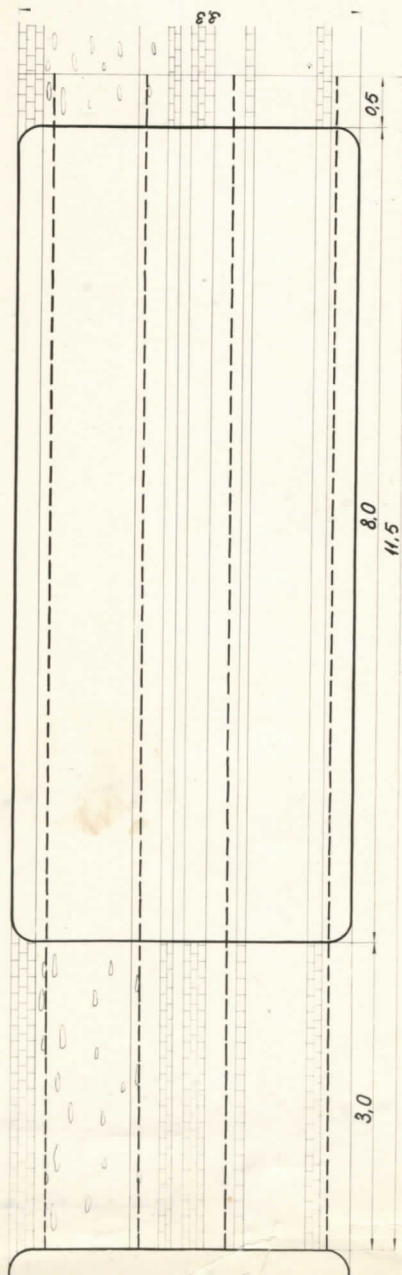
Работами доказана возможность увеличения подвигания забоя при этом до 10 м [Машуков, 1962]. Испытание этого метода в условиях Эстонского месторождения было проведено в 1962 году на шахте Кява-2 [Отчет ИС, 1962]. Основные положения и параметры, установленные В.И. Машуковым, нашли подтверждение и в условиях эстонских сланцевых шахт, однако, как показали расчеты, метод ВПС является эффективным лишь при полной механизации очистных работ в том числе и крепления [Рейнсалу, 1964]. Последнее обстоятельство, вместе с отсутствием специальных буровых агрегатов, является основным препятствием на пути внедрения этого метода отбойки.

В 1964 году на шахтах треста "Эстонсланец" были испытаны двойные клиновые и скважинные врубы [Отчет ИС, 1964]. Двойные клиновые врубы, разработаны для условий сланцевых шахт рационализаторами шахты 8 треста "Эстонсланец". Анализ, проведенный Институтом сланцев на основе испытания вруба такого типа, показал, что увеличением подвигания забоя до 2,6...2,9 м, в результате применения двойного клинового вруба, уменьшается себестоимость одного м³ горной массы в камерах на 21 % и одного погонного метра проходки на 10...14 %. Производительность труда возрастает соответственно 23 и 35...38 процентов.

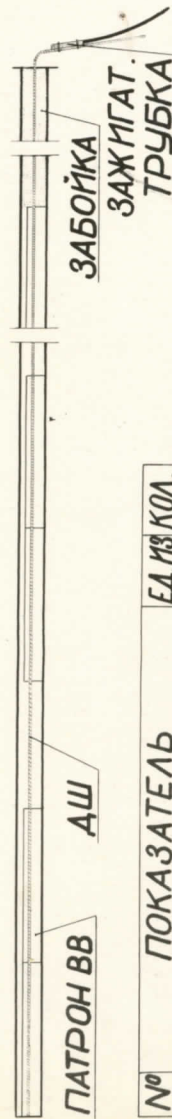
В том же году на шахте Кява-2 был испытан скважинный вруб диаметром 0,4 м. Как показал анализ опытных работ, этот метод, хотя и может являться перспективным, в настоящее время не эффективен ввиду отсут-

Рис. 4. Схема расположения зарядов при методе ВИС.

СХЕМА РАСПОЛОЖЕНИЯ СКВАЖИН ПРИ ВПС



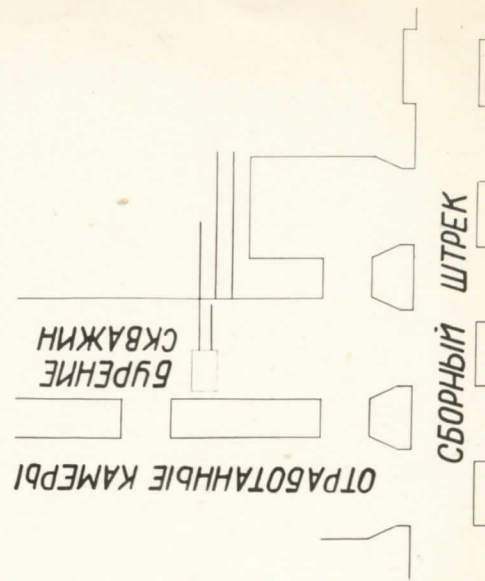
КОНСТРУКЦИЯ ЗАРЯДА В СКВАЖИНЕ



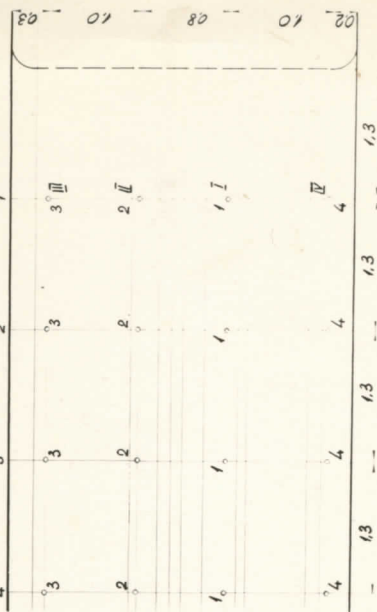
№	ПОКАЗАТЕЛЬ	ЕД. ИЗМ.	КОЛ.
1	ПЛОЩАДЬ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧ. ВЫР.	М ²	26,4
2	ТИП БУРОВОГО МЕХАНИЗМА	-	БУА-2
3	КОЛ. СКВАЖИН НА СТУПЕНЬ ВЗРЫВАНИЯ	ШТ	4
4	УДЕЛЬНЫЙ РАСХОД БУРЕНИЯ	М/М ³	1,3
5	ДИАМЕТР СКВАЖИНЫ	ММ	4,2
6	РАСХОД ВВ НА СТУПЕНЬ ВЗРЫВАНИЯ	КГ	28,0
7	УДЕЛЬНЫЙ РАСХОД ВВ	КГ/М ³	0,86
8	УДЕЛЬНЫЙ РАСХОД ДШ	М/М ³	1,4
9	УХОД ЗАБОЯ ЗА СТУПЕНЬ ВЗРЫВАНИЯ	М	1,3
10	К ИШ	-	0,70
11	ВЫХОД ГОРНОЙ МАССЫ ЗА СТУП. ВЗР.	М ³	35

№ п/п	№ заявки	Длина заявки, м	Заряд, кг	№ взор.	№ зап.	Овервешнол.
1	115	74	0	0	0	I
2	115	52	0	0	0	II
3	115	52	0	0	0	III
4	115	52	0	0	0	IV

СХЕМА РАБОТЫ ПРИ ПРИМЕНЕНИИ ВПС



№№ СТУПЕНЕЙ ВЗРЫВАНИЯ:



ствия надежных агрегатов для бурения опережающей скважины по пласту сланца.

Третий цикл опытных работ посвящен вопросам качества добычи при камерной системе разработки. Первые ситовые анализы горной массы, отбитой в камерах, были проведены Институтом сланцев в 1960 году [Отчет ИС, 1960]. Опытные работы, целью которых являлось регулирование кусковатости и теплоты сгорания мелочи, начались в 1962 году в связи с испытанием машинного вруба и КЗВ в очистных камерах [Отчет ИС, 1962]. Отдельные ситовые анализы вместе с фиксацией параметров отбойки проводились и в 1963 году на шахтах Кява-2 и 10. Все эти работы несли предварительный характер и на основе их никаких изменений в целях улучшения качества горной массы в очистных камерах не предпринимали. Основательное исследование динамики качества добычи в зависимости от ведения буровзрывных работ началось только в 1965 году [Отчет ИС, 1965]. Экспериментальные данные, полученные в рамках этой работы будут частично использованы в последующих главах данной диссертации.

Перечисленные выше работы были выполнены по договорным темам, поэтому в них рассматривались узкие, сугубо практические вопросы. Поскольку рекомендации были даны с точки зрения оптимизации процесса добычи сланца в конкретных технико-экономических условиях, многие из них в связи с переходом шахт на камерную систему разработки потеряли свое значение или оказались неприменимыми. Общую теорию разрушения пород пласта горючих сланцев, позволяющую выбирать оптимальные параметры отбойки при любых технико-экономических условиях, перечисленные выше работы дать не могли.

Некоторыми теоретическими вопросами разрушения пород пласта горючих сланцев занимались многие авторы, причем все работы были выполнены на примере Ленинград-

ского месторождения. В 1963 году в Ленинградском горном институте была выполнена диссертационная работа В.И.Машукова, где исследовались параметры буровзрывных работ при камерной разработке сланцевых месторождений. В работе были определены упругие постоянные электронно-акустическим методом и некоторые другие механические характеристики пород пласта горючих сланцев в условиях шахты 3 треста "Ленинградсланец". Большое внимание было уделено влиянию условий взрывания на параметры волн напряжений в массиве. В результате исследования было установлено, что между максимальным напряжением на фронте волны и приведенным радиусом действия взрыва действительно в горючем сланце линейная зависимость:

$$\sigma_{max} = 31 - 0,04 r, \text{ кг/см}^2, \quad (3.1)$$

где r - радиус действия взрыва в относительных единицах.

Не требует особых доказательств, что линейная аппроксимация действительно в очень узких пределах r .

Кроме того методом исследования параметров волн напряжения были определены для скважинной отбойки оптимальные значения радиального зазора - 6...7 мм, длины забойки - 1,0...1,2 м и коэффициента заряжания - 0,54...0,60. При указанных оптимальных значениях длительность волны напряжений увеличивается, что приводит к увеличению плотности потока энергии волн.

В работе исследована динамика основных параметров шпуровой отбойки (удельный расход ВВ, число шпуров и пр.) и установлено, что между выходом класса 0...30 мм и подвиганием забоя существует зависимость x_j :

x_j / Обозначения данной работы.

$$y_{30} = 62,5 (l^2 + 4l + 4,62) , \% , \quad (3-2)$$

Данное уравнение имеет минимум при $l = 2,0$ м.

Большое практическое значение имеет зависимость между удельным расходом ВВ и площадью поперечного сечения выработки:

$$q = 1,30 - 0,024 S_B , \text{ кг/м}^3 , \quad (3-3)$$

Как показывает практика, данная формула в условиях Эстонских сланцевых шахт действительна в пределах $S_B = 10 \dots 15 \text{ м}^2$, для остальных значений площади поперечного сечения она дает заниженные результаты.

Главное внимание в работе В.И.Машукова уделено исследованию буровзрывного комплекса при отбойке со скважинными зарядами. Опытными работами установлены оптимальные параметры скважинной отбойки.

Кроме того В.И.Машуковым был исследован характер распределения затрат энергии при взрыве, однако, к сожалению, при этом не было учтено слоистое строение пласта горючих сланцев, в частности отражающее действие известняковых прослоек.

Работа В.И.Машукова является первой, содержащей кроме результатов экспериментальных работ еще теоретические исследования в области взрывной отбойки горючих сланцев. Выводы и рекомендации работы широко используются при проектировании сланцевых шахт. Однако в упомянутой работе имеется и ряд недостатков:

а) работа выполнена только на базе Ленинградского месторождения горючих сланцев, в результате чего многие рекомендации и формулы не применены в условиях Эстонских сланцевых шахт. Например (3-3) не пригодна для определения выхода класса $0 \dots 25$ мм, реализуемого шахтами треста "Эстонсланец";

б) В.И.Машуковым упрощен вопрос качества сланца. Рассматривая только выход отдельных классов, не учитывается теплотой сгорания их. Практика показывает, что паспорта буровзрывных работ, рекомендуемые в рассматриваемой работе для уменьшения выхода мелочи, способствует снижению теплоты сгорания энергетического сланца. Последнее явление окажется для Эстонских сланцевых шахт менее целесообразным, чем увеличенный выход качественной мелочи;

в) в работе не учитывается слоистая структура пласта, как при исследовании распределения энергии взрыва, так и при выборе рациональных схем расположения зарядов с точки зрения качества продукции;

г) анализ экспериментальных работ выполнен со значительными допущениями. Ввиду того многие уравнения не раскрывают сущность процесса [3-1], чрезмерное упрощение математических моделей отдельных явлений сужает область применения выведенных эмпирических формул (3-2); (3-3) .

Некоторые взгляды на механизм разрушения горючих сланцев представлены в статье В.А.Боровикова, Е.Г.Карпунова и Ю.К.Третьякова [1964] о совершенствовании буровзрывных работ при отбойке сланца в лавах-камерах шахты 3 треста "Ленинградсланец". К сожалению авторы, как и В.И.Машуков не обращают внимание на отражающее действие породных прослоек в пласте сланца.

Авторы статьи приходят к выводу, что увеличение выхода крупнокускового сланца при шпуровом методе возможно:

а) при применении измененной конструкции заряда, заключающейся в рассредоточении заряда по длине шпура и создании радиального взрыва;

б) при снижении удельного расхода ВВ;

- в) при расширении сетки расположения шпуров;
- г) при применении новых типов ВВ в патронах уменьшенного диаметра.

Перечисленные рекомендации не вызывают возражений с точки зрения условий Эстонского месторождения, хотя авторами не указано, на сколько и в каком направлении при этом изменяются теплота сгорания сланцевой мелочи и выход негабаритных кусков.

Результаты исследований действия волны напряжений в сланце представлены в работе Д.М.Мисника, В.А.Боровикова и Е.Г.Карпунова [1965]. В этой работе впервые указывается на различие акустических жесткостей сланца и угля в различных направлениях и дается зависимость между массовой скоростью горючего сланца и относительного расстояния в виде

$$v_m = \frac{7 \cdot 10^5}{r^2} \quad ; \text{ см/сек}$$

где r - радиус действия взрыва в относительных единицах.

Формула действительна для 20...90 относительных радиусов. Полученные данные по параметрам волны напряжений в сланце использованы в данной диссертационной работе при исследовании распределения энергии взрыва в горючем сланце.

Резюмируя, можно прийти к выводу, что экспериментальные исследования, проведенные по взрывной отбойке горючих сланцев, позволили решить многие проблемы, в том числе и вопрос качества сланца, однако эти решения являлись оптимальными лишь в конкретных технико-экономических условиях. Проведенные малочисленные теоретические исследования рассматривали частные вопросы, и в них недостаточно уделялось внимания качеству сланца. Поэтому в настоящее время, в новых технико-

-экономических условиях, отсутствуют как оптимальные с точки зрения качества сланца паспорта буровзрывных работ, так и теоретические основы решения этого вопроса.

Как было отмечено, в настоящее время самой актуальной проблемой подземной добычи горючих сланцев является улучшение качества товарного сланца, т.е. уменьшение выхода сланцевой мелочи и повышение теплоты сгорания ее при камерной системе разработки. Постановка задачи в таком аспекте обусловлена существующими технико-экономическими условиями, которые, как показывает практика, не являются постоянными. Поэтому решение вопроса только с точки зрения уменьшения выхода сланцевой мелочи и повышения ее теплоты сгорания не рационально. Более целесообразно создать научные основы регулирования кусковатости и теплоты сгорания отдельных классов горной массы, на базе которых было бы возможно разработать оптимальные условия взрывной отбойки для любых технических и экономических условий.

Создание теоретических основ регулирования качества горючего сланца взрывными работами немислимо без исследования разрушения пород пласта горючих сланцев действием взрыва, так как в этой области имеются большие пробелы, в частности по вопросу распределения энергии взрыва в массиве слоистой структуры. Одним из условий решения этой проблемы является определение физико-механических свойств пород пласта.

С другой стороны необходимо исследовать кусковатость отбитой горной массы, чтобы связать ее динамику с параметрами буровзрывных работ. Кроме того, поскольку необходимо установить представительность разработанных теоретических основ, следует проверить их на практике, разрабатывая оптимальные параметры отбойки для существующих технико-экономических условий.

Исходя из этого можно сформулировать конкретные задачи наших исследований:

а) исследование распределения энергии взрыва в слоистой разнородной среде на примере пород пласта Эстонского месторождения горючих сланцев с целью разработки схем расположения зарядов, обеспечивающих наименьшее разубоживание мелкого сланца материалом прослоек;

б) исследование свойств отбитой горной массы и установление общих закономерностей изменения их в результате ведения буровзрывных работ с целью разработки методов регулирования выходов отдельных классов крупности;

в) разработка оптимальных параметров отбойки для существующих технико-экономических условий;

г) разработка рекомендаций по совершенствованию буровзрывных работ на сланцевых шахтах эстонского месторождения.

ГЛАВА П. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ РАЗНОРОДНЫХ СЛОИСТЫХ ПОРОД.

§ 4. Механизм разрушения разнородных слоистых пород.

Теория разрушения среды действием взрыва является основой современных исследований в области взрывного дела. В ряде работ отечественных авторов [Покровский, Федоров 1957; Власов, 1957; Баум, Станюкович, Шехтер, 1958; Ханукаев, 1962; Родионов, 1962; Мосинен, 1963 и др.] и зарубежных исследователей [Hino, 1957; Рейнхардт, 1962, Attewell, 1962 и др.] излагаются теоретические выкладки, трактующие с того или другого аспекта механизм разрушения среды действием взрыва.

В перечисленных работах уделяется основное внимание разработке теоретических основ разрушения твердых сред и поэтому, в целях упрощения, в них рассматриваются процессы, как правило, в изотропных телах. Горные породы, в которых ведутся работы при разработке пластовых месторождений, относятся однако к слоистым породам. Хотя часто неоднородность их выражается столь слабо, что вполне возможно рассматривать горные породы как изотропную среду, такое допущение явно неуместно применительно к породам пласта в Прибалтийском сланцевом бассейне ввиду их резко выраженной слоистости. Поэтому, рассматривая вопросы разрушения породного массива в данных условиях, необходимо основное внимание обратить на специфику действия взрыва в разнородных средах.

По мнению В.Н. Мосинца [1963] современный уровень теории разрушения среды действием взрыва характеризуется наличием двух основных направлений - по первому из которых исследуются развивающиеся в среде напряжения (давления) и по другому разрушающее действие

энергии, переданной среде взрывом. Придерживаясь этой упрощенной классификации, рассмотрим подробнее оба направления применительно к слоистым средам.

Первое направление, которое далее будем называть теорией напряжений, основывается на учении о распространении волн напряжений в средах. Краеугольным камнем ее применительно к слоистым средам является теория отражения и преломления упругих волн на границе раздела двух сред. Основные положения и зависимости между параметрами падающих, отраженных и преломленных волн даны во многих трудах [Кольский, 1955; Гуревич, 1960; Крылов, 1963 и др]. Эти зависимости выведены на основе теории распространения плоских гармонических волн в линейно-упругих средах, что позволяет применять их преимущественно для дальних зон действия взрыва, где напряжения не превышают предел упругости основного массива и кривизна фронта волны небольшая. При нормальном падении волн система уравнений, связывающая амплитуды падающих, отраженных и преломленных волн упрощается и дает общеизвестные коэффициенты отражения и преломления:

$$C_{от} = \frac{\rho_2 v_2 - \rho_1 v_1}{\rho_2 v_2 + \rho_1 v_1}$$

и

$$C_{пр} = \frac{2 \rho_1 v_1}{\rho_2 v_2 + \rho_1 v_1} ,$$

где ρ_1 и ρ_2 плотности сред; v_1 и v_2 - скорости распространения продольных волн в средах. $C_{от}$ и $C_{пр}$ выражают соответственно отношения амплитуды отраженных и преломленных волн к амплитуде падающих волн при нормальном падении плоских волн.

При падении волн к границе раздела под углом, падающая продольная волна порождает как в первой, так и во второй среде продольную и поперечную волну. То же самое случится при ненормальном падении к границе раздела поперечной волны. Если v_1 - скорость распространения

продольных волн в первой среде - меньше v_2 - то же, во второй среде - падающая продольная волна будет порождать продольную волну во второй среде только в том случае, когда синус угла падения меньше v_1 / v_2 . Для углов падения больше критических задача усложняется и решается с помощью функции комплексного переменного [Кольский, 1955].

Из сказанного следует, что в многослойном взрывае-мом массиве, где упругие свойства отдельных сред существенно отличаются, волновая картина даже при линейно-упругой трактовке чрезвычайно сложная.

Значительные трудности встречаются при исследовании волновых процессов в ближних зонах взрыва, где действуют ударные волны, при которых уравнения, связывающие деформации и напряжения, не подчиняются закону Гука. Более того, большая кривизна фронта волны в ближней зоне заставляет относиться с большой осторожностью к применению теории плоских волн. Ввиду этого следует считать ориентировочными все величины давления в ближних зонах взрыва, которые определены по теории распространения плоских гармонических волн в линейно-упругих средах.

В настоящее время разработаны теория распространения сферических волн и теория распространения волн в слоистых средах [Бреховских, 1957; Петрашень, 1952 и др.]. Однако, в этих трудах, наряду с высоким уровнем математической проработки проблемы, ее решения даются в форме, трудно доступной для применения на практике. В то же время в области взрывного дела сферическое распространение волн является самым простым случаем. Обычно на практике имеют место удлиненные заряды, при которых на волновую картину влияют еще направление и скорость детонации заряда [Otto, 1956; Ханукаев, 1962, Мосинев, 1963 и др.]. Еще сложнее дело в анизотропных средах, где скорость распространения волн напряжений в различных направлениях раз-

ная [Бреховских, 1957]. Поэтому поверхность фронта взрывных волн в горных породах описывается очень сложными уравнениями, имеющими множество параметров и точное решение проблемы на уровне современных знаний невозможно.

Ввиду сказанного, на данном этапе можно допустить применение элементов теории плоских линейно-упругих волн для проведения ориентировочных расчетов и для исследования качественной стороны распространения взрывных волн в слоистых средах. Правильность такого положения проверили своими опытами Рейнхардт и Смит [1962]. Они исследовали изменение направления радиальных трещин на границе раздела двух сред. Опыты были проведены на плоских моделях, склеенных из плексигласа и известняка или гипса. Модель нагружали выстрелом из ружья. Считая, что радиальные трещины вокруг заряда в двухмерной модели образуются действием растягивающих напряжений, которые направлены в сторону касательной фронта волны, можно угол направления трещин во второй среде определить по формуле:

$$\sin \varphi_2 = \frac{v_2}{v_1} \sin \varphi_1$$

где φ_1 - угол направления трещины в первой среде; v_1 и v_2 - скорости распространения продольных волн соответственно в первой и во второй среде.

Результаты опытов свидетельствуют об удовлетворительном совпадении расчетных и замеренных углов направления трещин во второй среде. Отклонение составляет -11... +18 %, причем частота отклонений со знаком "плюс" превышает частоту отклонений со знаком "минус". Последнее указывает на влияние скрытых факторов, не учтенных упрощенной теорией.

Другое направление теории разрушения горных пород, так называемая "энергетическая теория" рассматривает не действующие напряжения, а энергию, переданную среде взрывными волнами. Если теория напряжений имеет сильную теоретическую базу, то энергетическая теория основывается на эмпирических и гипотетических закономерностях. Однако, в то же время энергетическая теория позволяет вывести более конкретные и практически приемлемые зависимости.

Основными гипотезами энергетической трактовки разрушения горных пород являются:

а) гипотеза (Кирпичева) - Кика - энергия для разрушения среды пропорциональна объему дробленного продукта [Kick, 1885];

б) гипотеза Риттингера - энергия для разрушения среды пропорциональна вновь образованной поверхности [Rittinger, Ritter, 1867].

П.А.Ребиндером обе гипотезы объединены в одно выражение [Гроссберг, 1964].

В зависимости от конкретного случая может оказаться целесообразным применение того или другого предположения. Более распространенной и простой является первая гипотеза, которая фигурирует в расчетах взрывного дела уже триста лет в виде правила, по которому расход ВВ пропорционален объему взрывааемых пород. Гипотеза Кика дает хорошие результаты применительно к сыпучим и рыхлым средам. По мнению некоторых авторов она не может быть применена в случае ударного разрушения в массиве горной породы, так как в таком случае не происходит разрушение геометрически подробных тел, применительно к которым гипотеза Кика разработана.

[Ратников, 1958]. Кроме того, имеются сведения, что гипотеза Кика действительна для идеально гомогенной среды [Кирхберг, 1960]. В связи со сказанным, в последнее время обращается все большее внимание ^{на} гипотезу Риттингера, которая позволяет лучше связать параметры буровзрывных работ с кусковатостью отбитой горной породы. Гипотеза Риттингера дает хорошие результаты при применении ее для мелко дробленной горной массы.

Многие авторы применяли при исследовании разрушения горных пород взрывом энергетические принципы [Konnerth, 1958; Барон, 1962; Мосинец, 1963; Ханукаев, Долгов, 1966 и др.], однако мало встречается в литературе сведений о работах, проведенных в условиях слоистых сред. В качестве примера можно указать только работу В.С.Иванова [1963], где применены некоторые элементы энергетической теории. Это исследование, выполненное на моделях, посвящено вопросам влияния диаметра заряда на эффективность взрыва в слоистой среде.

Сравнивая два направления в теории разрушения среды действием взрыва, можно определить и пределы их применения. Теория напряжений дает представление о распределении энергии в среде, в том числе и в неоднородном массиве, однако уровень ее доработки в настоящее время еще не позволяет характеризовать количественную сторону разрушения горных пород. Энергетическая теория, наоборот, дает удобно применимые зависимости между параметрами взрывной отбойки, но в данной стадии ее развития она не способна характеризовать распределение энергии в неоднородном массиве. Следовательно, современные исследовательские работы в области разрушения разнородных слоистых пород успешны лишь при учете достижений обеих направлений.

§ 5. Методика исследования

Настоящее исследование выполняется в двух этапах - теоретический анализ и экспериментальное исследование вместе с проверкой разработанных зависимостей.

Как было отмечено выше, теоретические выкладки, чтобы быть плодотворными, не могут ограничиться рассмотрением только одного из двух господствующих направлений в теории разрушения среды действием взрыва. Поэтому на первом этапе необходимо применить элементы как теории напряжений, так и энергетической теории, но поскольку практически приемлемые зависимости более вероятные при развитии энергетической теории, на нее обращено в данной работе основное внимание.

Второй этап - проверка теоретических рассуждений экспериментом может быть осуществлена в лабораторных условиях или на практике. Преимуществом лабораторных экспериментов является их наглядность и возможность подбора условий опыта таким образом, что случайные (неопределенные) факторы имеют минимальное влияние на результат эксперимента. Однако те же случайные факторы, не влияющие на результат опыта при лабораторных условиях, могут на практике значительно снижать точность полученных зависимостей. Поэтому, а также учитывая практические возможности, автором выбран другой путь - экспериментальные исследования в шахтных условиях.

Недостатком выбранного метода является наличие случайных факторов, влияющих на результат эксперимента. При этом под термином "случайные факторы" подразумеваются связи, влияние которых или не рассматривается теорией, или связи, которые, ввиду незначительности, отвергаются в целях упрощения зависимостей. Поэтому, для обработки экспериментального материала необходимы методы математической статистики, позволяющие выявить

основные связи между параметрами исследуемого явления, доказать или отвергнуть гипотезы на основе нестрогих экспериментов, т.е. на основе опытов, результат которых зависит и от случайных факторов, и предсказать значение некоторой переменной по значениям одной или нескольких других величин. В данной работе применены корреляционный, дисперсионный и регрессионный анализы.

Корреляционный анализ является первым этапом исследований. Анализ заключается в вычислении коэффициентов корреляции, служащих мерой линейной связи между рассматриваемыми переменными. При наличии нескольких переменных вычисления целесообразно выполнять на электронно-вычислительной машине, которая дает так называемую корреляционную матрицу, представляющую собой совокупность коэффициентов корреляции между всеми переменными. Если коэффициент корреляции $K = \pm 1$, между соответствующими показателями существует строгая пропорциональность (линейная связь). Если $K = 0$, между показателями связи нет или связь не имеет монотонный характер. При $K > 0$ увеличению одного показателя соответствует увеличение другого, а при $K < 0$ наоборот, уменьшение. Критическое значение коэффициента корреляции определяется по формуле:

$$K_{кр} = \frac{1}{\sqrt{1 + \frac{N-2}{t^2}}},$$

где: N - число опытов; t - критерий Стюдента при $N - 2$, дается в справочниках соответственно уровню надежности.

При $|K| < K_{кр}$ связь между показателями считается несущественной.

Дисперсионный анализ заключается в сравнении оценок дисперсии - S_x^2 - двух или нескольких независимых величин. При заданном числе степеней свободы

(числе опытов) уменьшение дисперсии свидетельствует об увеличении точности приближения. Обычно сравнивается влияние какого-то конкретного фактора x с влиянием случайных факторов путем вычисления критерия Фишера (F - критерий):

$$F = \frac{S_x^2}{S_o^2}$$

где: S_x^2 - оценка дисперсии фактора x ; S_o^2 - то же остатка (случайных факторов).

Как видно, в идеальном случае F , обращается в бесконечность. Таким образом, чем больше F , тем выше значимость математической модели. Обычно значимость проверяется через $F_{кр}$, который определяется при помощи справочных таблиц на основе степеней свободы обеих дисперсий. При $F > F_{кр}$ нулевая гипотеза отвергается и влияние случайных факторов считается несущественным.

Основная задача регрессионного анализа состоит в том, чтобы предсказать значение некоторой переменной по значениям одной или нескольких других величин и получить адекватное причинное объяснение этой переменной как функции одной или нескольких других переменных. Регрессионный анализ выполняется в следующем порядке:

а) предполагаем, что разности между наблюдаемыми и истинными (разумеется, неизвестными) величинами обусловлены случайными отклонениями;

б) на основе теоретических или экспериментальных данных предполагается, что функциональные зависимости между истинными величинами имеют вид:

$$f(X, Y, \beta_0, \beta_1, \beta_2, \dots, \beta_i) = 0$$

где: $i+1$ - число коэффициентов, подлежащих к оценке, меньше числа наблюдений;

в выбирается оценка для f :

$$\hat{f} = \hat{f}(x, y, b_0, b_1, b_2, \dots, b_i),$$

где: b_1 и т.д. - оценки β_1 и т.д., такие, что $\hat{f}$ в форме $\hat{f}$ согласуется с исходными данными наилучшим образом в смысле некоторого критерия, обычно критерия наименьших квадратов;

г) исследуется соответствие функции f и решается вопрос, является ли функция вида f адекватным описанием наблюдаемых данных. Это может быть выполнено при помощи различных статистических оценок, но чаще всего применяется ~~на~~ этой цели стандартное отклонение оценки.

При двух переменных и при небольшом количестве данных наблюдений регрессионный анализ может быть выполнен арифмометром, однако, более целесообразно применять для этой цели электронно-вычислительные машины.

Подробности перечисленных методов не рассматриваются, поскольку они опубликованы в специальной литературе ^{по} математической статистике [Арлей, Бух, 1951 и др.]

Более обширные расчеты данной работы выполнены в вычислительном центре Института кибернетики АН ЭССР по стандартным программам.

§ 6. Распределение энергии взрыва в
ближней зоне действия взрыва с точки
зрения энергетической теории разрушения
среды.

Рассеивание энергии взрыва в зонах упругих деформации рассматривается во многих трудах [Ханукаев, 1958 и 1962; Рейнхардт, 1962 и многие другие]. Вопросы распределения упругих волн и их энергии в горючих сланцах исследовали В.И.Машуков [1963] и Ю.М.Мисник, В.А.Боровиков и Е.Г.Карпунов [1965].

В это же время, когда рассеивание энергии взрыва в зоне упругих деформаций более или менее изучено, о потерях энергии волн напряжений в ближней зоне действия взрыва имеются весьма ориентировочные данные, накопленные главным образом в результате лабораторных экспериментов. Вопрос о потерях энергии взрывных волн в непосредственной близости от заряда ВВ, расположенного в горючем сланце, полностью не исследован. На основе литературных данных можно только предполагать, что в пластичных и пористых средах, представителем которых является горючий сланец, в ближней зоне действия взрыва поглощается значительная часть энергии ВВ.

Сделаем попытку проанализировать этот вопрос более детально.

Работу, совершаемую движущейся несжимаемой средой в объеме $\Delta x \Delta y \Delta z = 1$ при распространении взрывной волны в направлении оси x , можно выразить:

$$dJ = -\rho \frac{d^2 x}{d\tau^2} dx \quad (6-1)$$

где x - амплитуда смещений; τ - время; ρ - плотность среды.

Если амплитуда волн напряжений превышает предел прочности среды, позади фронта волны среда будет разрушена и теряет свойства твердого тела. В такой среде уже не распространяется поперечная волна, которая имеет меньшую скорость, а уравнение продольной волны примет вид уравнения затухающих колебаний [Гевондян, Киселев, 1962] :

$$x = x_0 e^{-D\omega_0 \tau} \frac{1}{\sqrt{1-D^2}} \sin\left(\omega_0 \tau \sqrt{1-D^2} + \arctg \frac{\sqrt{1-D^2}}{D}\right), \quad (6-2)$$

где: x_0 - амплитуда смещений первых полупериодов; ω_0 - параметр, характеризующий среды; D - степень успокоения колебаний. При отсутствии потерь энергии в среде $D = 0$, а при погашении смещений в течение первого полупериода $D = 1$. Повидимому D зависит от разрушенности среды за фронтом волны, т.е. уменьшается от единицы до нуля при увеличении пути пробега волны.

Подставляя второе производное (6-2) в уравнение (6-1) можно решать последнее, если известна зависимость D от пути пробега волн для данной конкретной среды. Однако, определение параметров уравнений x , $\frac{dx}{d\tau}$ или $\frac{d^2x}{d\tau^2}$ вибро-, вело- или акселерометрами связано с определенными трудностями. При регистрации импульсных движений, или процессов, где весьма важно записать начальный момент движения, собственные колебания подвижной системы приборов, как бы быстро они не затухали, могут серьезно исказить его показания [Гевондян, Киселев, 1962, Woschni, 1964]. Такие искажения не всегда возможно корректировать.

Во-вторых, при интенсивных ударных волнах в сжимаемых средах, к которым относятся и горючие сланцы, уравнение (6-1), ввиду непостоянства φ не окажется совершенно точным.

В-третьих, определение параметров взрывных волн во всех пачках сланца и прослойках известняка пласта, требует многочисленных замеров, выполнение которых выходит

за рамки данной работы.

Поэтому наиболее целесообразно исследовать распределение энергии разрушения в среде с точки зрения энергетической теории процесса разрушения горных пород.

Взрыв заряда любого типа возбуждает в окружающей среде поток энергии, который на своем пути пробега вызывает в массиве изменения состояния среды. Радиус действия взрыва состоит из радиуса заряда и из пути пробега волн в массиве. Считая, что радиус заряда равен единице можно путь пробега обозначить через $p=r-1$. С увеличением p взрывная волна совершает работу и ее энергия J уменьшается (рис.5). Соответственно, по мере увеличения объема, пройденной взрывной волной, увеличивается и объем разрушений. В качестве показателя разрушений примем вновь образованную поверхность S в объеме определенным путем пробега p .

Допустим, что до взрыва в среде вблизи заряда нет трещин. Тогда, поскольку имеем дело с мелким дроблением, можем применять гипотезу Риттингера:

$$\frac{dS}{dV} = -c_1 \frac{dJ}{dV}$$

т.е. образованная в единице объема поверхность пропорциональна потерям энергии в этой же единице объема.

Преобразуем:

$$\frac{dS}{dp} = -c_1 \frac{dJ}{dp} \quad (6-3)$$

и решая, получим:

$$S = c_1 U_n,$$

где: $U_n = J_0 - W - U$ - потери энергии на дробление (см.рис.5) ; c_1 - коэффициент пропорциональности

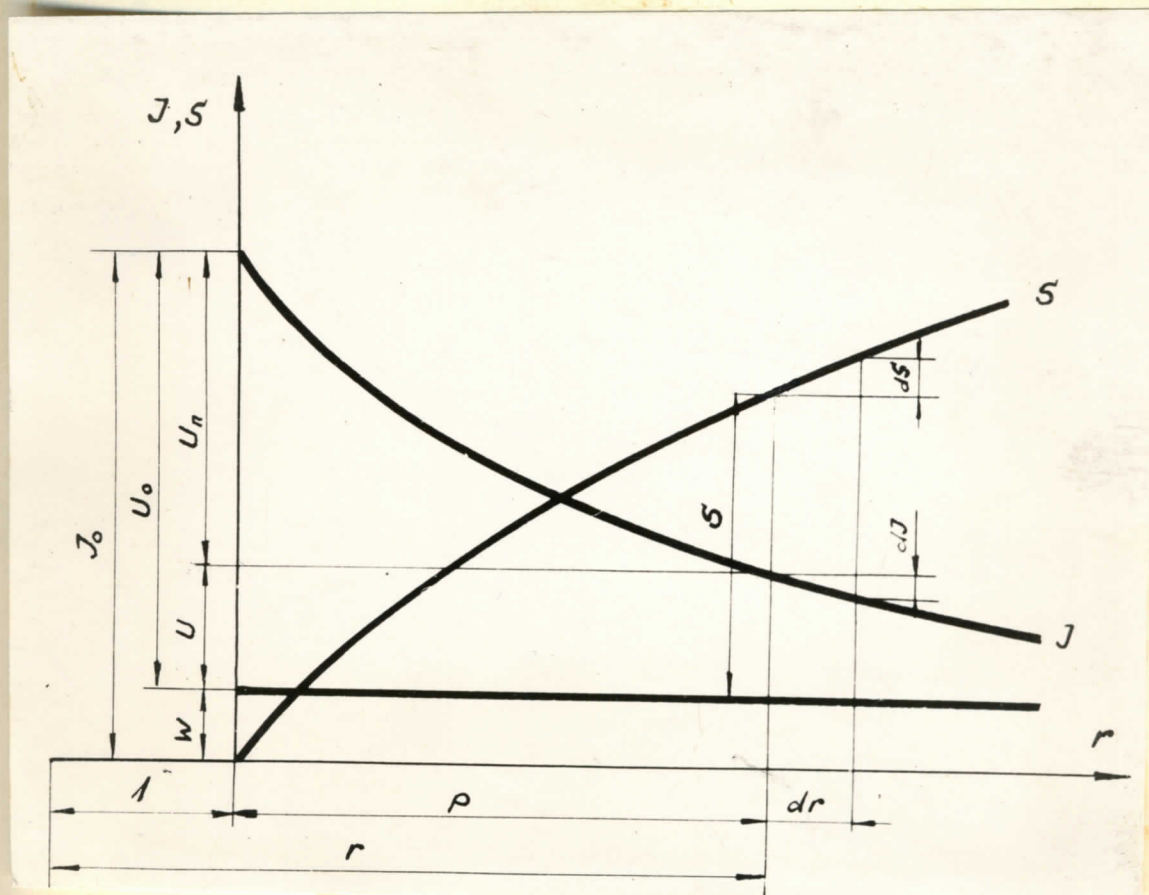


Рис. 5 График к определению потерь энергии

- J_0 - энергия, переданная взрывом среде;
- U_0 - энергия, поглощаемая средой в ближней зоне;
- W - энергия упругих волн;
- U_n - потери энергии на дробление в объеме радиусом r ;
- U - энергия дробления, действующая на расстоянии r ;
- r - приведенный радиус действия взрыва;
- p - путь пробега взрывной волны в массиве, причем $p = r - 1$.

М.М.Протодьяконов и С.В.Чирков обозначают c_1 как $tg \alpha$ - величина, обратно пропорциональная крепости среды [1964] .

Далее допустим, что вновь образованная поверхность при увеличении p на dp (интенсивность разрушения) пропорциональна энергии дробления на расстоянии p :

$$\frac{dS}{dp} = c_2 U \quad (6-4)$$

Приравнивая правые половины уравнений (6-3) и (6-4) получим:

$$-c_1 \frac{dJ}{dp} = c_2 U.$$

Решая это уравнение получим:

$$U = U_0 e^{-c_3 p}, \quad (6-5)$$

где: $c_3 = c_2/c_1$; $U_0 = J_0 - W$. Отсюда нетрудно вывести вновь образованную поверхность:

$$S = c_1 U_0 (1 - e^{-c_3 p}) \quad (6-6)$$

Перейдем на удельные величины. Для этого дифференцируем (6-6):

$$\frac{dS}{dr} = c_2 U_0 e^{-c_3 p}$$

Известно; что:

$$\frac{dV}{dr} = C$$

где C - площадь поверхности фронта волны, например для сосредоточенного заряда:

$$C = 4\pi r^2,$$

для единицы длины (dl) бесконечно длинного заряда:

$$C = 2\pi r dl$$

где $dl = 1$, и для единицы поверхности (dC) плоского заряда с бесконечными длиной и шириной:

$$C = 2 dC$$

где $dC = 1$.

В общем случае:

$$C = \frac{r^\xi}{\kappa}$$

где параметры κ и ξ представлены в табл.4.

Для цилиндрических и плоских зарядов с конечными размерами параметры κ и ξ зависят от координат исследуемой частицы разрушаемой среды. Действие цилиндрического заряда с конечной длиной в ближней зоне можно с небольшой погрешностью рассмотреть как действие бесконечно длинного заряда такого же радиуса. Аналогично можно поступать при исследовании действия плоского заряда с конечными размерами.

Итак получаем:

$$dr = \kappa r^{-\xi} dv$$

и выражение удельной вновь образованной поверхности:

$$s = \frac{dS}{dv} = C_2 \kappa U_0 r^{-\xi} e^{-C_3 p} \quad (6-7)$$

и через $s = C_1(u_n)$ удельные потери потока энергии на мелкое дробление:

$$u_n = C_3 U_0 \kappa r^{-\xi} e^{-C_3 p} \quad (6-8)$$

Таблица 4.

Параметры обобщенного закона
рассеивания энергии взрыва.

Тип заряда	n	ξ
Сосредоточенный	$\frac{1}{4 \pi}$	2
Цилиндрический бесконечно длинный	$\frac{1}{2 \pi}$	1
Плоский, с двумя беско- нечно большими размерами	$\frac{1}{2}$	0
Цилиндрический, конечной длиной		1...2
Плоский, с конечными разме- рами		0...2

§ 7. Изучение свойств разрушенной породы
и определение вновь образованной
поверхности.

Анализ гранулометрического состава разрушенной породы показывает, что распределение частиц (кусков) в ней по классам подчиняется определенному закону - закону распределения кусковатости.

Закон распределения кусковатости может быть представлен в интегральном (кумулятивном) или в дифференциальном виде, причем на практике применяется, как правило, только первый вид закона, который в общем случае выражается:

$$R = f(\chi) \quad \text{или} \quad y = \varphi(\chi),$$

где R - суммарный выход сверху, в долях единицы;
 y - суммарный выход снизу, в долях единицы, χ - отверстие сита.

Дифференциальный закон распределения кусковатости является первой производной интегрального закона и характеризует долю (выход) материала на единицу длины диапазона крупности.

Разными исследователями даны различные интегральные законы распределения кусковатости, из которых чаще всего встречаются [Андреев, Зверевич, Перов, 1966, Погосов, 1962; Evans, 1962]:

а) уравнение Андреева-Годена:

$$y = A \chi^n \quad \text{или} \quad y = \left(\frac{\chi}{\chi_{\max}} \right)^n \quad (7-1)$$

б) уравнение Розина-Раммлера:

$$R = e^{-\left(\frac{\chi}{\chi_0}\right)^m} \quad (7-2)$$

где: $A; n; m; \chi_{max}; \chi_0$ - параметры уравнений; e - основание натуральных логарифмов.

Указанные уравнения трансформируются в линейный вид:

$$Y = aX + b$$

где: $X = \log \chi$; $Y = \log y$ для уравнения (7-1) и $Y = \log / \log R$ для уравнения (7-2); a и b - постоянные.

Обработка данных 27 ситовых анализов горной массы и горючего сланца, отбитой в различных шахтах Прибалтийского бассейна, свидетельствует, что интегральная кривая распределения кусковатости в координатах $\log \chi$ и $\log / \log R$ не образует прямую (рис.6) .

Следовательно, уравнение Розина-Раммлера не может характеризовать кусковатость материала, отбитого шпуровыми зарядами в условиях сланцевых шахт. Дело в том, что эмпирическая интегральная кривая распределения кусковатости всегда имеет $R(\chi_{max}) \neq 0$, в то время когда уравнение (7-2) значения $= 0$ не имеет. Поэтому уравнение Розина-Раммлера не описывает достаточно точно эмпирическую кривую в части крупных классов. По нашему опыту уравнение (7-2) аппроксимируется опытными данными более или менее удовлетворительно для значений χ по крайней мере в 10 раз меньше максимального диаметра кусков.

Автором проведен дисперсионный анализ, которым доказано, что нулевая гипотеза линейной аппроксимации опытных данных в пределах $\chi = 80 \dots 200$ мм к трансформированному виду уравнения (7-1) отвергается ($F = 1,34$)

Интегральная кривая в координатах $\log \chi$ и $\log y$ приведена на рис. 7. Хотя дисперсионный анализ свидетельствует о нелинейности в пределах $\chi = 0,06 \dots 30$ мм, на рис. 7 видно, что общий характер трансформированного закона линейный. В данном случае нелинейность может быть обусловлена малочисленностью опытных данных при $\chi < 30$ мм. На основе этого можно считать, что уравнение Андреева-Годана (7-1) характеризует кусковатость отбитой горной массы при шпуровом методе отбойки в шахтах Прибалтийского месторождения горючих сланцев лучше, чем уравнение Розина-Раммлера.

Одной из характеристик отбитой горной массы является суммарная вновь образованная поверхность кусков:

$$S = S_K - S_3$$

где: S_K - суммарная поверхность кусков; S_3 - поверхность забоя.

Поскольку $S_K \gg S_3$; последнюю можно пренебречь и

$$S = S_K$$

Удельная вновь образованная поверхность выражается:

$$s = \frac{dS}{dV}$$

где: V - объем отбитой горной массы.

Удельная поверхность частицы неопределенной формы равняется:

$$s = \frac{6 c_\phi}{\chi} \quad (7-3)$$

где: χ - диаметр частицы, c_ϕ - коэффициенты формы частицы, в пределах $1 \dots 10$. Для шаровидных частиц $c_\phi = 1$. Зная закон распределения кусковатости можно вывести формулы для определения удельной поверхности полидисперсной среды через параметры уравнения распределения

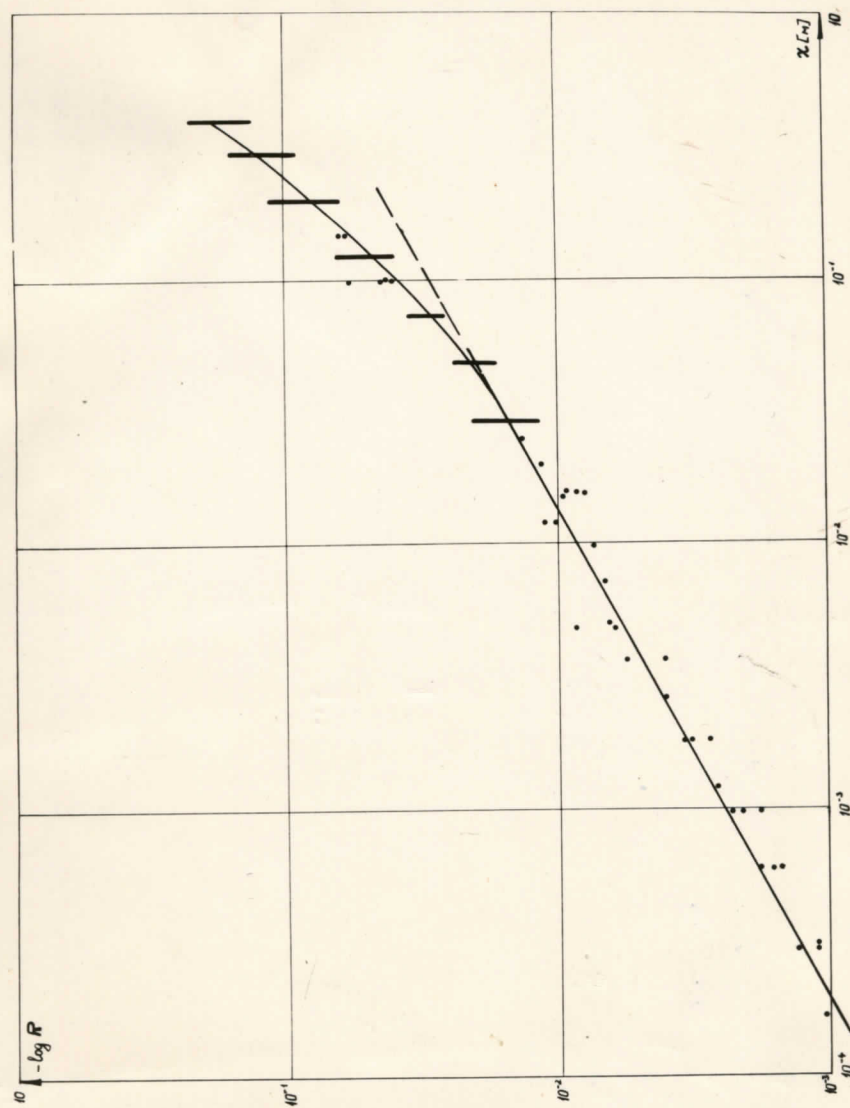


Рис. 6. Аппроксимация данных ситовых анализов к уравнению Розина-Раммлера (прямая линия) .

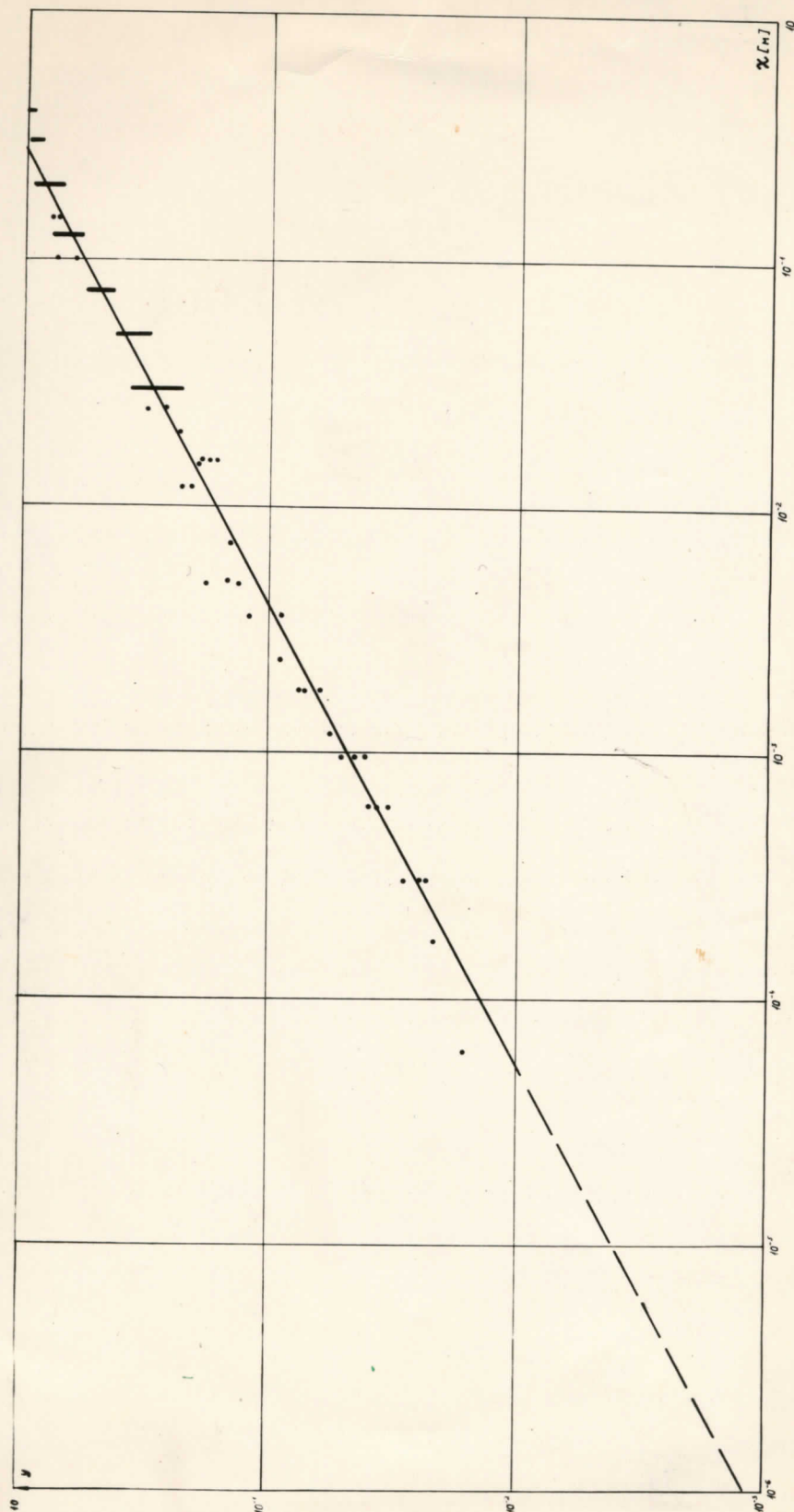


Рис. 7. Аппроксимация данных ситовых анализов к уравнению Андреева-Голцена.

[Kießkalt, Matz, 1951; Андреев, Зверевич, Перов, 1966].

Работами автора установлено, что применительно к материалу, имеющему широкий диапазон крупностей, формула для определения удельной поверхности значительно упрощается [Рейнсалу, 1966]:

$$\bar{S}_w = \frac{6 y_{min}}{(\frac{1}{n} - 1) \chi_{min}}, \quad (7-4)$$

где: $\bar{S}_w$ - средняя удельная поверхность при допущении, что все частицы имеют шарообразную форму. Действительная средняя удельная поверхность $\bar{S} = c_f \bar{S}_w$ где c_f - коэффициент формы частиц. В уравнении (7-4) n - параметр уравнения Андреева-Годана, y_{min} и χ_{min} - расчетные величины, связанные между собой зависимостью:

$$y_{min} = A \chi_{min}^n$$

y_{min} и χ_{min} имеют решающее значение при определении вновь образованной поверхности. χ_{min} можно считать предельным размером, частицы меньше которого ввиду своей малочисленности не играют роли в расчетах. Минимальные размеры частиц определяются для каждого исследуемого материала замераи или расчетным путем. Расчеты ведутся при условии, что выход материала меньше χ_{min} не превышает какую-то заданную величину, обычно 0,1 %. Оба метода имеют один недостаток - они не учитывают, что распределение как микроскопических, так и крупных частиц не подчиняется закону Андреева-Годана или Розина-Раммлера. Имеются данные, что мелкие частицы подчиняются логарифмически-нормальному закону распределения [Колмогоров, 1941; Ксенофонтова, Бурчаков, 1965].

Расчеты показывают, что при условии $y_{min} = 0,001$ χ_{min} составляет 0,2...0,3 мкм. По данным Феоктистова [1964] частота появления частиц взвешенной сланцевой

пыли диаметром менее 1 мкм составляет 0,003. В это же время известно, что обломочный материал в породах пласта горючих сланцев имеет размер зерен 2...80 мкм, кальцит менее 50 мкм и органическое вещество (кероген) 20...200 мкм [Бауков, 1958].

Таким образом, по литературным данным χ_{min} колеблется в пределах $10^{-6} \dots 10^{-4}$ м.

Для более точного определения порядка χ_{min} выведем формулу для определения удельной поверхности любого класса крупности полидисперсной среды. В общем виде [Рейнсалу, 1966]:

$$S_{a...b} = \frac{\int_a^b \frac{dR}{d\chi} \frac{6}{\chi} d\chi}{\int_a^b \frac{dR}{d\chi} d\chi} c_{\phi}, \quad (7-5)$$

где a и b - границы класса крупности; $\frac{dR}{d\chi}$ - дифференциальный закон распределения кусковатости.

При распределении по закону Андреева-Годана:

$$\frac{dR}{d\chi} = -An\chi^{n-1}.$$

Знаменатель дроби (7-5) равняется выходу класса $a...b = \delta_{a...b}$ (по объему), со знаком минус.

Следовательно:

$$S_{a...b} = \frac{6Anc_{\phi}}{(n-1)\delta_{a...b}} (b^{n-1} - a^{n-1}),$$

или после преобразований:

$$S_{a...b} = \frac{6c_{\phi}}{\delta_{a...b}(\frac{1}{n}-1)} \left[\frac{y(a)}{a} - \frac{y(b)}{b} \right], \quad (7-6)$$

где: $\delta_{a...b}$ - выход класса $a...b$, $y(a)$ и $y(b)$ -

выхода снизу соответственно при отверстиях сит a и b .
Имея материал $0 \dots b$:

$$\frac{y(a)}{a} = \frac{y_{min}}{\chi_{min}},$$

откуда получим:

$$\frac{y_{min}}{\chi_{min}} = \frac{\bar{s}_{w.<b} y_b \left(\frac{1}{n} - 1 \right)}{6 c_f} + \frac{y(b)}{b},$$

где: $\bar{s}_{w.<b}$ - удельная поверхность материала мельче b ;
 y_b - выход того же материала. Все величины правой половины можно определить расчетным путем или замераи.

Для определения порядка y_{min} / χ_{min} была отобра-
на в одном из забоев шахты 7 треста "Эстонсланец"
проба горной массы в количестве более $14 \cdot 10^3$ кг.
В этой порции горной массы выход класса менее $b = 0,11$ мм
(плетеное сито $0,09 \times 0,09$ мм) составлял по массе
 $1,68\%$ и по объему $2,1\%$, т.е. $y_{11 \cdot 10^{-4}} = 2,1 \cdot 10^{-2}$.
Кусковатость горной массы характеризовалась уравнением:

$$y = 2,26 \chi^{0,567}.$$

Методика определения параметров уравнения см. § 10.
Удельная поверхность класса менее $0,11$ мм была опреде-
лена прибором ПСХ-2 и она составляла $1,2 \cdot 10^5 \text{ м}^2/\text{м}^3$.
Коэффициент формы частиц c_f брали $1,75 \dots 2,0$
[Киевконт, Matz, 1951; Андреев, Зверевич, Перов, 1966].
Решая систему уравнений:

$$\begin{cases} \frac{y_{min}}{\chi_{min}} = 350 \dots 370 \\ y_{min} = 2,26 \chi_{min}^{0,567} \end{cases}$$

получим, что $\chi_{min} = 7,6 \dots 8,6$ мкм, т.е. порядок размера минимальных частиц равен 10^{-5} м. y_{min} при этом составляет $3 \cdot 10^{-8}$.

Сущность χ_{min} и y_{min} объясняем при помощи рис.8. Там на а) изображена интегральная кривая кусковатости с уравнением:

$$y = 2,26 \chi^{0,567}$$

На б) изображена дифференциальная кривая той же горной массы и на в) график функций, определенный интеграл которой от χ_{min} до χ_{max} является удельной поверхностью данного материала. Тонкой линией обозначена теоретическая зависимость и жирной линией действительная характеристика кусковатости, причем в малоисследованной части последняя дана в прерывистом виде. Как следует из рис.8в, площадь определенного интеграла теоретической функции $\frac{dy}{d\chi} \cdot \frac{6}{\pi}$ в пределах от χ_{min} до χ_{max} (трапеция ABCD) хорошо совпадает с площадью под графиком действительной кусковатости. Этим оправдано применение для определения удельной поверхности горной массы расчетных параметров χ_{min} , χ_{max} и y_{min}

Заменяя y_{min} от (7-5) в (7-4) получим формулу для определения удельной вновь образованной поверхности для горной массы в условиях сланцевых шахт Эстонского месторождения:

$$\bar{S}_w = \frac{6A \chi_{min}^{n-1}}{\frac{1}{n} - 1}, \text{ м}^2/\text{м}^3$$

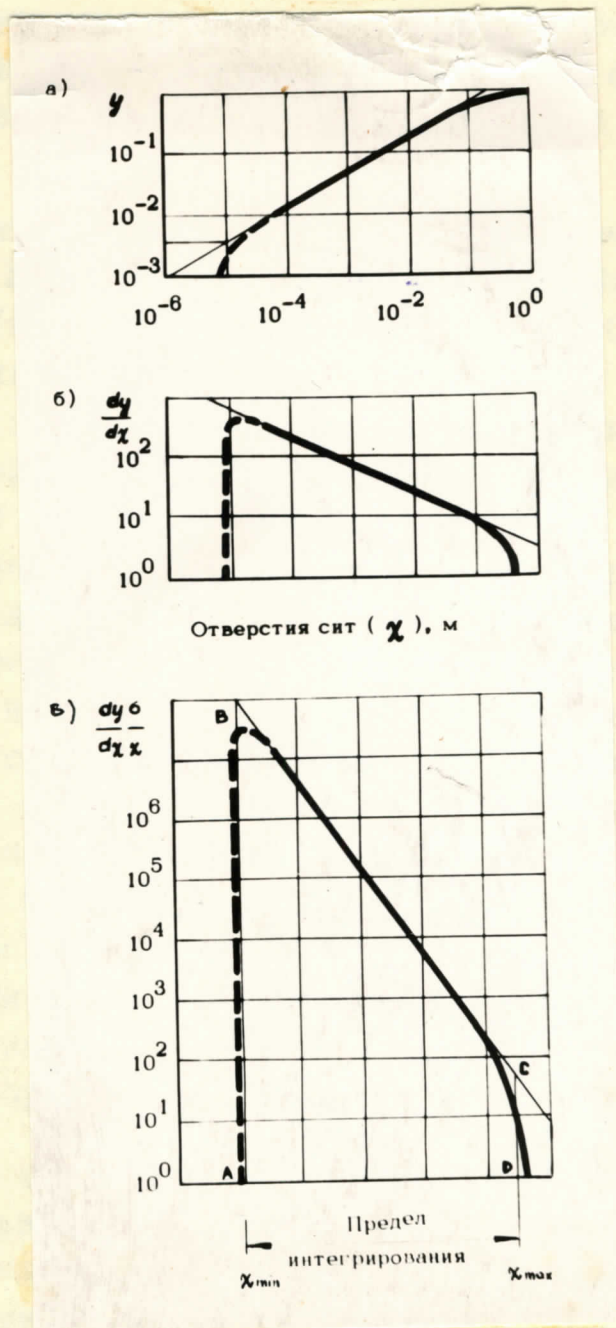


Рис.8. Графики для объяснения сущности x_{min} и y_{min}

§ 8. Определение упругих постоянных и механических характеристик пород пласта горючих сланцев.

Знание упругих постоянных и других физико-механических показателей пород пласта является одним из необходимых условий при исследовании процесса взрывной отбойки.

Результаты определения физико-механических свойств пород пласта Прибалтийского бассейна опубликованы в ряде работ [Бакинов, Безкаравайный, 1964; Селезнев, Жарков, 1959, Аллик, 1964], в рамках которых проведены механические испытания пород пласта, преимущественно определение временного сопротивления на сжатие. Только Ленинградским горным институтом проведено определение упругих постоянных пород пласта шахты 3 треста "Ленинградсланец" электронно-акустическим методом. В качестве примера приведем некоторые физико-механические показатели пород пласта Прибалтийского бассейна, определенные разными исследованиями (табл.5). Из таблицы видна разница между модулями упругости, определенными электронно-акустическим методом и механическими показателями, а также показателями, полученными для различных условий. По всей вероятности причинами расхождений являются различие методик, различная влажность образцов, наличие или отсутствие включений в образцах, разные места отбора проб и прочие.

Различие методик испытаний имеет существенное значение, поскольку при электронно-акустическом методе образцы нагружаются циклично, с большой скоростью и напряжениями ниже предела упругости. При механических испытаниях образцы нагружаются медленно (статистически), до напряжений, превышающих предел упругости. Ввиду пластичности в образцах развиваются необратимые деформации, которые в первый период нагружения могут возрастать более или менее линейно. В таких квазиупругих средах

Таблица 5.

Некоторые физико-механические показатели пород пласта, определенные разными исследователями.

Условные индексы пласта Эстонского месторожде- ния	Модуль упругости $E, \text{н/м}^2$			Коэффициент Пуассона			Время сопротивления на сжатие при механических испытаниях, Мн/м^2		
	I	II	III	I	II	III	I	II	III
E/D	32,4	13	-	-	0,27	-	55	39	63,7
D/C		16		0,28	0,30			64	
C	4,1	-	0,9...1,1	0,34	-	-	21	9,8...13	22,1
B	3,8	1	0,7...0,8	0,34	0,3	-	20	18	25,5
B/A	32,4	-	-	0,28	-	-	52	-	62,8

I Определенные в Ленинградском горном институте электронно-акустическим методом для условий шахты 3 треста "Ленинградсланец";

II Результаты механических испытаний пород пласта шахты 2 треста "Эстонсланец" [Селезнев, Жарков, 1959].

III То же для условий шахты 3 треста "Ленинградсланец" [Бакинов, Безкараванский, 1964].

модуль упругости окажется значительно меньше динамического модуля упругости.

Существенное значение имеет и влажность испытуемых образцов. Так, например, уменьшение влажности сланцев Ленинградского месторождения на 4...5 % против естественной 7...10 %, увеличивает прочность их на 10 ... 15 %. Увеличение влажности до 16...18 % снижает прочность на 20...35 % [Бакинов, Безкаравайный, 1964]. Можно предполагать, что изменение влажности влияет и на упругие постоянные сланца. Этими же авторами обращается внимание на увеличение предела прочности на сжатие при наличии в образцах включений.

Из практики широко известно изменение свойств пород пласта горючих сланцев в зависимости от глубины залегания и наличия карстовых и других геологических нарушений [Аллик, 1960, 1964].

Таким образом, в настоящее время физико-механические свойства пород пласта горючих сланцев определены только для частных случаев и по разным методикам, что делает невозможным их сопротивление. Учитывая вышеизложенное, представляется необходимым для исследования процесса взрывной отбойки определить упругие постоянные электронно-акустическим методом и в условиях Востонского месторождения горючих сланцев.

Горючий сланец является анизотропной средой, которая аналогично кристаллу гексагональной симметрии характеризуется пятью упругими постоянными [Безухов, 1961]. Четыре из них могут быть найдены путем определения скорости распространения продольных и поперечных волн вдоль слоев и перпендикулярно им. Пятая постоянная, определяется из решения задачи о распространении волн под углом к вертикальной оси, отличным от нуля и $\pi/2$ [Бреховских, 1957]. Однако, поскольку определение скорости распространения продольных и поперечных волн в различных направлениях связано с рядом трудностей (изготовление образцов, точность замеров и т.д.) в рамках данной работы горючий

сланец рассматривался условно как изотропная среда. Несомненно такая трактовка не может дать точных результатов, но недостаточная изученность вопроса и большие трудности применения математического аппарата при рассмотрении разрушаемого массива как анизотропной среды, заставляет делать в настоящее время такие допущения, как при определении физико-механических свойств, так и при исследовании процесса взрывной отбойки.

Для определения упругих постоянных были отобраны образцы пород пласта в одной из камерных блоков шахты 10 треста "Эстонсланец". При этом принимались меры для сохранения естественной влажности образцов. Замеры были проведены в лаборатории Ленинградского горного института по известной методике [Ханукаев, 1962]. Кубики сланца и известняка были также подвергнуты механическим испытаниям для определения временного сопротивления на сжатие. Результаты замеров приведены в таблицах 6 и 7.

Как было отмечено выше, горючий сланец является многокомпонентной средой. Каждая пачка сланца содержит определенное количество известняковых включений и может рассматриваться как двухкомпонентная среда: сланец-известняк. Чистый сланец в свою очередь является многокомпонентной средой, состоящей из кальцита, керогена и обломочного материала и содержащей в условиях Эстонского месторождения 10-12 % влаги. Но поскольку упругие постоянные его в данной работе определены при естественной влажности в образцах, размеры которых значительно превышают размеры частиц компонентов сланца, можно с некоторым допущением чистый сланец считать однокомпонентной средой.

Для определения упругих постоянных двухкомпонентных сред можно воспользоваться следующими формулами [Хашин, 1962]:

$$\frac{K}{K_0} = 1 + \frac{3(1-\mu_0)(\frac{K_B}{K_0}-1)V_B}{2(1+2\mu_0)+(1+\mu_0)[\frac{K_B}{K_0}-(\frac{K_B}{K_0}-1)V_B]}$$

$$и \quad \frac{G}{G_0} = 1 + \frac{15(1-\mu)(\frac{G_B}{G_0}-1)V_B}{7-5\mu_0+2(4-5\mu)[\frac{G_B}{G_0}-(\frac{G_B}{G_0}-1)V_B]},$$

где: K - модуль всестороннего сжатия двухкомпонентной среды; G - модуль сдвига двухкомпонентной среды; K_0 и G_0 - соответствующие постоянные основной среды (сланца); K_B и G_B - соответствующие постоянные включений (известняка); μ_0 - коэффициент Пуассона основной среды; V_B - объемное содержание включений в долях единицы.

Содержание включений, как и объемная масса пород пласта, определено исследованиями Института сланцев [Ситс, 1964].

Вычисляя K и G нетрудно определить для двухкомпонентной среды остальные упругие постоянные. Результаты вычислений приведены в табл. 7.

Из таблицы 7 видно, что имеется существенная разница (2...4 раза) между упругими постоянными и акустической жесткостью горючего сланца и известняка. В случае расположения заряда ВВ в сланце это приводит к поглощению в нем энергии взрыва за счет более высокой ударной сжимаемости сланца, а также за счет отражения волн на границе раздела сланца-известняка. Определенные физикомеханические и упругие показатели нашли применение при исследовании характера распределения энергии взрыва в породах пласта горючего сланца, выполненного в следующем параграфе.

Таблица 6.

Физико-механические свойства чистого сланца

Условный индекс сланца	Ориен- тация образца относи- тельно напла- стования	Обычная масса, 10^3 кг/м^3	Скорость рас- пространения продольной волны, км/сек		Коэф- фициент Пуас- сона	Модуль упру- гости, Гн/м^2	Модуль сдвига, Гн/м^2	Мо- дуль всесто- ронне- го сжатия, Гн/м^2	Посто- янная Ляме, Гн/м^2	Акус- тиче- ская дест- кость, Гг/м^2 сек	Времен- ное со- против- ление на смя- тие, Мн/м^2
			в куби- ках	в стер- нях							
В	вдоль	1,45	2,8	2,3	0,32	7,8	2,9	7,4	5,5	4,1	35
В	вкрест	1,45	2,5	-	-	-	-	-	-	3,6	20
С	вдоль	1,52	2,6	2,2	0,32	7,1	2,7	6,7	4,9	4,0	
С	вкрест	1,52	2,4	-	-	-	-	-	-	3,6	

Таблица 7.

Физико-механические свойства пород пласта

Услов- ный индекс пачек сланца в из- вестня- ке	Объемная масса, 10^3 кг/м^3	Скорость распро- стране- ния про- долной волны в массиве, км/сек	Кoeffи- циент Пуассо- на	Модуль упру- гости, Гн/м^2	Модуль сдвига, Гн/м^2	Модуль всесто- ронне- го связ- ания, Гн/м^2	Посто- янная линей- ная Гн/м^2	Акусти- ческая жесткость, $\text{Гн/м}^2 \text{ сек}$	Временное сопротив- ление на сжатие, Мн/м^2
F	1,84	2,9	0,30	12	4,1	9,6	6,6	5,4	-
E	1,56	2,9	0,32	9,6	3,6	8,6	6,2	4,6	-
E/D	2,23	4,3	-	-	-	-	-	9,5	54
D	1,71	-	-	-	-	-	-	-	-
D/C	2,46	5,3	0,31	50	19	44	31	13	87
C	1,64	2,7	0,31	8,8	3,4	7,8	5,5	4,5	-
C/B	2,30	-	-	-	-	-	-	-	-
B	1,50	2,9	0,32	8,6	3,2	8,2	5,8	4,3	-
B/A	2,36	4,4	0,24	38	16	24	14	10	54
A	1,59	2,6	0,32	7,4	2,8	6,9	5,0	4,1	-

§ 9. Распределение энергии взрыва в разнородных слоистых породах (на примере горючих сланцев Эстонского месторождения).

На основе материала §§ 6, 7 и 8 можно приступить к исследованию основного вопроса данной главы - вопроса распределения энергии взрыва в сланцевом массиве.

Рассмотрим действие взрыва вблизи заряда. Приравняв правые половины уравнений (7-3) и (6-7):

$$\frac{6c_{\varphi}}{\chi} = c_2 \kappa U_0 r^{-\xi} e^{-c_3 p}$$

и преобразуя, получим уравнение распределения частиц разрушенной среды вблизи заряда:

$$\chi_j = \frac{6c_{\varphi}}{c_2 \kappa U_0} r^{\xi} e^{c_3 p}, \quad (9-1)$$

где: χ_j - размер частиц раздробленной среды; c_{φ} - коэффициент формы частиц (см. § 7); c_2 - постоянная (см. § 6); κ и ξ - параметры, зависящие от типа заряда и координат рассматриваемых частиц (см. § 6); r - радиус действия взрыва в относительных единицах; p - путь пробега взрывных волн в среде; в относительных единицах; e - основание натуральных логарифмов.

Вблизи цилиндрического заряда $\xi \approx 1$ (см. § 6), поэтому:

$$\chi_j = c_4 r e^{c_3 p} \quad (9-2)$$

Материал, состоящий из самых мелких частиц имеет максимальную удельную поверхность. Согласно гипотезе Риттингера такой материалы образуется в зоне, где

энергия взрывных волн максимальная, т.е. в контакте заряда с средой. В таком случае $r = 1$ и $\rho = 0$, откуда следует, что $c_4 = \chi_{j.min}$.

Определение $\chi_{j.min}$ представляет некоторые затруднения. Значения $\chi_{min} = 7,6 \dots 8,6$ мкм, вычисленные в § 7, не удовлетворяют условия уравнения (9-2). В § 7 предполагалось, что уравнение Андреева-Годана действительно для всего диапазона крупностей и χ_{min} определяли при условии, что формулы (7-4) и (7-7) дали бы при этом справедливые результаты. В самом деле, как было указано в § 7, распределение пылевидных частиц в горной массе не характеризуется степенной функцией и поэтому действительное значение χ_{min} меньше $7,6 \dots 8,6$ мкм. По данным Г. Феостистова частота появления частиц взвешенной сланцевой пыли максимальная при $2,5 \dots 2,9$ мкм и резко снижается (практически до нуля) при уменьшении размеров частиц до $1,0$ мкм [1964]. Поэтому, проведем расчеты при условии, что $\chi_{j.min} = c_4 = (1,0 \dots 8,6) \cdot 10^{-6}$ м.

Другой параметр уравнения (9-2) выражается:

$$c_3 = \frac{\lg \chi_j - \lg c_4 - \lg r}{\rho \lg e}$$

Определяем c_3 при условии, что на границе зоны мелкого дробления вокруг зарядов порядок размера кусков составляет $\chi_{j.max} = 10^{-1}$ м. Последняя величина, как и размеры зон мелкого дробления определены замерами в забоях.

Ввиду анизотропии сланца во всех пачках горизонтальный размер зоны мелкого дробления больше вертикального (рис. 9). Поэтому в расчетах пользуемся эквивалентным радиусом зоны мелкого дробления полученным из равенства:

$$\pi r_z^2 = \pi r_r r_b,$$

где: r_z - эквивалентный радиус; r_r - радиус зоны мелкого дробления вдоль напластования; r_b - то же вкрест напластования.



Рис. 9. Вид зоны мелкого дробления в пачке D.
Деление мерной рейки за 5 см.

Здесь левая половина представляет из себя площадь круга, а правая, площадь эллипса.

Размеры зон мелкого дробления для всех пачек сланца приведены в табл. 8. Они установлены путем замера зон мелкого дробления на груди забоя после взрывных работ (см. рис. 9). Пределы колебания определены статистическим анализом. Зависимости между параметрами зон мелкого дробления и акустической жесткостью описывается графически на рис. 10. Влияние остальных механических и упругих показателей на размеры зон мелкого дробления оказались менее закономерными.

Для паспорта буровзрывных работ, применяемого в очистных камерах с площадью поперечного сечения 29 м^2 средневзвешенный радиус зоны мелкого дробления составляет $10^{-1} \text{ м} = 4,75$ в относительных единицах. На основе этого определено $c_3 = 24 \dots 2,7$. Таким образом, для конкретных условий отбойки в очистных камерах размеры частиц раздробленного горючего сланца вокруг зарядов определяются:

$$\chi_j = (1,0 \dots 8,6) 10^{-6} r e^{2,4 \dots 2,7(r-1)}$$

Выход снизу тех же частиц можно вычислять:

$$y_j = \frac{\pi N_w l_j}{S_B l} (r^2 - r_j^2),$$

где: N_w — число шпуров; l_j — длина зоны мелкого дробления, м; — минимальное значение которой равняется средневзвешенной длине заряда и максимальное — глубине бурения; S_B — площадь поперечного сечения выработки, м^2 ; l — продвижение забоя за цикл, м; r — радиус действия взрыва, м; r_j — радиус заряда, м.

Приведенные формулы позволяют определить предполагаемую область расположения кривой распределения кусковатости материала, раздробленного в ближней зоне действия взрыва (рис. 11).

Таблица 8.

Размеры зон мелкого дробления в породах пласта горячих
сланцев в условиях XII и XIII панели шахты № 10

Диаметр зарядов аммонита 6 - 32 мм, диаметр шпуров 42 мм

Пачки	Вдоль напластования, см	Вкрест напластования, см	Площадь поперечного сечения, м ²	Эквивалентный радиус зоны мелкого дробления, см и в относительных единицах
F ₁	16 ± 4	11 ± 2	0,014 ± 0,006	7 3,2
F	19 ± 3	13 ± 3	0,019 ± 0,008	8 3,7
E	22 ± 3	18 ± 3	0,031 ± 0,010	10 4,7
D	26 ± 3	10 ± 2	0,020 ± 0,007	8 3,8
C	27 ± 2	18 ± 4	0,038 ± 0,010	11 5,2
B	33 ± 4	25 ± 3	0,065 ± 0,016	14 6,9
A	-	-	0,025 ^x	9 ^x 4,3 ^x

x ориентировочные величины.

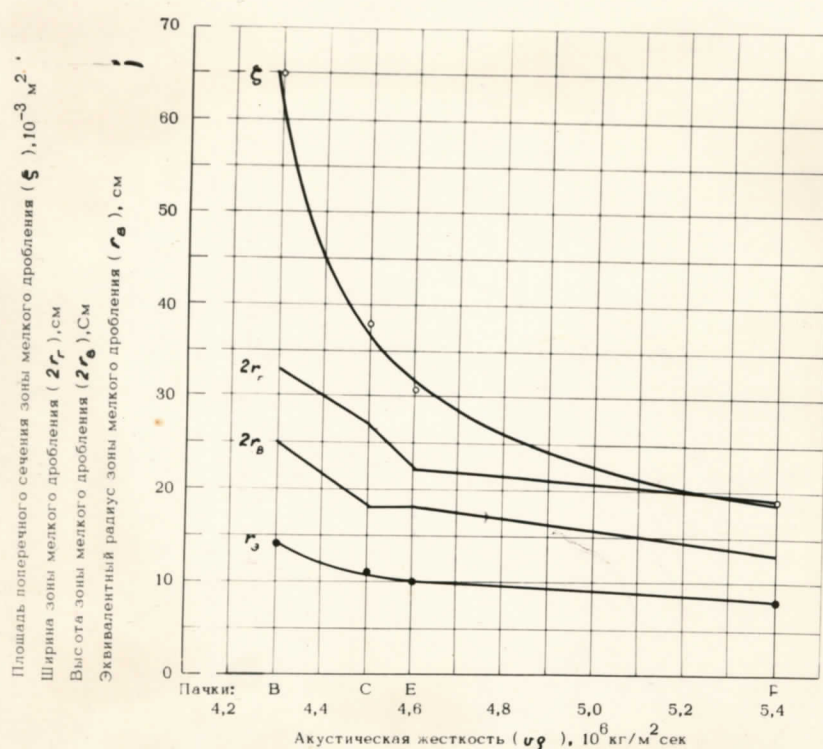


Рис. 10. Влияние акустической жесткости на параметры зоны мелкого дробления. ξ - площадь поперечного сечения зоны мелкого дробления вокруг цилиндрического заряда диаметром 32 мм в шпуре диаметром 42 мм; r_B - эквивалентный радиус; $2r$ - ширина и $2r_B$ - высота зоны мелкого дробления.

С некоторым допущением можно материал, раздробленный в ближней зоне действия взрыва характеризовать кривой типа:

$$y'_z = \frac{y_z}{y_{z, \max}} = \log_a \left(\frac{\chi}{\chi_{\min}} \right) = \frac{\lg \chi - \lg \chi_{\min}}{\lg a}, \quad (9-3)$$

где: размерностью χ и $\chi_{\min}$ является мкм; a — постоянная.

Применяя уравнение (7-5) получим формулу для определения удельной поверхности полидисперсной среды, интегральная кривая которой описывается уравнением (9-3):

$$\bar{s}_w = \frac{2,6}{\lg a} \left(\frac{1}{\chi_{\min}} - \frac{1}{\chi_{\max}} \right) \text{ мкм}^2/\text{мкм}^3 \quad (9-4)$$

Как следует из рис. 11, примерную характеристику кусковатости материала, раздробленного в ближней зоне взрыва, можно с какой-то погрешностью описывать уравнением (9-3), если $y_{z, \max} = 0,05$; $\lg a = 9$ и $\chi_{\min} = 3$ мкм. В таком случае:

$$y_z = 5,6 \cdot 10^{-3} [\lg(\chi \cdot 10^6) - 0,48], \quad (9-5)$$

По формуле (9-4) можно определить, что удельная поверхность раздробленного материала в ближних зонах взрыва составляет примерно $10^5 \text{ м}^2/\text{м}^3$.

Если действительно уравнение (9-5), выход материала из зон мелкого дробления ($\chi \leq 10^{-1} \text{ м}$) составляет 0,025.

Удельная поверхность всей горной массы при применяемых паспортах буровзрывных работ составляет $3,2 \dots 3,8 \cdot 10^9 \text{ м}^2/\text{м}^3$ (см. приложение 4), из которого, как следует из вышеизложенных расчетов, примерно $2,5 \cdot 10^3 \text{ м}^2/\text{м}^3$ образуется в ближних зонах действия взрыва. Другими словами, на основе гипотезы Риттингера можно сделать вывод, что в горючих сланцах примерно 70 % от всей энергии взрывных волн поглощается в ближней зоне действия взрыва, на расстоянии не более 3...7 радиуса заряда.

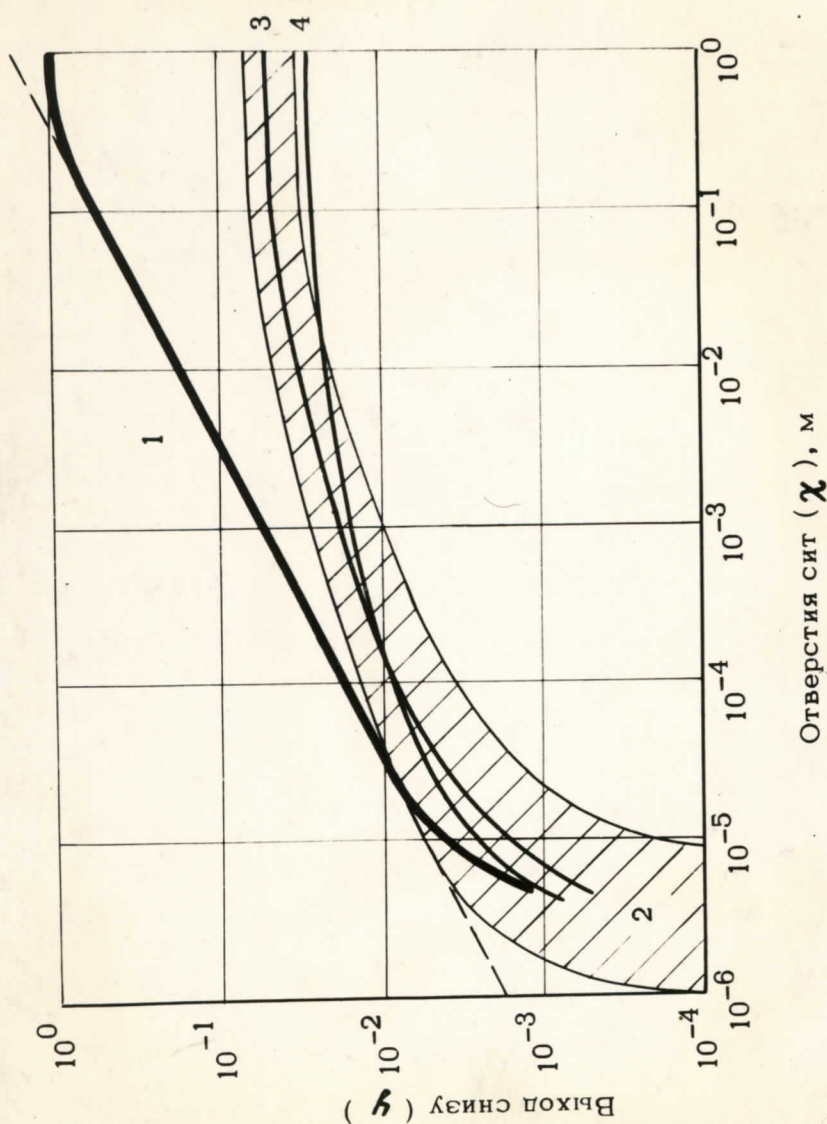


Рис. 11 Интегральная кривая кусковатости горной массы - 1 ; предполагаемая область расположения интегральной кривой - 2 ; примерная характеристика материала, раздробленного в ближней зоне действия вала - 3 ; и кривая функции $\gamma_3 = 56 \cdot 10^{-3} [\lg(\chi \cdot 10^6) - 0,48] - 4$.

Большой практический интерес представляет вопрос распределения упругой энергии в *сланцевом* массиве. Попытаемся, основываясь на теорию распределения плоских волн в линейно-упругих средах, оценить доли энергии, поглощенные в пачках сланца и в прослойках известняка.

Рассмотрим плоскость, располагающуюся перпендикулярно оси цилиндрического заряда и пересекающую центр тяжести его (рис.12). Заряд располагается на расстоянии $h/2$ от границы раздела двух сред (h — мощность пачки). Первая среда, где располагается заряд имеет акустическую жесткость $v_1 \rho_1$ и вторая среда — $v_2 \rho_2$. На расстояние $h/2$ в другую сторону находится третья среда, которую в целях упрощения не рассматриваем.

При расположении зарядов в пачках сланца возможны два случая: радиус зоны мелкого дробления вкост напластования $r_B \geq h/2$ или $r_B < h/2$. В первом случае теория распространения волн напряжений не может быть применена, поэтому такой вариант рассматривать не будем.

Поток энергии полностью отражается на границе двух сред, если угол падения $\alpha > \gamma = \arcsin v_1/v_2$. При $\alpha < \gamma$ энергия частично отражается, частично проникает границу раздела, причем доли этих энергий зависят от угла падения α . Следовательно, ^{но} во вторую среду проникает только та часть энергии, которая преломляется на границе раздела двух сред в пределах угла 2γ :

$$w_{np.2\gamma} = c'_{np} w_{1,2\gamma}, \quad (9-6)$$

где: c'_{np} — коэффициент преломления энергии. При нормально падении [Ханукаев, 1958]:

$$c'_{np} = \frac{4 \frac{v_1 \rho_1}{v_2 \rho_2}}{\left(\frac{v_1 \rho_1}{v_2 \rho_2} + 1\right)^2}; \quad (9-7)$$

Рис. 12. Схема к определению доли энергии волн, преломляющихся в прослойки известняка.

$w_{1,2\gamma}$ - упругая энергия в первой среде в пределах сектора 2γ :

$$w_{1,2\gamma} = 0,3 \frac{2\gamma}{\pi} i \quad (9-8)$$

где: i - доля общей механической энергии на рассматриваемой плоскости; 0,3 учитывает, что 70 % от всей энергии поглощается в зоне мелкого дробления; γ - угол полного отражения, в радианах.

Как было отмечено выше, c'_{np} известно только при $\alpha = 0$ (определяется по формулам (9-7)) и при $\alpha = \gamma$, когда $c'_{np} = 0$. В теории распространения плоских волн в линейно-упругих средах даны уравнения, связывающие параметры падающих, отраженных и преломленных волн при любых углах падения, однако в рамках данной работы откажемся от применения их ввиду нижеследующего:

- а) граница между сланцем и известняком не определена строго - переход от одной среды к другой не является резким;
- б) поверхность раздела сланца и известняка не плоская;
- в) рассматриваемые породы уподобляются с линейно-упругой средой только с допущением.

Ввиду сказанного нецелесообразно вести сложные расчеты, при которых точность результатов не гарантирована. Поэтому считаем, что средний коэффициент проникновения меньше c'_{np} .

На основе формул (9-6) и (9-8) получим:

$$w_{np,2\gamma} < c'_{np} \frac{0,6\gamma}{\pi} i.$$

Вычисленные по этой формуле величины приведены в табл. 9, откуда следует, что во всех пачках сланца, кроме пачки D, для которой не проведены расчеты, поглощается примерно 90 % от всей энергии, преданной взрывом среде. При этом нет существенной разницы между отдельными пачками сланца.

Таблица 9.

Характеристика распределения энергии взрыва
между пачками сланца и прослойками известняка

Индекс пачек и прослоев	Половина мощности пачки сланца, м	Акустическая жесткость, Гг/м ² сек	Коэффициент проникновения	Угол полного отражения, рад	Отношение энергии в секторе полного отражения на общую энергию	Доля энергии, поглощенная сланцем, не менее	Доля энергии, поглощенной известняком, не более
F ₁ /F		7,9	0,97	0,74	0,53	0,86	0,14
F	0,44	5,4	0,99	$\approx \pi/2$	0	-	-
E	0,18	4,6	0,88	0,74	0,53	0,88	0,12
E/D		9,5					
D							
Мощность пачки равняется высоте зоны мелкого дробления							
D/C		13,0					
C	0,18	4,5	0,77	0,54	0,66	0,92	0,08
C/B		7,9	0,93	0,68	0,57	0,88	0,12
B	0,29	4,3	0,91	0,74	0,53	0,88	0,12
B/A		10,0	0,84	0,72	0,54	0,88	0,12
A	0,10	4,1	0,82	0,63	0,60	0,90	0,10
Почва		10,0	0,82	0,63	0,60	0,90	0,10

Выводы

1. Разрушение разнородных слоистых пород - сложное явление, исследование которого затрудняется ввиду недостаточной изученности физико-механических свойств анизотропных горных пород. Составление всеобъемлющей математической модели процесса в настоящее время не представляется возможным.

2. На современном уровне изученности вопроса целесообразно применить статистические методы исследования, использование которых оправдано применительно к теоретически сложным или неисследованным процессам.

3. На сланцевых шахтах Прибалтийского месторождения кусковатость горной массы, отбитой шпуровыми зарядами, расположенными в пачках сланца описывается в области $10^{-5} \dots 10^{-1}$ м уравнением распределения Андреева-Годана.

4. Применением гипотезы Риттингера, по которой энергия для разрушения среды пропорциональна вновь образованной поверхности, оказалось возможным вывести зависимости между энергией взрыва и параметрами уравнения распределения кусковатости.

5. В результате того, что основная часть энергии, переданной взрывом породному массиву, поглощается в пачках сланца, известняковые прослойки дробятся более крупно. Следует ожидать, что порядок размеров кусков известняка равняется порядку мощностей прослойков - 0,1 м, что может объяснять причину расхождения теоретических и эмпирических интегральных кривых распределения кусковатости именно в этой области. Если это допущение окажется справедливым, можно влияние известняка для диапазона крупностей 0...0,1 м считать несущественным, что позволит рассмотреть кусковатость мельче 0,1 м, как условно однокомпонентную полидисперсную среду, состоящую из материала пачек сланца (горючий сланец + включения).

6. Энергия ВВ почти полностью поглощается в той пачке сланца, где располагается заряд. Следовательно, сланцевая мелочь выходит преимущественно из тех пачек, где располагается больше ВВ. Поскольку пачки сланца имеют различную теплоту сгорания, можно изменением расположения зарядов регулировать качество сланцевой мелочи.

ГЛАВА III. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ХАРАКТЕР РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД ПЛАСТА ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ.

§ 10. Экспериментальное исследование влияния параметров буровзрывных работ на качест- венные показатели горной массы.

Экспериментальные работы были проведены в шахтных условиях, по методике, изложенной в § 5. Целью опытных работ являлось исследование общих закономерностей изменения качественных показателей горной массы в зависимости от параметров отбойки и разработка теоретических основ регулирования качества товарного сланца буровзрывными работами.

Кроме того, опытными работами необходимо было разработать условия взрывания, позволяющие снизить выход сланцевой мелочи и повысить ее теплоту сгорания.

Опытные работы были проведены в забоях очистных камер шахты треста "Эстонсланец" (один опыт был проведен в шахте 7). Характеристика и цель проведения отдельных серий опытных взрывных работ и общие качественные показатели горной массы приведены в табл. 10. Схема расположения зарядов и основные параметры отбойки представлены в приложении 1.

При каждом опыте исследовали качественный состав отбитой горной массы. Пробы горной массы отбирались продольной полосой, шириной 1 м, из развала, причем пробы в пределах одной серии опытов были отобраны в различных продольных сечениях. Масса одной пробы составляла $11...18 \cdot 10^3$ кг, т.е. 10...20 % от всего развала. В качестве примера в табл. 11 представлены данные анализа горной массы первого опытного взрывания УП серии.

Таблица 10.

Характеристика опытных буровзрывных работ.

№ серии	Вынимаемая мощность, м	Число опытов	Характеристика взрывных работ	Цель испытания	Средние показатели качества горной массы			Примечание
					Выход класса 0...25 мм, %	Теплота сгорания класса 0...25 мм, Мдж/кг	Выход кусков более 0,7 м, %	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
I	3,35	6	Взрывной вруб по пачке F	Исследование влияния зарядов различной величины	26,27	10,6	0,46	Минимальный выход негабаритных кусков при вынимаемой мощности 3,35 и наименьшая теплота сгорания мелочи
II	3,35	5	Взрывной вруб по пачке C	—	26,52	10,9	1,82	Недопустимо большой выход негабаритных кусков и несколько выше теплота сгорания мелочи по сравнению с I серией
Отдельный опыт	3,35	1	Взрывной вруб по пачке B, шпур из пачки D переведены в пачку E	Проверка возможности повышения теплоты сгорания мелочи путем интенсивного дробления пачек B и E	27,15	11,8	1,07	Максимальная теплота сгорания мелочи для вынимаемой мощности 3,35 м
Отдельный опыт	3,35	1	Взрывные работы в забое сборного штрека камерного блока шахты 7	Исследование качества горной массы в забое подготовительной выработки	27,7	11,3	3,3	
III	2,6...2,8	5	Взрывной вруб по пачкам B и C	Исследование влияния зарядов различной величины при вынимаемой мощности 2,6...2,8 м	25,45	12,7	1,39	Теплота сгорания мелочи соответствует требованиям. Ввиду двухрядного вруба данный паспорт имеет высокую надежность, благодаря чему результаты стабильные
IV	2,8	4	Взрывной вруб по пачке C	Проверка применимости шахтного паспорта буровзрывных работ	26,54	12,2	0,61	Минимально допустимая теплота сгорания мелочи обеспечивается вероятностью не более 0,85
У	2,8	3	Минимальное число шпуров для данного поперечного сечения камеры		23,00	12,4	0,51	Невысокая надежность данного паспорта не позволяет получить постоянные результаты
У	2,9	2	Максимальное число шпуров для данного поперечного сечения камеры	Исследование влияния числа шпуров на качественные показатели горной массы	23,54	12,2	0,48	Результаты аналогичны III серии

Продолжение таблицы 10

1	2	3	4	5	6	7	8	9
VI		5	Взрывной вруб по пачке С. ВВ - детонит 10А. Различные числа шпуров	Испытание детонита 10А при разном числе шпуров	26,18	11,7	0,82	Кусковатость нормальная. Ввиду усиленного разубоивания мелкого сланца мелочь имеет заниженную теплоту сгорания по сравнению с серией IV.
УП	2,8	4	Скважинный вруб диаметром 0,4 м в центре забоя по пачкам В и С.	Испытание влияния скважинного вруба	26,65	11,7	0,66	Качество горной массы существенно не изменилось по сравнению с взрывными врубами
УШ	2,8...2,9	5	Взрывной вруб по пачке С. ВВ - предохранительный аммонит ПЖВ-20	Испытание предохранительного аммонита ПЖВ-20 при различных величинах зарядов	24,85	12,0	0,65	Выход мелочи и теплота сгорания ее несколько уменьшилась. Последнее обусловлено применением патронов ПЖВ-20 $\varnothing$ 36 мм в шпурах $\varnothing$ 42 мм /Диаметр патронов аммонита № 6 - 32 мм/
IX	2,8...2,9	5	Машинный вруб в забоях камер	Проверка возможности улучшения качественных показателей горной массы путем применения машинного вруба при камерной выемке	21,13	13,1	1,00	Уменьшение выхода мелочи при сравнительно высокой теплоте сгорания ее 12,6...13,5 Мдж/кг
X	2,8...2,9	2	Машинный вруб при расширении камер	-"	22,30	12,3	1,33	-"
XI	2,8...2,9	10	Скважинный метод отбойки. Бурение взрывных скважин из соседней камеры через целик	Исследование качества горной массы при скважинном методе отбойки	22,11	12,1	4,41	Выход мелочи уменьшился, выход негабаритных кусков увеличился. Теплота сгорания мелочи существенно не изменилась по сравнению со шпуровой отбойки.

Таблица 11

Пример ситового анализа отбитой горной массы.

Проба УП-1

Классы, мм	Наименование продуктов	Выход, %			Q _с ккал/кг	Размеры кусков крупнее 0,7 м в классе более 300 мм
		кг	от класса	от пробы		
более 300	сланец	354	28,25	2,54	4500	сланец 0,73x0,39x x0,31 вес 60 кг
	сростки	314	25,06	2,26	1940	
	порода	585	46,69	4,20	350	
	Итого:	1253	100,00	9,00	1920	
125...300	сланец	924	29,56	6,64	4360	
	сростки	661	21,37	4,74	1850	
	порода	1509	48,77	10,84	320	
	Итого:	3094	100,00	22,22	1850	
25...125		5431		39,01	1770	
	0...25	4145		29,77	2690	
	Всего	13923		100,00	2070	
15...25		24,72	6,93	23,27	1990	
	0...15	81,50	22,84	76,73	2870	
	Итого	106,22	29,77	100,00	2670	
15...25	менее 1,85	9,76		43,34	3870	
	более 1,85	12,76		56,66	590	
	Итого	22,52		100,00	1990	
25...125	менее 1,85	27,00		38,57	3780	
	более 1,85	43,00		61,43	730	
	Итого	70,00		100,00	1900	

Данные всех анализов качества горной массы представлены в приложении 2.

Ситовой анализ проб горной массы и ручная разборка классов крупнее 125 мм производились в камерном блоке на специальной площадке, куда отбитый материал из забоя доставлялся самоходными вагонами. Рассев на классы менее 300 мм выполнялся на грохоте Гр-24 при ситах с отверстиями диаметром 125 мм и квадратами 25х25 мм, остальные классы выделялись на ручных ситах. Для перевода квадратных отверстий на круглые применили коэффициент 1,2, т.е. $\chi = 1,2 b$, где b - сторона квадратного отверстия [Гайденрейх, 1962]. Кроме того учитывали, что коэффициент полезного действия грохота меньше единицы. Поэтому ввели поправку в отверстиях сит по формуле:

$$\chi = c_{\tilde{n}}^{\cdot} \chi_g$$

где: C п.д. - коэффициент полезного действия грохота; $\tilde{n}$ - параметр уравнения Андреева-Годэна; χ_g - действительное отверстие сита. Формула выводилась из уравнения Андреева-Годэна; брали ориентировочно 0,5, а C п.д. равным 0,9...0,95.

В классе более 300 мм замерялись негабаритные куски (максимальный размер более 700 мм) по трем измерениям и определили их массу.

Фракционные анализы в тяжелой жидкости плотностью $1,85 \cdot 10^3$ кг/м³ классов 25...125 мм и 15...25 мм и разделение классов и фракций до химической пробы производилась на обогатительной фабрике шахты 10. Определение теплоты сгорания продуктов выполнялось центральной химической лабораторией треста "Эстонсланец".

Спецификация всех показателей, определенных в рамках опытных работ приведена в виде таблицы 12, а сами показатели представлены в приложениях 1, 2 и 4.

Таблица 12.
Спецификация исследуемых показателей при
опытных буровзрывных работах.

Наименование	Условное обозначение	Единица измерения	Способ определения, формула	Относительная погрешность, %
1	2	3	4	5
а) Показатели отбойки				
Ширина выработки (длина забоя)	B	м	Замер	5
Высота выработки (забоя)	h	м	"	4
Общее количество ВВ на взрывание	M	кг	"	0
Глубина бурения	l_0	м	"	3
Число шпуров	$N_{ш}$		"	0
Подвигание забоя	l	м	Среднее 3...7 замеров	7
Площадь поперечного сечения выработки	S_B	$м^2$	Bh	9
Объем взорванной горной массы	$S_B l$	$м^3$	Bhl	16
Коэффициент использования шпуров	η		l/l_0	10
Удельный расход ВВ	q	кг/ $м^3$	$M/S_B l$	16
Удельный расход бурения	q_b	м/ $м^3$	$N_{ш} l/S_B l$	16
б) Показатели качества горной массы				
Выхода отдельных классов по массе (при естественной влажности)	δ_m	МДж/кг	По ситовому анализу	
Теплота сгорания отдельных классов по бомбе, сухая масса	Q_D^c	ккал/кг	Замер	
Выхода снизу по массе	γ_m		$\sum_{i=1}^n \delta_{m,i}$	

1	2	3	4	5
Объемная масса отдельных классов по сухой массе	ρ_{os}^c	кг/м ³	Определяется по приложению № 3	
Объемная масса горной массы по сухой массе	$\rho_{os}^c \cdot r_m$	кг/м ³	— "	
Выхода отдельных классов по объему	δ		$\delta_m (\sum_{os}^c r_m / \rho_{os}^c)$	
Выхода снизу по объему	γ		$\sum \delta_i$	
Теплота сгорания отдельных классов по сухой массе	Q	МДж/кг ккал/кг	Определяется по приложению № 3	
Содержание влаги в отдельных классах	ν		Определяется по приложению № 3	
Выхода отдельных классов по сухой массе	δ^c		$\delta_m (1 - \nu) / \sum_{i=1}^i \delta_{m.i} (1 - \nu)$	
Теплота сгорания вынимаемого массива	Q_b	МДж/кг ккал/кг	$\sum Q_i \delta_i^c$	10
Средневзвешенная теплота сгорания мелкого сланца	$Q_{m.c}$	МДж/кг ккал/кг	$\sum Q_i \delta_i \rho_{os.i}^c M_i / \sum \delta_{os.i}^c M_i (см. \delta 13)$	
в) Показатели кусковатости				
Параметры уравнения Андреева-Годэна	A	m^{-n}	Методом наименьших квадратов: $\sum y^2 A + \sum y^2 \chi^2 = \sum y^2 y$	
Средний диаметр кусков	$\chi_{ср}$	m	$\sum y^2 y A + \sum y^2 (y \chi)^2 = \sum y^2 y y$ Рейнсалу, 1966	
Удельная вновь образованная поверхность без учета коэффициента формы частиц	$\bar{S}_w$	m^2/m^3	$\chi_{max} (1 + \frac{1}{n})$ $6 y_{min} / (\frac{1}{n} - 1) \chi_{min}$ 10^{-5} (см. § 7)	(7-4)
Расчетный минимальный диаметр кусков	χ_{min}	m	$10^{-5} n A$	
Расчетный выход снизу при минимальном диаметре кусков	y_{min}			
Расчетный максимальный диаметр кусков	χ_{max}	m	$1/A \frac{1}{n}$	

§ 11. Анализ результатов опытных работ.

Первой стадией обработки опытных данных являлся корреляционный анализ. Корреляционному анализу были подвергнуты (см. приложение 4) основные параметры отбойки (тип ВВ, наличие забойки, удельные расходы ВМ и бурения, подвигание забоя за цикл, к.и.ш., разница в длинах зажигательных трубок), качественные показатели отбитой горной массы (выхода и теплота сгорания отдельных классов), а также такие факторы как место отбора пробы, теплота сгорания вынимаемого массива, средневзвешенная теплота сгорания мелкого сланца и параметры уравнения распределения кусковатости. Корреляционная матрица, вычисленная на ЭВМ Института кибернетики АН ЭССР, представлена на табл. 13.

Места отбора пробы были отмечены номерами: 1 - центральная продольная полоса развала; 2 - продольная полоса на $1/3$ ширины камеры и 3 - крайняя полоса развала, вдоль целика. Корреляция между номерами мест отбора пробы и остальными показателями свидетельствовала бы о негодности примененной методики отбора пробы. Марки ВВ были отмечены номерами: 1 - предохранительный аммонит ПЖВ-20; 2 - аммониты 6, 6ЖВ, 7, 7ЖВ и 3 - детонит 10А. Отсутствие забойки отметили под номером 1 и наличие ее под номером 2.

Корреляционным анализом были установлены 630 связей между исследуемыми показателями. Значимыми считали из них все, коэффициенты корреляции, абсолютная величина которых оказалась выше 0,21, что соответствует уровню надежности 0,95.

Часть из значимых коэффициентов корреляции являются тривиальными, например +0,87 между к.и.ш. и подвиганием забоя. В данном случае хорошая корреляция означает, что при увеличении подвигания забоя увеличивается и

Корреляционная матрица результатов опытных работ

№	Показатели	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
1.	Место отбора пробы	+0,00	-0,03	+0,09	+0,08	-0,04	-0,02	+0,01	-0,20	+0,22	-0,29	-0,00	-0,08	+0,24	-0,28	+0,21	+0,09	+0,06	-0,03
2.	Тип ВВ		-0,53	-0,28	-0,21	+0,41	+0,31	+0,15	+0,05	+0,05	+0,26	+0,06	+0,19	-0,01	+0,20	-0,49	-0,26	-0,14	+0,11
3.	Наличие забойки			+0,22	+0,21	-0,26	-0,21	-0,19	-0,23	+0,07	-0,11	-0,11	-0,11	+0,08	-0,08	+0,06	+0,02	+0,15	-0,01
4.	Удельный расход ВВ				+0,92	-0,72	-0,75	-0,71	-0,22	+0,03	-0,42	-0,14	-0,31	+0,10	-0,34	+0,33	+0,01	+0,18	+0,22
5.	Удельный расход бурения					-0,64	-0,73	-0,64	-0,19	+0,07	-0,33	+0,01	-0,14	+0,19	-0,26	+0,24	+0,06	+0,01	+0,12
6.	Подвигание забоя						+0,87	+0,32	+0,13	-0,02	+0,26	+0,16	+0,24	-0,03	+0,10	-0,56	-0,31	-0,12	+0,07
7.	К.И.Ш.							+0,40	+0,15	-0,15	+0,19	+0,01	+0,06	-0,03	+0,07	-0,41	-0,22	+0,02	+0,10
8.	Относительная разница в дл.зажигат.трубок								+0,00	+0,09	+0,31	+0,13	+0,28	-0,03	+0,51	-0,18	+0,27	-0,20	-0,40
9.	Выход кусков крупнее 0,7 м									-0,19	+0,47	+0,08	+0,24	-0,00	+0,30	+0,01	+0,16	-0,33	-0,12
10.	Выход класса крупнее 300 мм сланец										+0,17	+0,25	+0,58	+0,01	+0,09	-0,20	+0,04	-0,42	-0,38
11.	Выход класса крупнее 300мм, сrostки											-0,01	+0,56	-0,05	+0,61	-0,38	+0,11	-0,45	-0,39
12.	Выход красса крупнее 300 мм, известняк												+0,77	-0,07	-0,07	-0,03	-0,05	-0,68	-0,30
13.	Выход класса крупнее 300 мм													-0,07	+0,29	-0,27	+0,03	-0,83	-0,52
14.	Выход класса 125...300 мм, сланец														+0,10	-0,03	+0,47	-0,00	-0,31
15.	Выход класса 125...300 мм, сrostки															-0,36	+0,47	-0,27	-0,52
16.	Выход класса 125...300 мм, известняк																+0,50	+0,09	-0,16
17.	Выход класса 125...300 мм																	-0,23	-0,69
18.	Выход класса 25...125 мм																		+0,30
19.	Выход класса 0...25 мм																		
20.	Выход класса 0...15 мм																		
21.	Теплота сгорания класса крупнее 300 мм, сланец																		
22.	Теплота сгорания класса крупнее 300 мм, сrostки																		
23.	Теплота сгорания класса крупнее 300 мм, известняк																		
24.	Теплота сгорания класса крупнее 300 мм																		
25.	Теплота сгорания класса 125...300мм, сланец																		
26.	Теплота сгорания класса 125...300 сrostки																		
27.	Теплота сгорания класса 125...300 мм																		
28.	Теплота сгорания класса 125...																		
29.	Теплота сгорания класса																		
30.	Теплота сгорания																		
31.	Теплота сгорания																		
32.	Теплота сгорания																		
33.	Теплота сгорания																		

Уровень
надежности, %

Критическое
значение коэф-
фициента кор-
реляции

90
95
99
99,9

0,24
0,21
0,24
0,27

0,29
0,29
0,37
0,46

к.к.к.к.к.

14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36
+0,24	-0,28	+0,21	+0,09	+0,06	-0,03	+0,02	-0,02	+0,04	+0,13	+0,17	+0,15	-0,05	-0,03	+0,04	-0,15	+0,09	+0,06	+0,00	-0,01	-0,07	+0,09	+0,08
-0,01	+0,20	-0,49	-0,26	-0,14	+0,11	-0,01	-0,05	-0,18	-0,20	-0,12	+0,15	-0,39	-0,12	+0,16	-0,29	-0,08	-0,14	-0,16	-0,13	-0,03	-0,03	+0,02
+0,08	-0,08	+0,06	+0,02	+0,15	-0,01	+0,04	-0,08	+0,33	+0,29	+0,25	+0,03	+0,44	+0,24	+0,18	+0,24	+0,17	+0,19	+0,40	+0,13	+0,07	+0,01	+0,07
+0,10	-0,34	+0,33	+0,01	+0,18	+0,22	+0,19	-0,22	-0,11	-0,04	+0,04	-0,34	-0,01	-0,07	-0,38	-0,14	-0,15	-0,11	-0,17	-0,17	-0,24	-0,46	+0,45
+0,19	-0,26	+0,24	+0,06	+0,01	+0,12	+0,15	-0,14	-0,02	-0,06	+0,01	-0,34	-0,02	-0,05	-0,26	-0,07	+0,00	+0,08	-0,09	+0,07	-0,31	-0,43	+0,42
-0,03	+0,10	-0,56	-0,31	-0,12	+0,07	+0,07	+0,15	-0,03	-0,04	-0,11	+0,08	-0,19	+0,07	+0,27	-0,09	-0,01	-0,04	+0,01	+0,16	+0,03	+0,12	-0,10
-0,03	+0,07	-0,41	-0,22	+0,02	+0,10	+0,08	+0,09	-0,01	+0,12	-0,05	+0,19	-0,17	-0,04	+0,27	-0,00	-0,09	-0,13	+0,04	+0,04	+0,10	+0,12	-0,11
-0,03	+0,51	-0,18	+0,27	-0,20	-0,40	-0,25	+0,43	+0,37	+0,17	+0,19	+0,39	+0,10	+0,23	+0,47	+0,27	+0,36	+0,27	+0,34	+0,29	+0,17	+0,48	-0,50
-0,00	+0,30	+0,01	+0,16	-0,33	-0,12	-0,07	-0,03	-0,15	-0,25	-0,29	+0,13	-0,19	-0,15	-0,06	+0,17	+0,03	-0,01	-0,09	+0,06	-0,22	+0,01	-0,07
+0,01	+0,09	-0,20	+0,04	-0,42	-0,38	-0,34	-0,11	+0,15	+0,26	+0,52	-0,10	+0,01	+0,10	+0,22	+0,03	+0,13	+0,11	-0,25	-0,10	-0,24	+0,06	-0,21
-0,05	+0,61	-0,38	+0,11	-0,45	-0,39	-0,43	-0,01	-0,03	-0,05	+0,06	+0,10	-0,28	+0,13	+0,23	+0,08	+0,05	+0,02	+0,05	+0,04	-0,00	+0,33	-0,35
-0,07	-0,07	-0,03	-0,05	-0,68	-0,30	-0,19	+0,06	-0,22	-0,10	-0,52	-0,21	-0,20	+0,05	-0,10	+0,02	+0,12	+0,10	-0,20	+0,16	-0,23	+0,11	-0,19
-0,07	+0,29	-0,27	+0,03	-0,83	-0,52	-0,46	-0,00	-0,12	-0,01	-0,17	-0,12	-0,28	+0,13	+0,12	+0,04	+0,15	+0,11	-0,03	+0,10	-0,23	+0,27	-0,38
	+0,10	-0,03	+0,47	-0,00	-0,31	-0,17	-0,03	+0,36	+0,09	+0,20	+0,19	+0,22	-0,09	+0,53	+0,19	+0,37	+0,43	+0,38	+0,42	-0,03	+0,06	-0,07
		-0,36	+0,47	-0,27	-0,52	-0,36	+0,30	+0,34	+0,04	+0,21	+0,27	-0,04	+0,03	+0,45	+0,31	+0,45	+0,41	+0,40	+0,30	-0,06	+0,34	-0,43
			+0,50	+0,09	-0,16	-0,20	-0,07	-0,20	-0,08	-0,17	-0,01	+0,24	-0,03	-0,45	+0,22	-0,00	+0,01	-0,14	-0,10	+0,27	+0,19	-0,16
				-0,23	-0,62	-0,53	+0,17	+0,34	+0,07	+0,19	+0,24	+0,30	-0,08	+0,26	+0,53	+0,54	+0,55	+0,42	+0,36	+0,11	+0,43	-0,50
					+0,30	+0,20	+0,04	+0,06	+0,07	+0,22	+0,08	+0,19	-0,02	-0,10	-0,05	-0,16	-0,14	+0,03	-0,11	+0,48	+0,01	+0,09
						+0,87	-0,18	-0,20	-0,12	-0,16	-0,13	-0,08	-0,08	-0,28	-0,47	-0,50	-0,49	-0,36	-0,34	-0,27	-0,74	+0,85
							-0,05	+0,01	-0,09	-0,12	-0,03	-0,01	-0,08	-0,11	-0,31	-0,22	-0,26	-0,15	-0,06	-0,52	-0,81	+0,87
								+0,33	+0,00	+0,19	+0,39	+0,02	+0,05	+0,26	+0,30	+0,37	+0,35	+0,33	+0,32	+0,12	+0,25	-0,24
									+0,19	+0,65	+0,30	+0,59	+0,18	+0,70	+0,40	+0,55	+0,55	+0,79	+0,51	-0,08	+0,06	-0,10
										+0,50	+0,06	+0,18	+0,15	+0,24	+0,23	+0,08	+0,01	+0,35	-0,14	-0,03	-0,01	-0,08
											+0,23	+0,38	+0,13	+0,50	+0,23	+0,24	+0,22	+0,66	+0,02	+0,01	+0,04	-0,11
												+0,20	+0,10	+0,59	+0,17	+0,36	+0,32	+0,46	+0,11	+0,10	+0,23	-0,21
													+0,21	+0,40	+0,32	+0,36	+0,35	+0,57	+0,31	+0,18	+0,15	-0,12
														+0,36	+0,10	+0,12	+0,10	+0,23	+0,06	+0,08	+0,09	-0,10
															+0,24	+0,53	+0,53	+0,75	+0,42	-0,06	+0,16	-0,20
																+0,64	+0,59	+0,68	+0,46	+0,24	+0,45	-0,46
																	+0,92	+0,78	+0,77	+0,07	+0,34	-0,34
																		+0,75	+0,81	+0,10	+0,32	-0,32
																			+0,55	+0,08	+0,26	-0,29
																				+0,04	+0,22	-0,17
																					+0,76	-0,59
																						-0,93

крупнее 300 мм, сланец
 масса крупнее 300 мм, сростки
 я класса крупнее 300 мм, известняк
 рания класса крупнее 300 мм
 сгорания класса 125...300 мм, сланец
 лота сгорания класса 125...300 мм, сростки
 Теплота сгорания класса 125...300 мм, известняк
 28. Теплота сгорания класса 125...300 мм
 29. Теплота сгорания класса 25...125 мм
 30. Теплота сгорания класса 0...25 мм
 31. Теплота сгорания класса 0...15 мм
 32. Теплота сгорания вынимаемого массива
 33. Средневзвешенная теплота сгорания мелкого сланца
 34. Параметр уравнения Андреева-Годена, A
 35. Параметр уравнения Андреева-Годена, n
 36. Удельная вновь образованная поверхность

к.и.ш., что само собой разумеется при постоянной глубине бурения, как это имело место при проведении опытных буровзрывных работ.

Часть высоких значений коэффициента корреляции являются кажущимися, например хорошая связь между удельным расходом ВВ и относительной разницей в длинах зажигательных трубок (+0,71). Дело в том, что при проведении опытных взрывных работ с машинным врубом имели место, независимо друг от друга, наибольшая разница в длинах зажигательных трубок и наименьший удельный расход ВВ.

Целый ряд высоких значений коэффициенты корреляции между двумя показателями обусловлены влиянием третьего параметра. Например корреляция между удельной вноью образованной поверхностью и удельным расходом бурения (+0,42) обусловлена хорошей корреляцией между последним показателем и удельным расходом ВВ (+0,92).

Сказанное можно доказать вычислением коэффициента корреляции между удельным расходом бурения и удельной вноью образованной поверхностью без влияния удельного расхода ВВ:

$$K_{q_s \bar{s}_w - q} = \frac{K_{q_s \bar{s}_w} - K_{q_s q} K_{\bar{s}_w q}}{\sqrt{(1 - K_{q_s \bar{s}_w}^2)(1 - K_{\bar{s}_w q}^2)}} \quad (11-1)$$

где: $K_{q_s \bar{s}_w}$; $K_{q_s q}$ и $K_{\bar{s}_w q}$ - коэффициенты корреляции соответственно между исследуемыми показателями (удельный расход бурения - q_s ; удельная вноья образованная поверхность - $\bar{s}_w$ и удельный расход ВВ - q). В данном случае $K_{q_s \bar{s}_w - q}$ составляет +0,01, т.е. корреляция отсутствует.

Во всех случаях, когда возникли сомнения о влиянии третьего фактора, производилась проверка по формуле (11-1).

После такой обработки корреляционной матрицы были сделаны следующие выводы (соответствующие коэффициенты корреляции приведены в скобках):

а) Основные качественные показатели отбитой горной массы не зависят от места отбора пробы, что свидетельствует о пригодности выбранной методики отбора пробы.

б) Теплота сгорания мелких классов зависит от теплоты сгорания вынимаемого массива (+0,78) и от схемы расположения зарядов. О последнем свидетельствует хорошая корреляция (+0,77) между теплотой сгорания класса 0...25 мм и средневзвешенной теплотой сгорания мелкого сланца, которая определена главным образом схемой расположения зарядов.

в) Хорошая связь между теплотой сгорания мелких классов и средневзвешенной теплотой сгорания мелкого сланца позволяет использовать последний параметр для разработки методики определения качества сланцевой мелочи.

г) Методы, позволяющие повысить теплоту сгорания класса 0...25 мм способствуют одновременно уменьшению выхода его (-0,50), а также увеличению выхода класса 125...300 мм (+0,54).

д) Выход класса 0...25 зависит главным образом от удельного расхода ВВ (+0,22) и уменьшается в связи с уменьшением последнего. В данном случае слабая корреляция, как следует в § 12, обусловлено наличием в исследуемой области максимума функции выхода класса 0...25 мм от удельного расхода ВВ.

е) В связи со снижением выхода класса 0...25 мм повышается выход классов крупнее 125 мм (-0,12...-0,69).

ж) Снижение выхода класса 0...25 мм вызывает уменьшение выхода класса 25...125 мм (+0,30) с одновременным повышением теплоты сгорания последнего (-0,47).

з) Хорошая корреляция между выходом класса 0...25 мм и вновь образованной поверхностью (+0,85), а также между параметрами уравнения распределения кусковатости (для A и n соответственно -0,27 и -0,74) позволяет эти параметры использовать для составления методики определения выхода сланцевой мелочи.

и) Выход негабаритных кусков - как класса крупнее 300 мм, так и кусков крупнее 0,7 м - зависит в незначительной мере от удельного расхода ВВ (коэффициенты корреляции соответственно -0,31 и -0,22).

Перечисленные выводы послужили основой при разработке зависимости между удельным расходом ВВ и выходом отдельных классов крупности, при исследовании влияния условий взрывания на теплоту сгорания мелких классов горной массы и при решении других проблем, излагаемых в следующих параграфах.

Пятая серия опытов была проведена с целью исследования влияния числа шпуров на выход мелких классов. После выполнения этой серии был проведен дисперсионный анализ, которым на уровне надежности 0,80 было установлено, что уменьшением числа шпуров можно снижать выход мелких классов в горной массе (критерий Фишера $F = 2,53 > F_{кр.0,80} = 2,5$). Как показали опытные работы, этот метод регулирования выхода сланцевой мелочи не является целесообразным, поскольку паспорта буровзрывных работ с уменьшенным числом шпуров не обладают достаточной надежностью и высокими показателями отбойки.

После выполнения VI и VII серий опытных взрываний, при которых использовались ВВ марки детонит 10А и предохранительный аммонит ПЖВ-20, был проведен дисперсионный анализ, целью которого являлось выявление роли типа ВВ на образование мелких классов горной массы. Было установлено, что дисперсия фактора ВВ

незначительно отличается от остаточной дисперсии ($F = 1,09$), что не дает возможности существенно уменьшить выход мелочи путем применения маломощных ВВ, типа ПЖВ-20 в патронах диаметра 36 мм.

Аналогичный дисперсионный анализ был проведен для исследования влияния типа ВВ на теплоту сгорания сланцевой мелочи. Оказалось, что уменьшение мощности ВВ благоприятно влияет на качество мелких классов горной массы однако невысокое значение критерия Фишера $F = 2$ не позволяет это считать доказанным.

После того, как выяснилась невозможность существенного уменьшения выхода мелких классов путем применения различных схем расположения шпуров были проведены УП, 1Х и Х серия опытных взрываний, где взрывной вруб в забоях очистных камер был заменен механическим (скважинным или машинным) врубом. В результате применения машинного вруба уменьшился удельный расход ВВ примерно на два раза, что в свою очередь привело к существенным изменениям в кусковатости отбитой горной массы.

Выход класса 0...25 мм при применении врубов различного типа представлен в нижеследующей таблице:

Таблица 14.

№ п/п	Вид вруба	№ серий опытов	Средний выход класса 0...25мм	Средне- квадратич- ное откло- нение	Число опытов
1.	Взрывной вруб	1:П:Ш; 1У:У:У1; УШ	0,282	0,0267	36
2.	Скважинный вруб	УП	0,291	0,0294	4
3.	Машинный вруб	1Х, Х	0,201	0,0190	7
4.	без штыба вруба со штыбом вруба		0,239	0,0181	7

При исследовании типа вруба проверено, является ли разница в выходах класса 0...25 мм значимой или нет. Для этого вычисляем критерий Стюдента [Арлей, Бух, 1951] :

$$t = \frac{y_{25.1} - y_{25.2}}{S_y \sqrt{\frac{1}{N_1} + \frac{1}{N_2}}}$$

где:

$$S_y = \sqrt{\frac{(N_1 - 1)S_1^2 + (N_2 - 1)S_2^2}{N_1 + N_2 - 2}}$$

В данном случае $y_{25.1}$ и $y_{25.2}$ - сравниваемые выходы класса 0...25 мм; N_1 и N_2 - соответствующие числа опытов и S_1 и S_2 - соответствующие оценки среднеквадратичных отклонений. При $t > t_{0.95, N_1 + N_2}$ разница $y_{25.1} - y_{25.2}$ считается значимой при вероятности 0,95; $t_{0.95, N_1 + N_2}$ - определяется при помощи справочных таблиц математической статистики.

Установлено, что разница в выходах класса 0...25 мм при различных типах вруба является значимой только без учета штаба. Если выход мелочи определен вместе со штабом, разницу можно считать значимой только с вероятностью 0,75, что обусловлено малочисленностью опытов. Возможность уменьшения выхода класса 0...25 мм применением скважинного вруба проведенные опыты не подтверждают.

Аналогично было проверено влияние метода взрывания на выход класса 0...25 мм. При скважинном методе средний выход мелочи составлял 0,221 со среднеквадратичным отклонением 0,0297. При испытании скважинного метода отбойки (X1 серия) поставлено четыре опыта.

Расчетами было установлено, что уменьшение выхода класса 0...25 мм при применении скважинного метода отбойки вместо паспортов буровзрывных работ со взрывными врубами только на уровне надежности 0,5 можно считать существенным. Кроме того, как следует из данных, представленных в приложении 2 и в табл. 10, теплота сгорания мелких классов при применении скважинной отбойки существенно не отличается от соответствующего показателя при шпуровом методе взрывания.

Резюмируя, можно сказать, что статистическим анализом установлена возможность регулирования теплоты сгорания сланцевой мелочи путем применения различных схем расположения шпуровых зарядов. Показано, что для существенного уменьшения класса 0...25 мм в отбитой горной массе, необходимо радикально изменить параметры отбойки. В первую очередь необходимо в 2...3 раза уменьшить удельный расход ВВ в очистных камерах, что возможно осуществить только применением машинного вруба. Снижение выхода сланцевой мелочи вероятно и при внедрении скважинного метода отбойки, однако проведенные опыты не приводят при этом к повышению теплоты сгорания мелких классов, как это имеет место при испытании машинного вруба при шпуровом методе взрывных работ.

§ 12. Исследование зависимости между выходом отдельных классов крупности и удельным расходом ВВ.

В § 7 показано, что удельная вновь образованная поверхность выражается:

$$\bar{S}_w = \frac{6 y_{min}}{(\frac{1}{n} - 1) \chi_{min}} \quad (7-4)$$

Обозначаем выход какого-то класса $0 \dots \chi_m$ через y_m . Тогда на основе закона Андреева-Годана (7-1):

$$\frac{y_m}{\chi_m^n} = \frac{y_{min}}{\chi_{min}^n}$$

Заменяя отсюда y_{min} в (7-4) получим:

$$y_m = \frac{1}{6} \left(\frac{1}{n} - 1 \right) \chi_{min} \left(\frac{\chi_m}{\chi_{min}} \right)^n \bar{S}_w \quad (12-1)$$

В этом уравнении χ_m и χ_{min} являются постоянными. В § 7 показано, что расчетное значение χ_{min} для горючих сланцев составляет порядка 10^{-5} м.

Корреляционным анализом, проведенным в предыдущем параграфе было установлено, что показатели n и $\bar{S}_w$ зависят главным образом от удельного расхода ВВ (q). Следовательно 12-1 можем представить в виде:

$$y_m = 16,7 \cdot 10^{-3} f_1(q) f_2(q) f_3(q), \quad (12-2)$$

где:

$$f_1(q) = \bar{S}_w$$

$$f_2(q) = \frac{1}{n} - 1$$

$$f_3(q) = \left(\frac{\chi_m}{\chi_{min}} \right)^n$$

Для исследования формы $f_1(q)$ делаем три предположения:

а) действительна гипотеза Риттингера:

$$\bar{S} = c_1 \nu_n,$$

где: ν_n - удельный расход энергии на дробление, дж/м³

б) существует какой-то минимальный удельный расход ВВ - q_0 . При $q < q_0$ отбойка практически отсутствует и $\bar{S}_w = 0$.

в) коэффициент полезного действия взрыва не является постоянной величиной, а уменьшается в связи с увеличением удельного расхода ВВ. Это предположение базируется на результатах опытных работ. Исследованием параметров буровзрывных работ Э.О. Миндели было установлено, что с увеличением удельного расхода выше оптимального значения подвигание забоя и к.и.ш. уменьшаются [1960]. Аналогичное явление было обнаружено исследованием параметров взрывной отбойки при камерной системе разработки на Эстонских сланцевых шахтах [Отчет ИС, 1961]. В данном случае можно допустить, что между коэффициентом полезного действия и удельным расходом ВВ действительна линейная зависимость:

$$c_w \cdot q = 1 - c_5 q \quad (12.3)$$

При исследовании $f_1(q)$ следует иметь в виду, что горная масса, кусковатость которой определена ситовым анализом, раздроблена не только взрывными работами, но и действием погрузочных машин. На основе литературных данных [Тиро и др., 1965] установлено, что при погрузке с погрузочной машиной УП-3 израсходуется на один кубометр горной массы 1,16 Мдж, при погрузке с ПИБ-3 - 0,76 Мдж и при погрузке с 18НР-2 - 0,69 Мдж энергии. Большинство анализируе-

ных проб горной массы было отгружено погрузочной машиной ПНБ-3, следовательно, количество энергии, израсходованное на дробление горной массы, увеличивалось на постоянную величину, что выражается в перемещении начала координат на абсциссе. Применительно к пробам, отгружаемым погрузочной машиной УП-3, дополнительную энергию дробления можно учесть путем условного увеличения удельного расхода ВВ на $0,1 \text{ кг/м}^3$, что соответствует $0,4 \text{ Мдж/м}^3$. При проведении регрессивного анализа не включен в $f_1(q)$ член, учитывающий дробление при погрузке, поэтому выведенные ниже функциональные зависимости справедливы для горной массы в камерном блоке, отгруженной тяжелыми погрузочными машинами. Для других случаев следует выводить специальные поправки.

На основе вышеизложенного можно вывести $f_1(q)$ в виде:

$$\bar{\varepsilon}_u = \frac{c_1}{c_f} c_6 (1 - c_5 q)(q - q_0), \quad (12-4)$$

где: c_1 - коэффициент пропорциональности, $\text{м}^2/\text{кдж}$
 c_f - коэффициент формы частиц (см. § 7); c_6 - коэффициент перехода; для аммонитов ИР 6,7, 6МВ и 7МВ c_6 составляет $4,2 \text{ Мдж/кг}$; c_5 - постоянная $\text{м}^3/\text{кг}$,
 q_0 - минимальный удельный расход ВВ, кг/м^3 . При допущении, что c_f является постоянной, $c_1/c_f = c_7$.
 После перестановок:

$$\bar{\varepsilon}_u = a + bq + cq^2 \quad (12-5)$$

где:

$$\begin{cases} a = c_6 c_7 q_0 \\ b = c_6 c_7 (1 + c_5 q_0) \\ c = c_5 c_6 c_7 \end{cases} \quad (12-6)$$

Данные экспериментальных работ были подвергнуты регрессивному анализу, целью которого являлось определение параметров зависимости (12-5). Кроме данных,

изложенных в приложении 2 включены в анализ значения $\bar{s}_w$ и q , полученные при опытных работах 1962 и 1963 года (приложение 5). Было установлено, что:

$$a = -2,925 \pm 1,701 \quad (\pm 57,9 \%)$$

$$b = 12,905 \pm 4,188 \quad (\pm 32,9 \%)$$

$$c = -6,410 \pm 2,536 \quad (\pm 39,5 \%)$$

В таком случае размерность $\bar{s}_w$ будет $10^8 \text{ м}^2/\text{м}^3$.

Среднеквадратическое отклонение, характеризующее точность отдельного измерения $\bar{s}_w$ находится в пределах $0,507 < S_{\bar{s}_w} < 0,846$. Регрессионная кривая уравнения (12-5) представлена на рис. 13.

На основе (12-6) можно вывести систему уравнений, связывающую относительные погрешности параметров уравнения (12-4). При условии, что $E_{c_6} = 0$:

$$\begin{cases} E_a = E_{c_7} + E_{q_0} \\ E_b = E_{c_7} + (E_{c_5} + E_{q_0}) \frac{c_5 q_0}{1 + c_5 q_0} \\ E_c = E_{c_5} + E_{c_7} \end{cases} \quad (12-7)$$

где: E_a и n_p - соответствующие относительные погрешности параметров.

Подставляя полученные значения и погрешности A , a , b и c в систему уравнений (12-6) и (12-7) можно определить, что:

$$c_5 = 0,571 \pm 0,076 \quad (\pm 12,7 \%), \text{ м}^3/\text{кг}$$

$$c_7 = 2,676 \pm 0,717 \quad (\pm 26,8 \%), 10^8 \text{ м}^2/\text{м}^3$$

$$q_0 = 0,261 \pm 0,081 \quad (\pm 31,1 \%), \text{ кг/м}^3$$

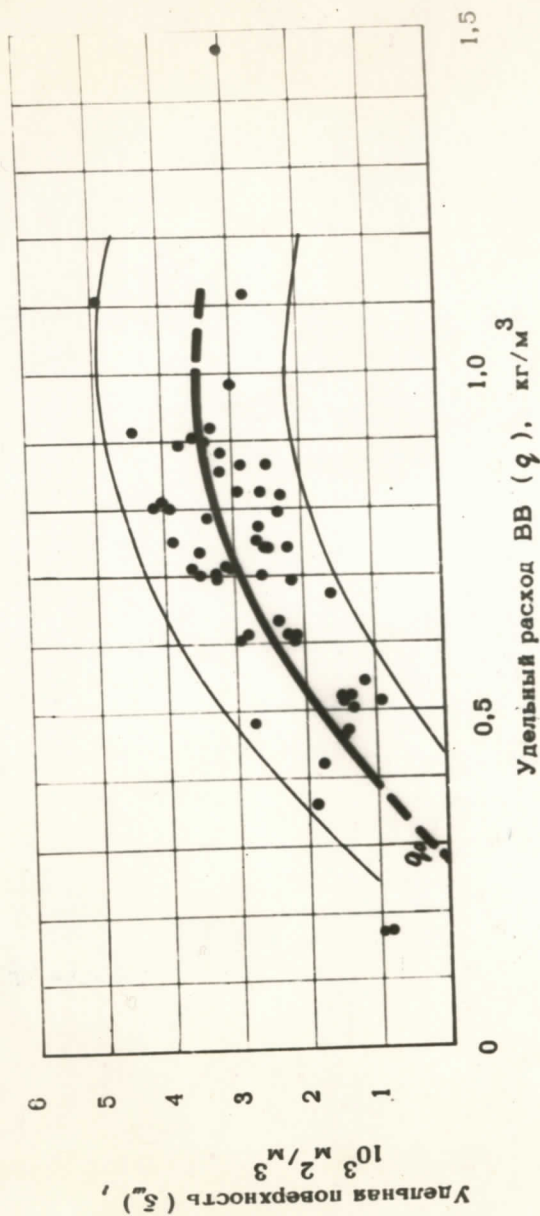


рис. 13. График зависимости (12-5); q_0 - минимальный удельный расход ВВ.

На основе полученного вычисляем коэффициент полезного действия взрыва:

$$C_{n,q} = 1 - 0,57 q .$$

что для существующего метода отбойки ($q = 0,8 \text{ кг/м}^3$) составляет 0,55.

Следующим шагом является исследование зависимости:

$$f_n(q) = \frac{1}{n} - 1$$

где n является функцией q с коэффициентом корреляции $-0,46$. Для составления уравнения регрессивной кривой допустим, что при малых значениях удельного расхода ВВ параметр n превращается на бесконечность, т.е. горная масса (точнее, неотбитый массив) состоит из крупных блоков, образованных естественной трещиноватостью и полностью отсутствует мелочь. На основе вышеизложенных данных предположим, что таким предельным значением удельного расхода ВВ является $q'_0 = q_0 - \Delta q_0 = 0,180 \text{ кг/м}^3$. Для значения q меньших q'_0 вероятностью 0,95 отбойка отсутствует.

С другой стороны графическое исследование зависимости n от удельного расхода ВВ (см.рис.14) свидетельствует, что при увеличении последнего, n -асимптотически приближается к какому-то значению. n_0 . Поэтому предполагаем, что между параметром n и удельным расходом ВВ существует зависимость типа:

$$n = \frac{C_8}{q - q'_0} + n_0 \quad (12-8)$$

Регрессионным анализом опытных данных, изложенных в приложениях 2 и 5 установлено, что значения параметров уравнения 12-8 составляют:

$$C_8 = 0,0529 \pm 0,0199 \text{ , кг/м}^3; n_0 = 0,443 \pm 0,021.$$

График зависимости (12-8) представлен на рис.14.

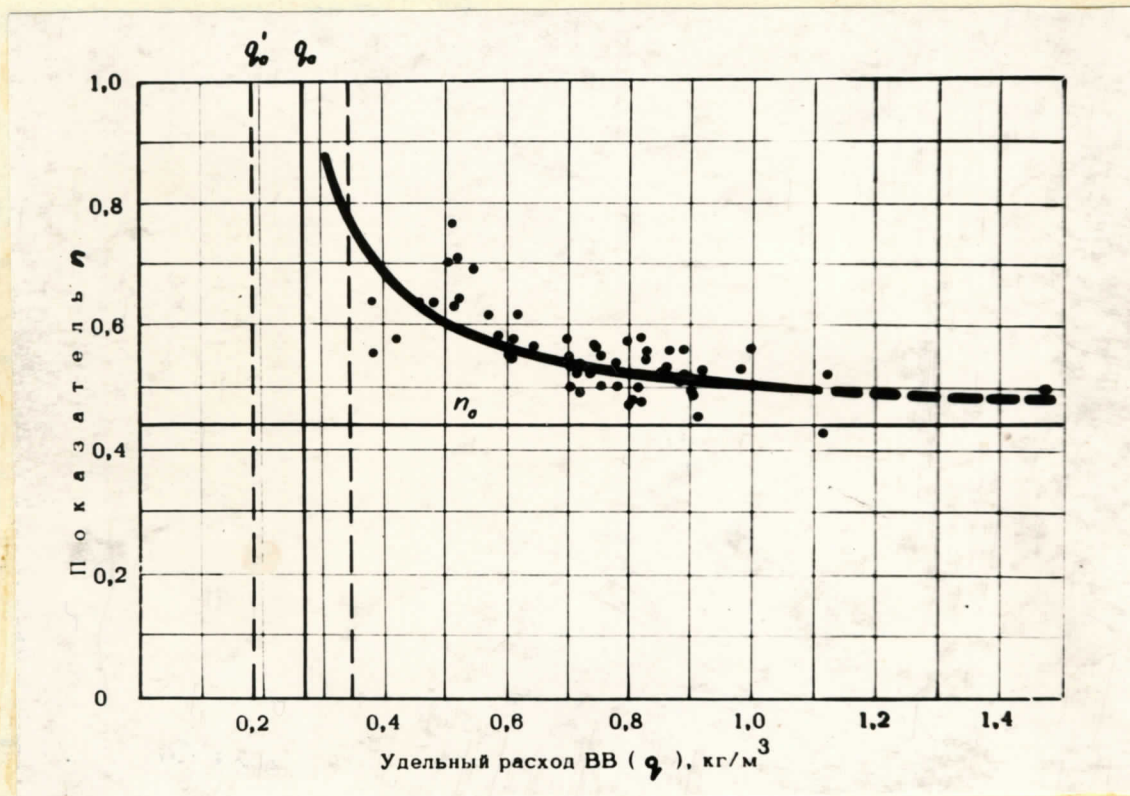


Рис.14. График зависимости между показателем n и удельным расходом ВВ (q). q_0 - минимальный удельный расход ВВ; $q'_0 = q_0 - \Delta q_0$.

Таким образом:

$$f_2(q) = \frac{1}{\frac{c_8}{q - q'_0} + n_0} - 1$$

На основе (12-8) получим также:

$$f_3(q) = \left(\frac{\chi_m}{\chi_{min}} \right)^n = \text{antilg} \left[\left(\frac{c_8}{q - q'_0} + n_0 \right) c_9 \right],$$

где c_9 - постоянная, характеризующая данный класс крупности, см. табл. 15.

Таблица 15

Знаменение постоянной c_9 для различных классов крупности

Класс, мм	c_9
0...15	3,1761
0...25	3,3970
0...30	3,4771
0...50	3,6900
0...100	4,0000
0...125	4,0969

Точность разработанной методики характеризуется данными в табл.16, которые получены сравнением расчетных и фактически достигнутых выходов отдельных классов крупности.

Таблица 16

Класс, мм	Систематическое отклонение, %	Случайное отклонение, %
0...15	+ 1,4	+ 32,4
0...25	+ 5,0	+ 24,7
0...125	+ 3,0	+ 20,6
Средневзвешенное значение	+ 3,1	+ 25,6

С учетом поправки систематического отклонения формула для определения выходов отдельных классов крупности по объему примет вид:

$$y_m = 16,2 \bar{S}_w \left(\frac{1}{n} - 1 \right) \text{antilg}(Cg^n), \quad (12-9)$$

где $\bar{S}_w$ определяется по формуле (12-5) и n по (12-8). График формулы (12-9) представлен на рис.15. Выход какого-то класса $\delta_{m \dots k}$ определяется как разница y_k и y_m , определенных по формуле (12-9).

Разработанная формула применима для определения выхода любого класса в диапазоне 0...125 мм. Погрешность формулы для одиночного опыта не превышает $\pm 33\%$ от выхода класса (например для выхода 0,21 погрешность с вероятностью 0,95 не превышает $\pm 0,07$). Для определения средних показателей серии варьирований, изложенные в табл.16 случайные отклонения следует разделить на $\sqrt{N}$, где N - число опытов в серии. Для 100 варьирований формула (12-9) дает результат погрешностью не более $\pm 3,3\%$. Следовательно, разработанная формула может быть применена для определения выходов отдельных классов крупности по шахте или по камерному блоку, а также средних выходов за месяц и т.д.

Зная теплоту сгорания классов 0... χ_m , методика определения которой рассматривается в следующем параграфе, можно перейти от выходов по объему, определенных по формуле (12-9) на выход по массе:

$$y_{m \cdot m} = \frac{\rho_{об}}{\rho_{об.в}} y_m$$

где: $\rho_{об}$ и $\rho_{об.в}$ - объемные массы, соответственно данного класса и вынимаемого массива. Объемная масса является функцией теплоты сгорания данного материала и определяется при помощи справочных таблиц, изложенных в приложении 3.

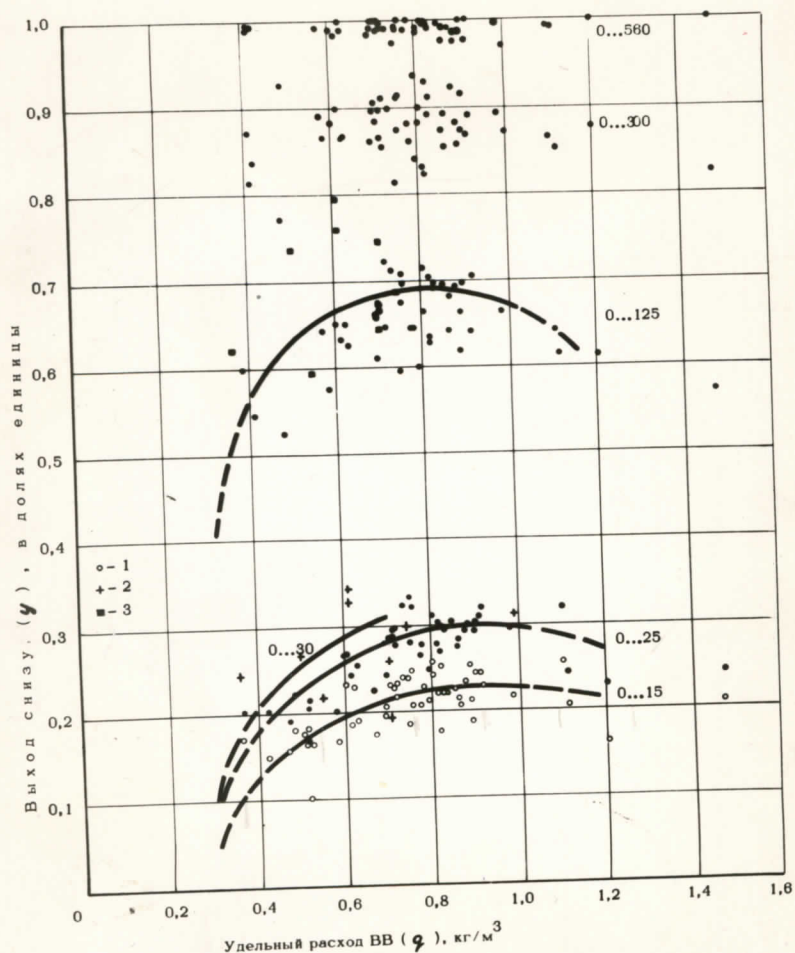


Рис. 15. График формулы (12-9). 1 - выход класса 0...15 мм; 2 - выход класса 0...30 мм; 3 - выход класса 0...125 мм при применении короткозамедленного взрывания.

§ 13. Исследование влияния условий взрывания на теплоту сгорания мелких классов горной массы.

Известно, что при расположении шпуровых зарядов в пачках сланца мелкие классы имеют по сравнению с крупными более высокую теплоту сгорания, что объясняется интенсивным дроблением материала вокруг зарядов. Качество горной массы можно характеризовать кривыми теплоты сгорания подрешетного продукта. Такие кривые, составленные на основе проб горной массы на шахте 10 треста "Эстонсланец" представлены на рис. 16. При этом ордината кривых на $\chi = 15$ мм (Q_{15}) обозначает теплоту сгорания классов 0...15 мм, на $\chi = 25$ мм (Q_{25}) - класса 0...25 мм и на $\chi = 125$ мм (Q_{125}) - класса 0...125 мм. Первые из них определены анализами, а Q_{125} вычислена по формуле:

$$Q_{125} = \frac{y_{25}}{y_{125}} Q_{25} + \left(1 - \frac{y_{25}}{y_{125}}\right) Q_{25...125}$$

где y_{25} и y_{125} - выход снизу (выход подрешетного продукта при отверстии сит соответственно 25 и 125 мм;

$Q_{25...125}$ - теплота сгорания класса 25...125 мм.

Аналогично вычислена теплота сгорания материала 0...300 мм (Q_{300}).

Поскольку теплота сгорания всей отбитой горной массы равняется теплоте сгорания вынимаемого массива (Q_B), кривая $Q = f(\chi)$ при больших значениях χ достигает значения Q_B .

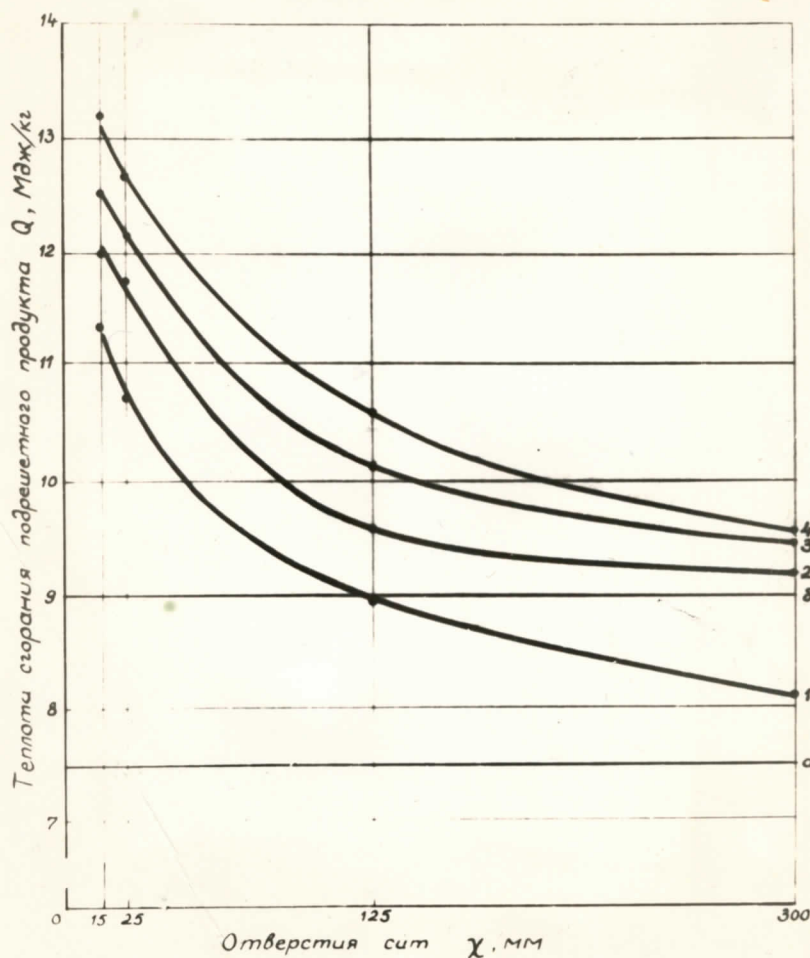


Рис.16. Кривые теплоты сгорания подрешетного продукта горной массы. *a* - теплота сгорания вынимаемого массива при высоте забоя 3,4 м, *δ* - то же при 2,8...2,9 м. 1 - распределение потенциального тепла горной массы при вынимаемой мощности 3,4 м; 2, 3 и 4 - то же при 2,8...2,9 м, в т.ч. 2 - при применении детонита 10А, 3 и 4 - при применении аммонита 6ЖВ, различные схемы расположения зарядов.

Для исследования кривой $Q=f(\chi)$ выдвинуты три рабочих гипотезы:

а) Разубоживание материала $0 \dots \chi$ при увеличении χ пропорционально разности его теплоты сгорания и теплоты сгорания вынимаемого массива:

$$\frac{dQ}{d\chi} = -c_{10}(Q - Q_B); \quad (13-1)$$

б) Разубоживание материала $0 \dots \chi$ при увеличении χ обратно пропорционально теплоте сгорания материала $\chi \dots \chi_{\max}$:

$$\frac{dQ}{d\chi} = -\frac{c_{11}}{Q_{\chi \dots \chi_{\max}}} \quad (13-2)$$

в) Разубоживание материала $0 \dots \chi$ при увеличении χ пропорционально разности теплот сгорания материалов $0 \dots \chi$ и $\chi \dots \chi_{\max}$:

$$\frac{dQ}{d\chi} = -c_{12}(Q - Q_{\chi \dots \chi_{\max}}) \quad (13-3)$$

где c_{10} , c_{11} и c_{12} — постоянные, характеризующие интенсивность разубоживания;

$Q_{\chi \dots \chi_{\max}}$ — теплота сгорания материала $\chi \dots \chi_{\max}$.

Первое уравнение имеет решение:

$$Q = (Q_0 - Q_B)e^{-c_{10}\chi} + Q_B, \quad (13-4)$$

где Q_0 — параметр, сущность которого рассматривается ниже.

Во втором и третьем уравнениях можно провести некоторые перестановки. На основе:

$$Qy + Q_{\chi \dots \chi_{\max}}(1-y) = Q_B \quad (13-5)$$

где: y - выход материала $0 \dots \chi$, в долях единицы и

$$y = A\chi^n$$

т.е. уравнения распределения кусковатости где A и n - постоянные, второе уравнение примет вид:

$$\frac{dQ}{d\chi} = \frac{c_{11}(1 - A\chi^n)}{Q_B - QA\chi^n}$$

Уравнение можно преобразовать в уравнение Абеля второго рода [Камке, 1965].

Третье уравнение имеет после замены $Q\chi \dots \chi_{\max}$, выраженной из (13-5), вид линейного дифференциального уравнения.

Второе и третье уравнения не решаются элементарными методами, так как $0 < n < 1$. Поэтому рассмотрим в качестве уравнения кривой теплоты сгорания подрешетного продукта только решение первой гипотезы, которое, как следует далее, удовлетворяет условиям опытов при шпуровом методе отбойки. Решение уравнения (13-2) и (13-3) может оказаться необходимым при других методах буровзрывных работ или при расположении шпуров в прослойках известняка.

Уравнение (13-4) имеет параметр Q_0 , который является пределом значений теплоты сгорания подрешетного продукта при уменьшении отверстий сита в случае, если данное уравнение действительно описывает теплоту сгорания подрешетного продукта для $0 < \chi < 15$ мм.

Так как заряды располагаются в пачках сланца Q_0 должно равняться средневзвешенной теплоте сгорания мелкого сланца, которая определяется:

$$Q_{м.с} = \frac{\sum_i Q_i \xi_i \rho_{об.и} M_i}{\sum_i \xi_i \rho_{об.и} M_i}, \quad (13-6)$$

где: M_i - количество ВВ в какой-то пачке сланца; $\rho_{\text{ос.}i}$ - объемная масса сухого сланца этой же пачки; Q_i - теплота сгорания сланца этой же пачки; ξ - показатель, характеризующий разрушаемость этой же пачки.

Поскольку ξ должен характеризовать разрушаемость пород с точки зрения выхода самых мелких классов, нами для этой цели выбрана площадь поперечного сечения зоны мелкого дробления вокруг цилиндрического заряда аммонита типа 6 и 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм. Значения ξ для всех пачек сланца в условиях XII и XII панелей шахты 10 приведены в табл. 17. Определение размеров зоны мелкого дробления для других условий не представляет особых затруднений (рис. 17).

Результаты опытов показывают, что $Q_{\text{м.с.}}$, определенная по формуле (12-6), не удовлетворяет уравнению (13-4). Это объясняется тем, что в определенной мере разрушаются и включения пачек сланца. Также возможно, что уравнение (13-4) не описывает кривую теплоты сгорания подрешетного продукта мельче 15 мм. Поэтому следует в уравнение ввести поправочный коэффициент $c_{\text{п}}$.

Исследованием влияния различных типов ВВ установлено, что разубоживание сланца с теплотой сгорания $Q_{\text{м.с.}}$ в результате разрушения включений и прослоек тем интенсивнее, чем больше теплота взрыва применяемого ВВ и чем лучше она используется. Влияние ВВ учитывается коэффициентом $c_{\text{ВВ}}$.

После преобразований уравнению (13-4) можно дать практически применяемый вид:

$$Q_m = c_m Q_0 + (1 - c_m) Q_{\text{В}} \quad (13-7)$$

где Q_m - теплота сгорания конкретного класса 0... χ_m ; $c_m = \exp(-c_{10} \chi_m)$ - дан в табл. 18; Q_0 - определяется

$$Q_0 = c_{\text{п}} c_{\text{ВВ}} Q_{\text{м.с.}}$$



Рис. 17. Вид на зону мелкого проблнения вокруг заряда
в пачке Г. Деление мерной рейки за 5 см.

Таблица 17.

Исходные данные для определения средне-
взвешенной теплоты сгорания мелкого сланца
в условиях XII и XIII панели шахты 10

Пачка	Теплота сгорания сланца Мдж/кг	Объемная масса сухого сланца, 10^3 кг/м^3	Площадь попе- речного сечения зоны мелкого дробления, м^2
F ₁	1,8	2,11	$0,014 \pm 0,006$
F	10,9	1,50	$0,019 \pm 0,008$
E	16,8	1,31	$0,031 \pm 0,010$
D	9,3	1,57	$0,020 \pm 0,007$
C	14,2	1,37	$0,038 \pm 0,010$
B	17,9	1,31	$0,065 \pm 0,016$
A	12,4	1,42	$0,025^x$
x ориентировочная величина.			

где: c_{Π} - зависит от разности $Q_{\text{м.с}} - Q_{\text{в}}$, дано в табл.19;
 $c_{\text{вв}}$ - дано для некоторых ВВ в табл.20.

Надежность зависимостей (13-4) и (13-7) проверена дисперсионным анализом линейности трансформированного уравнения (13-4) для значений χ равных 15,25 и 125 мм. Таким же образом определено значение $c_{10} = 9,5$. Значения c_{Π} и $c_{\text{вв}}$ определены сравнением значений $Q_{\text{м.с}}$, определенных по формуле (13-6) и значения $Q_{\text{о}}$, удовлетворяющих уравнению (13-4) при $\chi = 0$, на основе данных опытных работ.

Таблица 18.
Значения постоянной c_m для различных
классов крупности

Класс, мм	c_m	Класс, мм	c_m
0...15	0,868	0...35	0,717
0...20	0,827	0...50	0,622
0...25	0,789	0...100	0,387
0...30	0,752	0...125	0,305

Таблица 19.
Значения поправочного коэффициента c_p

$Q_{m.c} - Q_B$ М дж/кг	c_p	$Q_{m.c} - Q_B$ М дж/кг	c_p
3,99 - 4,06	1,00	5,37 - 5,61	0,91
4,07 - 4,19	0,99	5,62 - 5,90	0,90
4,20 - 4,31	0,98	5,91 - 6,28	0,89
4,32 - 4,44	0,97	6,29 - 6,66	0,88
4,45 - 4,56	0,96	6,67 - 7,03	0,87
4,57 - 4,73	0,95	7,04 - 7,41	0,86
4,74 - 4,90	0,94	7,42 - 7,79	0,85
4,91 - 5,11	0,93	7,81 - 8,21	0,84
5,12 - 5,36	0,92	8,22 и более	0,83

Таблица 20

Значение коэффициента $c_{\text{ВВ}}$ для различных марок ВВ при диаметре шпуров 42 мм

ВВ	Диаметр патрона, мм	$c_{\text{ВВ}}$
Детонит 10А	32	0,96
Аммонит ПШВ-20	36	0,99
Аммониты № 6 и 6ЖВ	32	1,00
Слеживающиеся аммониты и неводоустойчивые аммониты во влажных забоях	32	1,01 - 1,05

О точности результатов, полученных по формуле (13-7), дает представление рис.18, где против каждой расчетной величины на абсиссе стоит (на ординате) определенная анализом теплота сгорания данного класса. Естественно, что погрешность теплоты сгорания вынимаемого массива, определенной по одной пробе горной массы, составляет $\pm 10\%$ на уровне надежности 0,95. Предполагая такую же точность и для остальных теплот сгорания, можно считать, что погрешность формулы (13-7) не превышает допустимые пределы. При этом следует иметь в виду, что точность вычислений по формуле (13-7) применительно к мелким классам больше, чем для класса 0...125м

Из формулы (13-7) следует, что теплота сгорания мелочи зависит от трех факторов: теплоты сгорания вынимаемого массива ($Q_{\text{В}}$), от $Q_{\text{м.с}}$, определяемой расположением зарядов и теплотами сгорания отдельных пачек и от $c_{\text{ВВ}}$, значение которого зависит от применяемого ВВ.

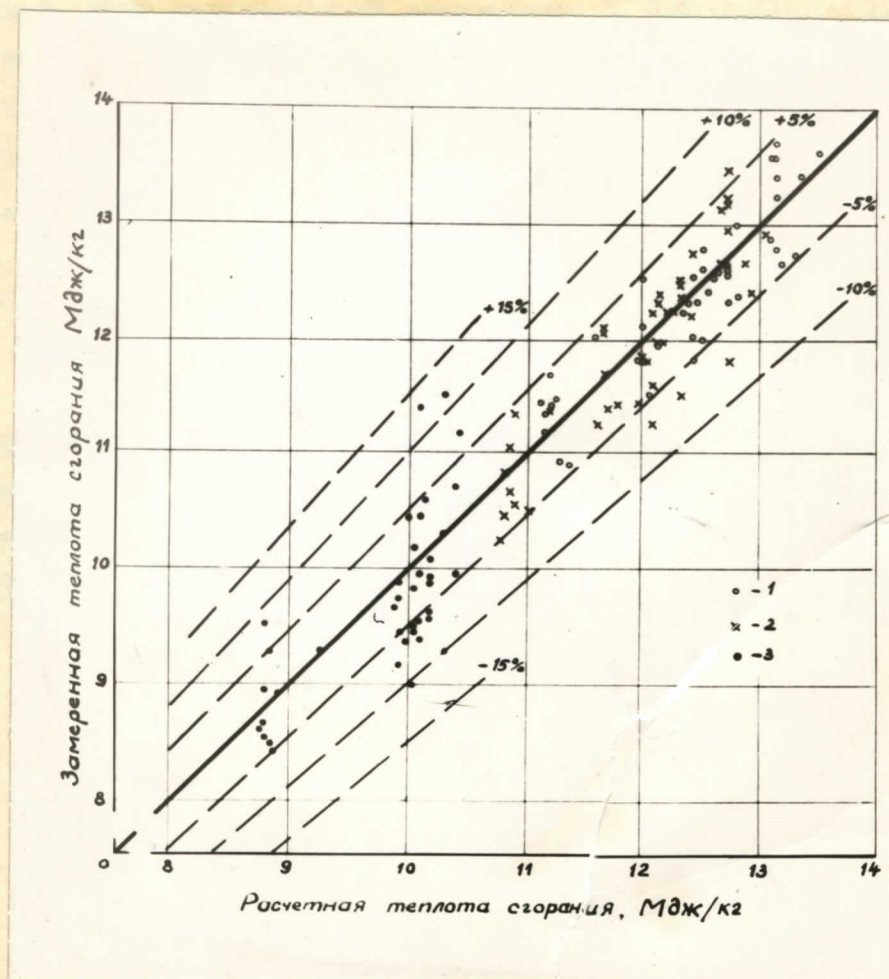


Рис. 18. Сравнение замеренных и определенных по формуле (13-7) величин теплоты сгорания классов 0...15 мм - 1; 0...25 мм - 2 и 0...125 мм - 3.

Из них решающее значение имеет теплота сгорания вынимаемого массива. При вынимаемой мощности 3,35 м теплота сгорания горной массы на XII и XIII панели шахты 10, где были проведены опытные работы, составляет 7,5 Мдж (1,8 Мкал/кг) и теплота сгорания класса 0...125 мм в горной массе колеблется в пределах 10,3...11,4 Мдж/кг (2,4...2,7) Мкал/кг. Применением паспорта буровзрывных работ, при которых взрывной вруб располагается в пачке В и в шпуре с пачки D переведены в пачку Е можно достичь при вынимаемой мощности 3,35 м Q_{25} до 11,8 Мдж/кг (2,8 Мкал/кг). Чтобы получить теплоту сгорания класса 0...25 мм в пределах 12,5 Мдж/кг (3,0 Мкал/кг), необходимо иметь теплоту сгорания вынимаемого массива до 9,0 Мдж/кг (2,1 Мкал/кг). Это можно достичь оставлением ложной кровли в верхней части пачки F, имеющих невысокую теплоту сгорания.

Мощные ВВ увеличивают интенсивность разрушения включений в пачках сланца и известняковых прослоек. Чем выше мощность ВВ, тем ниже будет параметр Q_0 , а следовательно и теплота сгорания мелких классов при одной и той же схеме расположения зарядов.

§ 14. Исследование возможности уменьшения
выхода негабаритных кусков.

С точки зрения механической погрузки горной массы негабаритными считаются куски, максимальный размер которых превышает 0,7 м. Исследованием формы кусков крупнее 0,7 м установлено, что они относятся к классу более 0,56 м т.е. не проходят через отверстия диаметром 0,56 м. При огневом взрывании в очистных камерах шириной 10 м максимальный размер негабаритных кусков достигает 2 м, а при совпадении нескольких отказов и наличии мокрых трещин 4 м.

Следовательно, выход негабаритных кусков не может быть определен при помощи уравнения Андреева-Годэна, область действительности которой не превышает 0,125 м, что делает невозможным решение этого вопроса с точки зрения развиваемой в данной работе энергетической теории процесса разрушения горных пород. Также не оказалось плодотворным выведение эмпирических зависимостей между выходом негабаритных кусков и удельными расходами ВМ, бурения и другими показателями буровзрывных работ, о чем наглядно свидетельствует корреляционная матрица (см.табл.13). Выведенная нами ранее [Рейнсалу, 1964] зависимость между выходом кусков крупнее 0,7 м и удельным расходом ВВ оказалось также сомнительной, поскольку дальнейшая проверка силы связи между указанными параметрами дала значение коэффициента корреляции - 0,33.

Поэтому в данной работе для исследования причин выхода негабаритных кусков выбран другой путь - основанный на оценке вероятности нарушения заданной очередности взрывов.

Предположим, что выход негабаритных кусков тем больше, чем больше вероятность нарушения очередности взрывов отдельных зарядов и чем больше число зарядов,



Рис.19. Уменьшение выхода кусков класса крупнее 0,56 м в зависимости от разницы в длинах зажигательных трубок отдельных групп замедления. 1 - первая серия; 2- вторая серия опытов; 3 - машинный вруб (1х серия).

нарушение очередности взрывов которых может привести к образованию негабаритных кусков. О принципиальной возможности такой гипотезы свидетельствует рис.19, из которого следует, что в связи с увеличением разницы в длинах зажигательных трубок, ввиду чего уменьшается вероятность нарушения предусмотренной очередности взрывов, уменьшается и выход негабаритных кусков. Из этого же рисунка следует также, что при первой серии опытных взрываний выход негабаритных кусков значительно меньше, чем при второй серии. Обе серии взрывов были проведены в одинаковых условиях. Число зарядов, нарушение очередности взрывов которых, влияющее на выход негабаритных кусков, было при первой серии 8, а при другой 17. При этом, как показывает практика, такими зарядами являются заряды в пачках Е и F. Из рис. 19 следует, что существенное влияние на выход негабаритных кусков имеет метод взрывания. При опытных взрываниях IX и X серии был зафиксирован сравнительно высокий выход кусков более 0,7 м, что было обусловлено применением машинного вруба. В результате этого в взрываемом массиве образовались трещины, вызывающие неравномерное распределение энергии взрыва в породах пласта.

Очередность взрывов гарантируется, если (см.рис.20)

$$\tau_{p.N+1} - \Delta \tau_{p.N+1} + \tau_j - \Delta \tau_j \geq \Delta \tau_N + \Delta \tau_{N+1} ,$$

или

$$\tau_{p.N+1} - E_{\tau} \tau_{p.N+1} + \tau_j + E_{\tau} \tau_j \geq E_{\tau} \tau_N + E_{\tau} \tau_{N+1} ,$$

где E_{τ} - относительная погрешность времени горения ОШ.

Заменяя время горения на $\lambda/\bar{v}_{ow}$ и умножив на $\bar{v}_{ow}$, где $\bar{v}_{ow}$ - средняя скорость горения ОШ, получим:

$$\lambda_{p.N+1} - E_{\tau} \lambda_{p.N+1} + \tau_j \bar{v}_{ow} - E_{\tau} \tau_j \bar{v}_{ow} \geq E_{\tau} \lambda_N + E_{\tau} \lambda_{N+1}$$

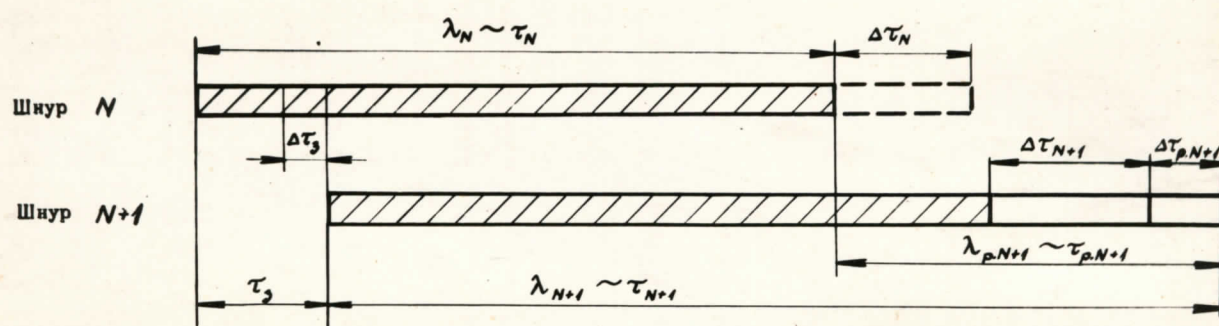


Рис.20. "Схема к определению необходимой разницы в длинах зажигательных трубок".

λ_N - длина огнепроводного шнура N; τ_N - время горения огнепроводного шнура N; $\Delta\tau_N$ - отклонение времени горения огнепроводного шнура N; λ_{N+1} ; τ_{N+1} и τ_{N+1} - соответствующие параметры огнепроводного шнура N+1; $\lambda_{p.N+1}$ - разница в длинах огнепроводных шнуров N и N+1; $\tau_{p.N+1}$ - разница во временах горения огнепроводных шнуров N и N+1; $\Delta\tau_{p.N+1}$ - отклонение времени $\tau_{p.N+1}$; τ_z - время зажигания одной трубки; $\Delta\tau_z$ - отклонение времени горения огнепроводного шнура в течение расчетного значения τ_z .

Так как

$$\lambda_{N+1} = \lambda_N + \lambda_{p.N+1}$$

в предельном случае:

$$\lambda_{p.N+1} = 2E_{\tau}\lambda_{N+1} - \tau\bar{\tau}_{ow}(1-E_{\tau}).$$

Как видно, необходимая разница λ_p прямо пропорциональна длинам шнуров. В практике трудно определить λ_p отдельно для каждого шнура, поэтому считаем допустимым принимать λ_p для всех ступеней замедления равными. Она определяется по максимальной длине шнура:

$$\lambda_p = 2E_{\tau}\lambda_{max} \pm N_z\tau_z\bar{\tau}_{ow}(1-E_{\tau}). \quad 14-1$$

Если трубки зажимаются в порядке очередности взрывов, тогда в формуле (14-1) берут знак "минус" и $\tau_z = 2$ сек. При порядке зажима, обратном очередности взрывов в формуле (14-1) берут знак "плюс" и $\tau_z = 7$ сек. В данной формуле N_z обозначает число зажиманий, продолжительность которых увеличивает или при обратном порядке зажиманий уменьшает интервал замедления. Обычно N_z - число зажиманий в одной ступени замедления. В случае, когда на разных ступенях замедления число зажиманий равное, берут для расчетов наименьшее из них. Если все шнуры одной ступени замедления зажимаются одним патрончиком (ступень замедления совпадает группой зажима), N_z равняется единице. Если в один патрончик группируются шнуры из различных ступеней замедления, продолжительность зажима не изменяет интервал замедления и N_z равняется нулю. Последний случай, самый частый в практике, примем за основной в дальнейших расчетах.

Как видно, основной величиной в расчетах длин зажигающих трубок оказывается относительная погрешность времени горения зажигающих трубок, которая зависит от относительной погрешности скорости горения огнепроводного шнура. Последняя определяется:

$$E_{v_{ow}} = \frac{t S_{r_{ow}}}{\bar{v}_{ow}}$$

Здесь критерий Стоденита t зависит от вероятности нахождения скорости горения огнепроводного шнура в пределах, определенных через $E_{v_{ow}}$. Задавая t соответственно вероятностям различные значения, получаются различные пределы разброса, служащие исходными данными при расчетах длин зажигающих трубок (см. табл. 21).

Поскольку время горения $\tau = \lambda / v_{ow}$, то относительная погрешность ее выражается:

$$E_{\tau} = E_{v_{ow}} + E_{\lambda},$$

где за относительную погрешность длины шнуров принимаем 1 %, т.е:

$$E_{\tau} = E_{v_{ow}} + 0,01$$

Для определения предельной относительной погрешности времени горения - E_{τ} соответственно вероятностям, не приведенных в табл. 21 можно применять приближительную формулу:

$$E_{\tau} = 0,1 - 0,116 P_H^{0,178} \quad (14-2)$$

где P_H - вероятность нарушения очередности взрывов.

Таблица 24

Исходные данные для расчета длин зажигательных трубок.

Вероятность нарушения очередности взрывов	Вероятность нахождения скорости горения огневой шнура в данных пределах	Критерий Стюденита	Пределная относительная погрешность скорости горения огневой шнура	Пределная относительная погрешность времени горения огневой шнура
0,2	0,105	0,13	0,004	0,015
0,1	0,368	0,48	0,014	0,025
0,05	0,553	0,76	0,022	0,035
0,01	0,800	1,28	0,038	0,05
0,005	0,859	1,47	0,044	0,055
0,001	0,937	1,86	0,055	0,065
0,0005	0,955	2,01	0,060	0,07
0,0001	0,980	2,33	0,069	0,08
0,000025	0,990	2,58	0,077	0,09

Формула дает значение E_{τ} при $P_H = 0,1 \dots 0,0001$ с точностью $\pm 5\%$.

Поскольку в общем случае

$$\lambda_p = 2 E_{\tau} \lambda_{max},$$

вероятность нарушения очередности взрывов можно определить:

$$P_H = \left(\frac{1 + 5 \lambda_p}{1,16} \right)^{5,62}$$

где λ_p дана в долях единицы.

Вычисляя для каждого опыта P_H , можно было показать, что число кусков с максимальным размером более 0,7 м за одно взрывание не превышает (см. рис. 21)

$$N_{>0,7} < 5 + 8 P_H N'_{ш}$$

где $N'_{ш}$ — число шпуров, нарушение взрывов зарядов которых ведет к образованию негабаритных кусков. Практически за $N'_{ш}$ можно брать число шпуров в пачках Е и Р, не считая врубовых. От полученной зависимости следует, что когда вероятность нарушения очередности взрывов ничтожно мала, например при электрическом КЗВ, выход негабаритных кусков, обусловленный только тектоническими трещинами, не превышает пяти. Последняя величина подтвердилась ранее проведенными опытными работами [Отчет ИС, 1962].

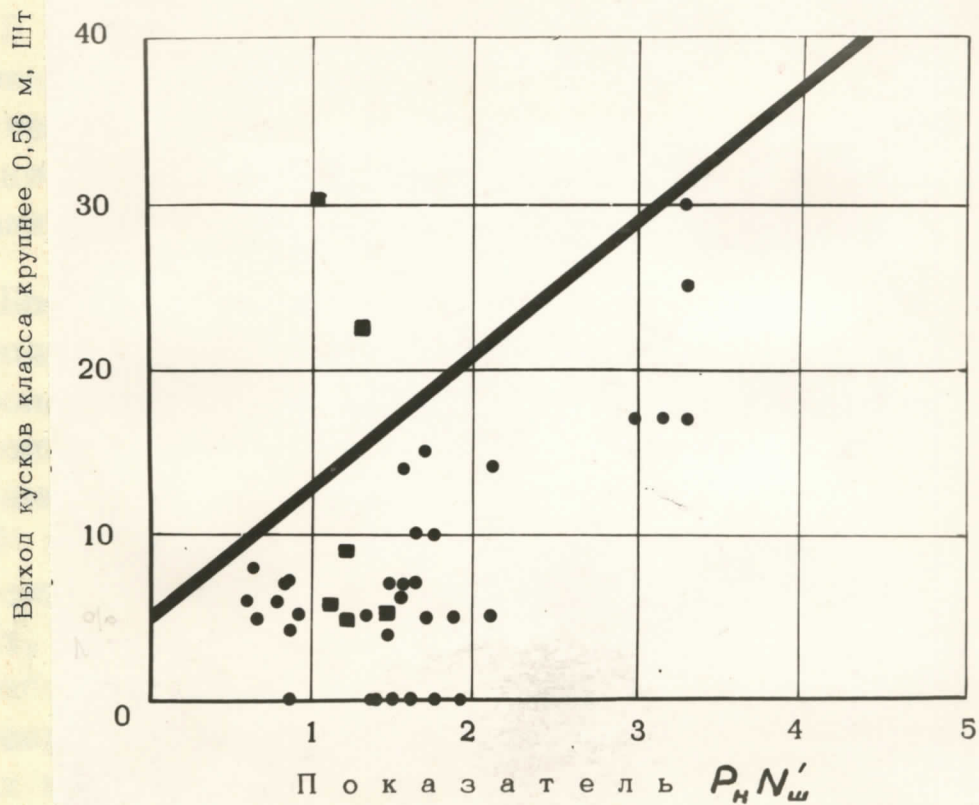


Рис.21. Зависимость между максимально возможным численным выходом кусков класса крупнее 0,56 м и вероятностью нарушения очередности (P_n) и числа шпуров в пачках Е и Ф ($N'_ш$). Квадратами отмечен выход кусков класса более 0,56 м при применении машинного вруба.

ГЛАВА 1У. ОБОСНОВАНИЕ И ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ДЛЯ ШАХТ ПРИБАЛТИЙСКОГО СЛАНЦЕВОГО БАССЕЙНА .

§ 15. Определение рациональных параметров буровзрывных работ.

В предыдущей главе было показано, что параметры буровзрывных работ имеют существенное влияние на качественные показатели отбитой горной массы, а следовательно и на качество товарного сланца. В первую очередь к таким параметрам относится удельный расход ВВ.

Поскольку уменьшение удельного расхода ВВ с одной стороны приводит к снижению себестоимости, а с другой стороны к улучшению качества продукции, к вопросу экономии ВМ необходимо уделить должное внимание. К сожалению, в настоящее время отсутствует методика расчета ВМ для сланцевых шахт. То же самое можно сказать относительно выбора схемы расположения зарядов, типа вруба, очередности взрывов и т.д. Поэтому необходимо разработать для сланцевых шахт методику проектирования буровзрывных работ, основанную на вышеизложенных результатах исследований.

Используя общеизвестные формулы М.М.Протодьяконова и Н.М.Покровского для определения удельного расхода ВВ можно убедиться, что по первой формуле в условиях сланцевых шахт результаты получаются в 1,6...2,0 раза меньше практически достигнутых величин, а расчетный удельный расход ВВ, определенный по формуле Н.М.Покровского, имеет для точных расчетов слишком широкие пределы колебания.

Формула В.И.Машукова (3-3), как было показано в § 3, действительна на шахтах Ленинградского месторождения горючих сланцев при поперечном сечении вырабо-

ток с сечением 10...15 м², что явно недостаточно.

С целью разработки формул для расчета зарядов на шахтах Эстонского месторождения были проведены анализы состояния буровзрывных работ на шахтах, 2, 4, 10 и "Кохтла" треста "Эстонсланец". Выбранные шахты характеризуют весь диапазон горногеологических условий Эстонского месторождения. При сборе данных для анализа в течение одного месяца для всех коротких забоев шахты (ниши, штреки, камеры) были определены основные параметры буровзрывных работ: фактическое сечение выработки (S_B) м², подвигание забоя за цикл (l) м; удельные расходы ВВ, капсулей-детонаторов и огнепроводного шнура - (q) кг/м³; (q_w) л/м³ и (q_{ow}) м/м³; глубина бурения (l_0) м; к.и.ш. (γ), удельный расход бурения (q_s) м/м³ и удельный заряд (q_z) кг/м³. Полученные данные были подвергнуты корреляционному анализу, на основе которого сделаны следующие выводы:

- а) при увеличении площади поперечного сечения выработки уменьшаются удельный расход ВВ;
- б) удельный расход капсулей-детонаторов уменьшается при увеличении сечения выработки, подвигания забоя за цикл и глубины бурения и увеличивается при увеличении удельного расхода ВВ;
- в) не обнаруживалась существенная связь между к.и.ш., удельным расходом ОШ и остальными параметрами буровзрывных работ.

При разработке формулы для определения удельного расхода ВВ в зависимости от сечения выработки принято, что в забоях с одной обнаженной поверхностью при последовательном взрывании часть ВВ расходуется на образование вруба и часть на отбойку в условиях двух обнаженных поверхностей, причем расходы ВВ на образование вруба и на отбойку пропорциональны соответствующим объемам взрываваемых пород [Рейнсалу, 1964] :

$$q = q_{kr} \bar{V}_{kr} + (1 - \bar{V}_{kr}) q_2, \quad (15-1)$$

где: q_{br} - удельный расход ВВ на образование вруба, кг/м³; q_2 - удельный расход ВВ для отбойки в условиях двух обнаженных поверхностей, кг/м³; $\bar{V}_{br}$ - приведенный объем полости вруба:

$$\bar{V}_{br} = \frac{V_{br}}{S_B l}$$

где: V_{br} - объем вруба, м³.

Нетрудно показать, что в некотором приближении:

$$V_{br} = c_{13} l$$

где: c_{13} - характеризует тип вруба. После несложных преобразований (15-1) примет вид:

$$q = q_2 + \frac{c_q}{S_B}, \text{ кг/м}^3 \quad (15-2)$$

где: c_q - постоянная.

Параметры уравнения (15-2), приведенные в табл.22, определены регрессионным анализом, при условии применения ВВ типа аммонитов 6, 6МВ, 7 и 7МВ. График зависимости (15-2) применительно к шахте 10 вместе с доверительными границами представлен на рис.21.

Формула (15-2) предназначена для определения удельного расхода ВВ в коротких забоях (штреки, камеры) при применении взрывного вруба. Как следует из табл.22, при этом минимальный удельный расход составляет примерно 0,6 кг/м³. В § 12 показано, что существенное улучшение качества горючего сланца обеспечивается только при снижении удельного расхода ВВ до 0,3...0,4 кг/м³, что может быть достигнуто при образовании в забоях дополнительных обнаженных поверхностей без взрывных работ.

Таблица 22.

Значения постоянных для определения
удельных расходов ВВ и шпуров в коротких забоях.

Условия применения	Удельный расход ВВ для отбойки в условиях двух об- наженных поверх- ностей, q_2 , кг/м²	c_1	c_2
Шахта 10	$0,66 \pm 0,08$	$5,0 \pm 2,0$	$2,3 \pm 0,7$
Шахта 4	$0,59 \pm 0,05$	$6,5 \pm 2,6$	$2,1 \pm 0,3$
Шахта 2	$0,63 \pm 0,05$	$4,8 \pm 0,8$	$2,4 \pm 0,6$
Шахта Кохтла	$0,63 \pm 0,05$	$5,1 \pm 1,4$	$2,2 \pm 0,2$
Для ориентиро- вочного расчета	0,65	5	2,2

Зависимость удельного расхода вв q от площади поперечного сечения выработки S для шахты №10

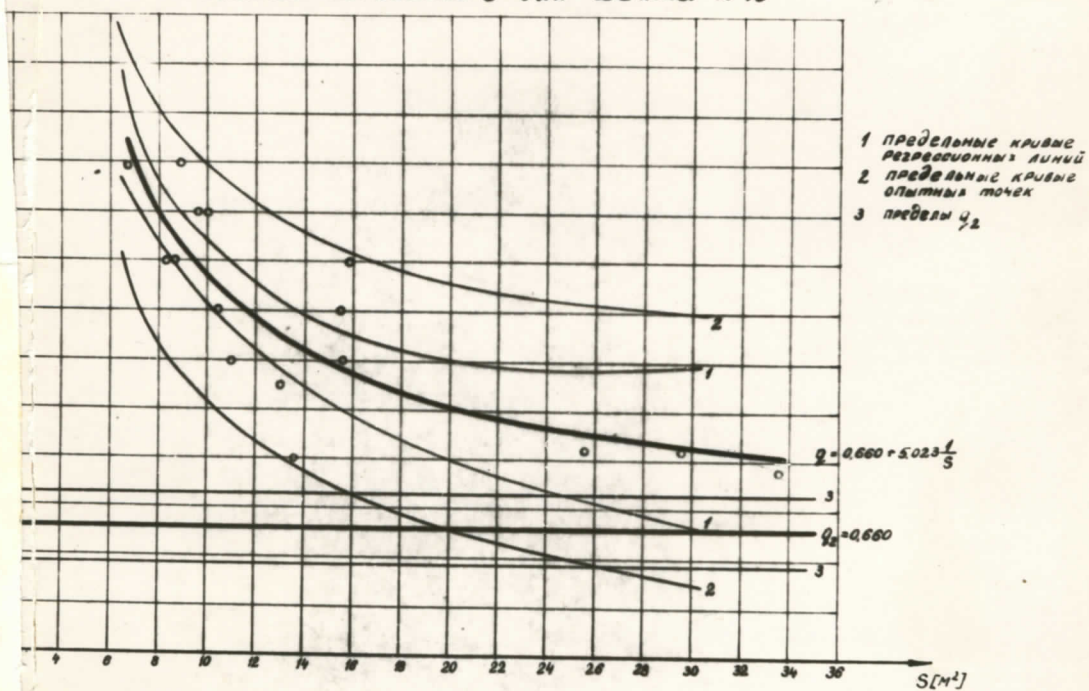


Рис. 22. Зависимость между площадью поперечного сечения выработки (S_B) и удельным расходом вв (q) применительно к условиям шахты 10.

При проведении взрывных работ в условиях двух или более обнаженных поверхностей удельный расход ВВ, как правило, окажется меньше, чем определенные регрессионным анализом значения q_2 в табл. 22. Поэтому рассмотрим подробнее вопрос определения удельного расхода ВВ при применении механических врубов.

Предполагаем, что при двух и более обнаженных поверхностях удельный расход ВВ пропорционален коэффициенту зажима c_z . При этом в качестве коэффициента зажима примем отношение общей поверхности взрываемого массива на обнаженную поверхность. Объясняем сущность c_z на упрощенном примере. Рассмотрим кубообразный взрыв^{асм}ой массив при котором $B = h = l$, где B - длина, h - высота и l - подвигание забоя. В таком случае при одной обнаженной поверхности $c_z = 6$, при двух $c_z = 3$, при трех $c_z = 2$ и т.д. При взрывании отдельного массива, например негабаритного куска $c_z = 1$, что является минимальным значением коэффициента зажима. Теоретически можно представить полностью закрытый массив. В таком случае $c_z = \infty$. Таким образом:

$$q = q_0 c_z, \quad (15-3)$$

где: q_0 - удельный расход ВВ при взрывании отделенного массива; предполагаем, что он равен минимальному удельному расходу ВВ (см. § 12). На основе данных опытных взрываний 1X и X серии, а также материала, накопленного в ходе опытных работ 1962...1964 годов (см. приложения 1 и 5) определено, что $q_0 = 0,217 \pm 0,081$ кг/м³. В § 12 было определено $q_0 = 0,261 \pm 0,081$ кг/м³. Применяя методику сравнения двух величин, данных со своими среднеквадратичными отклонениями (см. § 11) установлено, что нет оснований разницу между вышеизложенными значениями q_0 считать существенной.

График $q = 0,217 c_3$, представлен на рис.23.

Корреляционным анализом параметров буровзрывных работ установлено, что удельный расход шпуров капсюлей-детонаторов уменьшается при увеличении сечения выработки, подвигания забоя и глубины бурения и увеличивается при увеличении удельного расхода ВВ. Поскольку удельный расход ВВ зависит от сечения выработки, а подвигание забоя и глубина бурения связаны через к.и.ш. можно предполагать, что удельный расход шпуров:

$$q_{ш} = c_{ш} \frac{q}{l_0}, \quad (15-4)$$

где $c_{ш}$ - коэффициент пропорциональности, q - удельный расход ВВ, кг/м³; l_0 - глубина бурения, м.

Действительно, при постоянном расходе ВВ расход шпуров тем меньше, чем больше заряды, т.е. чем больше глубина бурения. Наоборот, при постоянной глубине бурения - при постоянной величине зарядов число шпуров возрастет пропорционально расходу ВВ. Анализом установленные значения постоянной $c_{ш}$ приведены в табл.22.

Формула (15-4) как и (15-2) действительна для сечений $S_B = 6 \dots 35$ м².

Разработанные зависимости позволяют создать методику проектирования буровзрывных работ на сланцевых шахтах. Исходными данными расчетов являются при этом площадь поперечного сечения забоя S_B , м², необходимое подвигание забоя l , м, тип ВВ и теплота сгорания, как горючего сланца отдельных пачек, так и всего взрывного массива. Проектирование взрывной отбойки производится по следующей схеме:

1/ Выбирается тип вруба. В коротких забоях, при подвигании забоя не более 1,8 м можно применять однорядный клиновой вруб, являющийся основным типом взрыв-

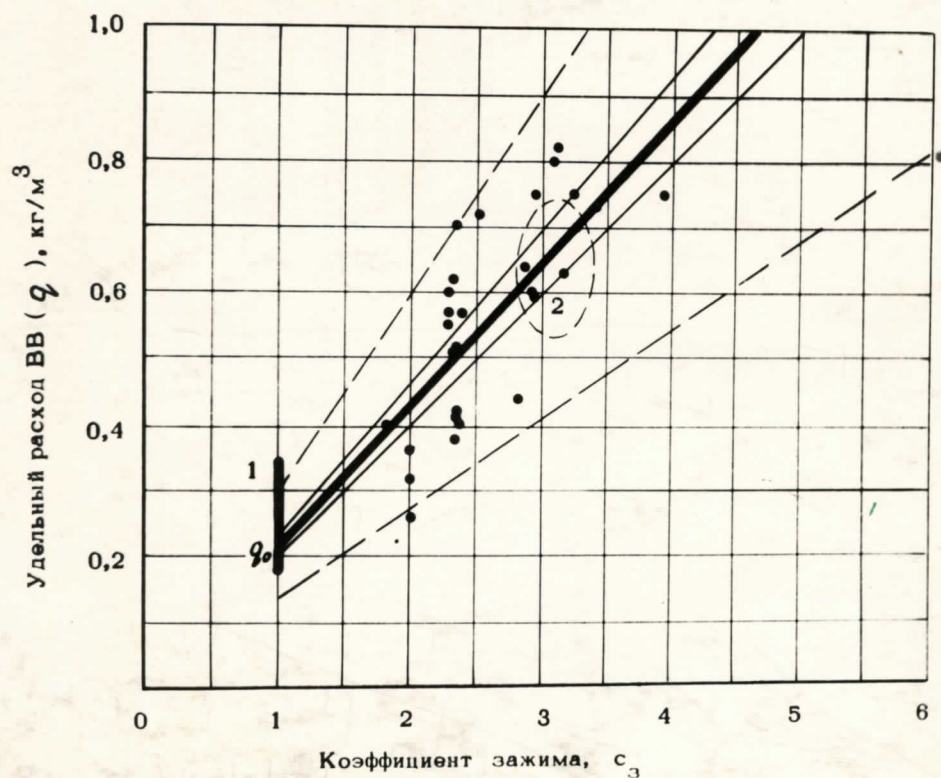


Рис. 23. График зависимости $q = 0,217 c_3$;
 1 - значения $q_0 = 0,261 \pm 0,081$, определенные в
 § 12; 2- область расположения значений q_z , изло-
 женных в табл.22.

ного вруба в штреках и камерах сланцевых шахт. Для подвигания забоя 1,8...2,0 м рекомендуются вертикальные врубы, а для подвигания забоя 2,0...2,6 м двойные клиновые или скважинные врубы. Чтобы достичь подвигание забоя более 2,6 м, целесообразно применить не шпуровой, а скважинный метод отбойки, например, метод взрывания с поперечными скважинами. При выборе типа вруба следует иметь в виду, что расположением крупных зарядов в пачках сланца с более высокой теплотой сгорания достигается повышение теплоты сгорания сланцевой мелочи. Одновременно этому сопутствует снижение выхода технологического сланца.

При проектировании взрывного вруба необходимо учесть, что для условий эстонских сланцевых шахт минимально допустимое расстояние между основными частями зарядов составляет 0,5 м. При этом основной частью заряда считается 80 % от заряда ВВ вместе с неиспользованными средствами взрывания. Расстояние между данными частями наклонных врубовых шпуров может быть уменьшено до 0,3 м, если там не располагается боевик. Расстояния между зарядами меньше 0,25 м вдоль напластования и 0,15 м в остальных направлениях являются безусловно опасными и взрыв заряда при таких расстояниях обязательно вызывает повреждения переуплотнение соседних зарядов [Рейнсалу, 1965] .

Если при проектировании ставится задача уменьшить выход сланцевой мелочи, необходимо в очистных забоях применять машинные врубы.

2/ Определяется удельный расход ВВ, при применении взрывных врубов по формуле (15-2) и при применении механических врубов, или в случае взрывания в условиях двух обнаженных поверхностей по формуле (15-3). После этого определяется общий расход ВВ на взрывание.

3) Необходимая глубина бурения при шпуровом методе отбойки определяется путем деления подвигания забоя на коэффициент использования шпуров, причем последний берут ориентировочно 0,8.

4) Следующим шагом проектирования является определение удельного расхода шпуров (детонаторов) по формуле (15-4), на основе чего определяется число шпуров.

5) На основе полученных параметров составляется схема расположения зарядов.

6) Второй этап проектирования буровзрывных работ заключается в оценке качественных параметров отбитой горной массы. В первую очередь определяется средневзвешенная теплота сгорания мелкого сланца по формуле, приведенной в табл. 12. На основе этого и с учетом свойств ВВ определяется по формуле (13-6) теплота сгорания класса 0...25 мм или 0...30 мм в горной массе.

7) По формуле (12-9) определяется выход мелочи по объему и по (12-10) выход по массе. При этом объемная масса как мелочи, так и вынимаемого массива берется на основе теплоты сгорания из таблицы, изложенной в приложении 3.

8) Выбирается допустимая вероятность нарушения очередности взрывов P_H . При подвигании забоя до 2,0 м берут $P_H = 0,1 \dots 0,01$, для подвиганий забоя 2,0 м и более $P_H \leq 0,01$.

9) По формуле (14-3) определяется максимально возможный выход кусков крупнее 0,7 м.

10) Третьим этапом проектирования взрывной отбойки является расчет схемы воспламенения. Расчет взрывной цепи при электроваривании рассматривается в учебниках^и справочниках взрывного дела, поэтому далее излагается только методика определения длин зажига-тельных трубок при огневом взрывании.

Первой операцией является при этом выбор максимальной длины зажига-тельных трубок λ_{max} .

11) Определяется минимально допустимая длина зажига-тельных трубок:

а) по времени сгорания

$$\lambda_{min} \geq 1.1(\tau_0 + N_{0.3} \tau_{z.max}) \bar{v}_{ow}, \text{ см},$$

где коэффициент 1,1 учитывает разброс скорости горения огнепроводного шнура на уровне надежности 0,99;

τ_0 - время для отхода взрывников на безопасное расстояние, обычно $\tau_0 = 60$ сек; $N_{0.3}$ - общее число зажигания; $\tau_{z.max}$ - максимальная продолжительность одного зажигания, 5...6 сек; $\bar{v}_{ow}$ - средняя скорость горения огнепроводного шнура - 0,929 см/сек.

б) по условиям группирования - с таким расчетом, чтобы концы зажига-тельных трубок свободно достигали зажига-тельные патрончики.

Окончательно за λ_{min} берут большую из полученных величин.

12) Определяется необходимая разница в длинах зажига-тельных трубок различных ступеней замедления (λ_p) по формуле (14-1). При этом E_z выбирается из табл. 21 соответственно ρ_n , определенной в п.8 данной методики.

13 Определяется число ступеней замедления:

$$N_c = \frac{\lambda_{\max} - \lambda_{\min}}{\lambda_p} + 1$$

14) Определяются длины зажигающих трудок всей ступеней замедления:

$$\lambda_i = \lambda_{\max} - (N_c - i) \lambda_p$$

где: i - порядковый номер ступени замедления.

15 Проверяется соответствие:

$$\lambda(1) \geq \lambda_{\min}$$

Последним этапом проектирования является графическое оформление паспорта буровзрывных работ.

Вышеизложенная методика представляет из себя прямой путь определения параметров отбойки. Существует еще обратный путь, при котором исходными данными являются качественные показатели товарного сланца (минимально допустимая теплота сгорания энергетического сланца и вероятность его брака, выход энергетического сланца, теплота сгорания технологического сланца и пр.).

Покажем при помощи конкретного примера, как осуществляется определение оптимальных параметров буровзрывных работ, исходя из качественных показателей товарного сланца.

На основе перспективных планов шахт треста "Эстон-сланец" и основных потребителей технологического сланца можно предполагать, что выход сланца II класса должен составлять при камерной системе разработки 50 % от всей добычи шахты. Допустим, что шахта реализует технологический сланец при теплоте сгорания 15,1 Мдж/кг (3600 ккал/кг). Минимально допустимым пределом теплоты

сгорания энергетического сланца является 11,7 Мдж/кг (2800 ккал/кг). Известно, что теплота сгорания энергетического сланца, реализуемого шахтой, колеблется в довольно широких пределах. Чтобы гарантировать вероятность брака энергетического сланца (теплота сгорания ниже 11,7 Мдж/кг) не более 0,04, необходимо иметь среднюю теплоту сгорания III класса не ниже 12,0 Мдж/кг (2870 ккал/кг). Запас теплоты сгорания, в зависимости от вероятности брака для энергетического сланца представлен в нижеследующей таблице:

Таблица 23.

Частота брака	Вероятность брака	Запас, Мдж/кг
Раз в неделю	0,167	0,17
Раз в месяц	0,040	0,29
Раз в квартал	0,013	0,38
Раз в год	0,003	0,46

Данные выведены на основе работы шахты 10 треста "Эстонсланец" в течение 6 месяцев (октябрь 1965... ... март 1966).

На основе вышеизложенных данных можно определить выхода отдельных продуктов от исходной горной массы. Для этого решаем систему уравнений.

$$\begin{cases} Q_{II} \delta_{II}^c + Q_{III} \delta_{III}^c + Q_{IV} \delta_{IV}^c = Q_B \\ \delta_{II}^c + \delta_{III}^c + \delta_{IV}^c = 1 \end{cases}$$

где Q_{II} ; Q_{III} и Q_{IV} - теплоты сгорания и δ_{II}^c ; δ_{III}^c и δ_{IV}^c - выхода по сухой массе, соответственно II и III классов и породы; Q_B - теплота сгорания вынимаемого массива.

Результаты опытных работ, изложенные в приложении 2 свидетельствуют, что при вынимаемой мощности 3,4 м теплота сгорания класса 0...25 в горной массе не составляет выше 11,7 Мдж/кг, поэтому следует горные работы при камерной системе разработки вести при вынимаемой мощности 2,8 м. При этом $Q_B = 9,2$ Мдж/кг (2,2 Мкал/кг).

Учитывая, что Q_n составляет 2,1 Мдж/кг (500 ккал/кг), получим в результате расчетов, что $\delta_n^c = 0,311$, $\delta_m^c = 0,311$ и $\delta_n^c = 0,378$. Переход от выходов по сухой массе на выхода при естественной влажности осуществляется по формуле:

$$\delta = \frac{\delta^c}{(1-v) \sum \frac{\delta^c}{1-v}}$$

где: v - содержание влаги отдельных классов.

Принимаем, что $v_n = v_m = 0,12$ и $v_n = 0,06$. В таком случае $\delta_n = 0,318$, $\delta_m = 0,318$ и $\delta_n = 0,364$.

Для определения теплоты сгорания и выхода мелочи в камерном блоке необходимо решить систему уравнений.

$$\begin{cases} \delta_m Q_m = Q_k \delta_k + Q_T \delta_T + Q_A \delta_A + Q_{ш} \delta_{ш} + Q_{ко} \delta_{ко} \\ \delta_m = \delta_k + \delta_T + \delta_A + \delta_{ш} + \delta_{ко} \end{cases}$$

где Q_k - теплота сгорания мелочи в камерном блоке;
 $Q_T, Q_A, Q_{ко}$ - теплоты сгорания мелочи, образованной при транспорте, дроблении и при обогащении; $Q_{ш}$ - теплота сгорания шламов; $\delta_k, \delta_T, \delta_A, \delta_{ш}$ и $\delta_{ко}$ - соответствующие выхода мелочи. На основе опытных работ установлено, что $Q_T = Q_k$; $Q_A = 8,4$ Мдж/кг, $Q_{ко} = 15,0$ Мдж/кг; $Q_{ш} = 12,6$ Мдж/кг; $\delta_A = 0,035$; $\delta_{ш} = 0,02$; $\delta_{ко} = 0,01$. Для определения δ_T используем следующее эмпирическое правило: при каждом падении горной массы с высоты 0,5...2,0 м прибавляется 0,5...2,0 % мелочи.

Решая данную систему уравнений, получим, что теплота сгорания класса 0...25 мм в горной массе должна составлять 12,4 Мдж/кг (2950 ккал/кг) и выход его $\gamma_{25} = \gamma_{25 \cdot M} = 0,198$. Определенная величина является выходом по массе, которую следует перевести выходом по объему:

$$\gamma_{25} = \frac{\rho_{об \cdot B}}{\rho_{об \cdot 25}} \gamma_{25 \cdot M},$$

где $\rho_{об \cdot B}$ - объемная масса вынимаемого массива; $\rho_{об \cdot 25}$ - объемная масса класса 0...25 мм. Объемные массы приведены в приложении 3. Соответственно $Q_B = 9,2$ Мдж/кг получим $\rho_{об \cdot B} = 1,59 \cdot 10^3$ кг/м³ и $Q_K = 12,4$ Мдж/кг, $\rho_{об \cdot 25} = 1,45 \cdot 10^3$ кг/м³. В результате расчетов получим $\gamma_{25} = 0,217$.

Из рис. 15 следует, что такой выход класса 0...25 мм достигается при удельном расходе 0,46 кг/м³. На основе материала § 15 известно, что для столь значительного уменьшения удельного расхода ВВ необходимо провести взрывную отбойку в условиях двух обнаженных поверхностей. При применении машинного вруба выход мелочи увеличивается за счет штаба, выход которого при вынимаемой мощности 2,8 м составляет 5 % от горной массы. Поэтому выход класса 0...25 мм, образованного в результате взрывных работ должен составлять не более 0,178. Обращаясь к рис. 15, увидим, что в таком случае удельный расход ВВ составляет 0,38 кг/м³.

Дальнейшие расчеты для определения параметров буровзрывных работ проводятся аналогично методике, изложенной в начале данного параграфа: выбирается подвигание забоя, определяется глубина бурения, удельный расход шпуров, общий заряд и число шпуров. При составлении схемы расположения зарядов проверяется, действительно ли соответствие: $Q_{25} \geq Q_K$, причем наилучшей схемой расположения зарядов является, при которой $Q_{25} = Q_K$.

Представленная выше методика определения параметров буровзрывных работ в зависимости от качественных показателей добычи шахты несколько упрощена - не учтены потери в отработанном пространстве, различное содержание влаги технологического и энергетического сланца, а также отдельных компонентов последнего. Не рассматривались влияние метода обогащения и динамика качества технологического сланца. Но несмотря на это, из вышеизложенного становится ясно, что существенное улучшение качества товарного сланца при камерной выемке, диктуемое требованиями народного хозяйства, возможно только в результате значительного уменьшения расхода энергии на отбойку горючих сланцев.

Для решения этого вопроса есть два пути - внедрение скважинного метода отбойки, позволяющего уменьшить удельный расход ВВ до $0,55 \text{ кг/м}^3$ и применение в очистных камерах машинных врубов, при которых удельный расход ВВ составляет примерно $0,4 \text{ кг/м}^3$. Целесообразность того или другого варианта зависит от целого ряда условий, куда относятся требования потребителей сланца, метод обогащения, наличие механизмов и пр.

§ 16. Экономическая эффективность повышения качества горючего сланца буровзрывными работами.

Проведенными исследованиями доказано, что улучшение качественных показателей горючего сланца путем изменения условий взрывной отбойки вполне возможно. Как следует из § 13, для повышения качества энергетического сланца необходимо провести отбойку при неполной вынимаемой мощности, оставляя часть пачки Е, имеющую невысокую теплоту сгорания. Повышение теплоты сгорания энергетического сланца возможно еще более интенсивным разрушением пачек сланца В и Е, а также применением менее мощных ВВ. Значительное уменьшение выхода мелочи, а следовательно и увеличение выхода технологического сланца, достигается при существенном уменьшении удельного расхода ВВ, что возможно при применении машинного вруба или скважинного метода отбойки.

Естественно возникает вопрос, окупаются ли увеличение потерь и снижение выхода сланца за цикл при уменьшении вынимаемой мощности повышением теплоты сгорания энергетического сланца. Также могут иметь место сомнения, целесообразно ли применять дорогостоящие врубовые машины и бурильные установки.

Предварительная экономическая оценка эффективности мероприятий, обеспечивающих улучшение качества товарного сланца проведена лабораторией экономического анализа Института сланцев [Отчет ИС, 1965]. В этой работе технико-экономическому анализу подвергались различные варианты шпуровой отбойки при двух вынимаемых мощностях - 3,4 и 2,8...2,9 м. Исходные данные для анализа были приняты на основе результа-

тов наших опытных работ с I по IV серии. Выходы технологического и энергетического сланца были определены расчетным путем применительно к условиям шахты 10, по изложенной в § 15 методике. Соответствие расчетных и действительных показателей качества товарного сланца было удовлетворительным.

В рамках экономического анализа определены для всех вариантов отбойки себестоимости товарного сланца по всем видам затрат - заработная плата, материалы, амортизационные отчисления и электроэнергия (табл.24). С другой стороны, для всех вариантов была определена средневзвешенная оптовая цена товарного продукта, зависящая от выходов и теплот сгорания отдельных видов сланца. Критерием эффективности варианта отбойки являлся результат реализации (убыток или прибыль), т.е. разница оптовой цены и коммерческой себестоимости товарного сланца (табл.25). Для получения коммерческой себестоимости учитывали общересторовские расходы, принятые на основании фактических данных 0,14 руб/т.

Экономическим анализом установлено, что камерная система разработки горючих сланцев при вынимаемой мощности 3,4 м экономически не выгодна. При применении паспорта буровзрывных работ, при котором интенсивно разрушаются пачки В и В, достигается повышение теплоты сгорания класса 0...25 мм, в результате чего увеличивается оптовая цена на энергетический сланец, однако, несмотря на это все же шахта оказывается убыточной.

В результате перехода шахты на вынимаемую мощность 2,8...2,9 м повышается выход товарного продукта из 1 м³ горной массы, благодаря чему несколько снижается себестоимость горючего сланца. Более значительно при этом, ввиду повышения теплоты сгорания III класса,

В а р и а н т ы

Наименование затрат	В а р и а н т ы				Вынимаемая мощность 2,8...2,9м
	Вынимаемая мощность 3,4 м	Варьной Вруб по пачке С	Варьной Вруб по пачке В	Варьной Вруб по пачкам В и С	
Заработная плата	0,483	0,493	0,504	0,455	0,456
Материалы	0,389	0,400	0,408	0,416	0,397
Амортизация	0,284	0,289	0,285	0,264	0,251
Электроэнергия	0,101	0,103	0,105	0,091	0,093
В С Е Г О	1,26	1,29	1,31	1,21	1,20
Общешахтная себестоимость	3,10	3,13	3,15	3,05	3,04

увеличивается оптовая цена на энергетический сланец и шахта становится рентабельной.

Предварительный экономический анализ был проведен в ценах, существующих до 1 июля 1967 года.

Следующий этап экономического анализа - сравнение различных вариантов взрывной отбойки при вынимаемой мощности 2,8...2,9 м, был проведен совместно с группой экономики конструкторско-технологического отдела треста "Эстонсланец". Анализ проведен с учетом стоимости материалов, электроэнергии и машин, введенных с 1 июля 1967 года. Основные показатели сравниваемых вариантов отбойки приведены в табл.26. Экономический анализ произведен по всем элементам затрат. Базисным (шахтным) вариантом является вариант 1 (см.табл.26). Себестоимость определена для всех вариантов, кроме метода взрывания поперечными скважинами (вариант 7), для которого нет исходных данных.

При определении комплексной нормы учли, что при применении предохранительного аммонита ПДВ-20 /вариант 5) необходимо применять шпуров несколько увеличенного диаметра (46 мм), что снижает производительность бурения. Норма бурения скважинного вруба с машиной СБМ-3у определена исследованием Института сланцев [Отчет ИС, 1964]. Ввиду того, что отечественная промышленность не выпускает врубовых машин для коротких забоев, норма зарубки, амортизация и расходы электроэнергии при варианте 2 определены для врубовой машины фирмы "Джой" тип 15RU, стоимость которой вместе с транспортными расходами составляет 36 тыс.рублей.

При сравнении различных вариантов отбойки за основу принималась фактическая себестоимость товарного сланца по шахте 10 за III квартал 1967 года - 3,05 руб/т. Оптовая цена определялась как по старым, так и по новым ценам на горючий сланец. Себестоимость,

Таблица 26.

Исходные данные для экономического сравнения различных вариантов отбойки

№ пп	Тип ВВ	Глубина бурения, м	Подвигание забоя, м	Общее количество ВВ, кг	Число спуров (скважин)	Показатели товарного сланца				
						Выход класса 0...25 мм, %	Выход класса 25...125 мм, %	Теплота сгорания класса 0...25 мм, ккал/кг	Выход шлама, %	Производительность пласта, т/м ²
1.	Взрывной вруб по пачке С	2,0	1,60	35,4	43	58,7	38,2	2830	3,1	3,29
2.	Машинный вруб	2,0	1,72	20,0	32	51,7	45,0	2940	3,3	3,15
3.	Скважинный вруб	2,0	1,68	34,2	43	56,7	40,2	2810	3,1	3,28
4.	Взрывной вруб по пачке В	2,0	1,60	37,2	45	58,0	38,8	2950	3,2	3,22
5.	" "	2,0	1,60	42,3	45	57,3	39,5	2930	3,2	3,21
6.	" "	2,0	1,72	33,0	41	57,9	38,9	2890	3,2	3,24
7.	Метод ВПС	13,5	1,10	19,0	3	51,0	45,8	2800	3,1	3,23

Примечания: Вынимаемая мощность - 2,85 м.

Примечания:

Вынимаемая мощность - 2,85 м;

Ширина камеры - 10 м

Расход детонирующего шнура на ступень взрывания при применении варианта ВПС - 50 м

Длина зажигательных трубок - 2,45 м

Теплота сгорания класса 25...125 мм - 3,60 Мкал/кг

Теплота сгорания шлама - 3,0 Мкал/кг

цена товарного сланца, прибыль и экономический эффект по всем вариантам представлены в табл.27.

Как видно из упомянутой таблицы, наиболее экономичным является вариант отбойки с применением машинного вруба. Хорошие показатели имеет также схема расположения зарядов, при которой взрывной вруб располагается в пачке В и заряды из пачки D переведены в пачку Е (варианты 4 и 5). При этом тип применяемого ВВ - аммонит 6 АВ или предохранительный аммонит ПХВ-20 - не имеет существенного влияния на экономику шахты. Самые низкие показатели имеют вариант 1, паспорт буровзрывных работ с применением скважинного вруба, а также отбойка с применением детонита 10А.

Как следует из табл. 27, средневзвешенная оптовая цена товарного сланца при применении метода взрывания поперечными скважинами существенно не отличается от оптовой цены, достигнутой при наилучших паспортах буровзрывных работ со шпуровой отбойкой без машинного вруба.

Однако, кроме прибыли отдельных вариантов отбойки, необходимо иметь в виду еще условия реализации горючего сланца. Варианты 4 и 5 (взрывной вруб по пачке В), несмотря на высокую рентабельность, не могут быть рекомендованы к широкому внедрению, так как они не способствуют увеличению выхода технологического сланца, на который имеется большой спрос. Метод взрывания поперечными скважинами обладает наибольшим выходом технологического сланца, однако при этом энергетический сланец, ввиду низкой теплоты сгорания, не соответствует существующим государственным стандартам. Таким образом, самым эффективным при камерной системе разработки, как с точки зрения рентабельности, так и условий реализации горючего сланца является шпуровая отбойка с машинным врубом. В связи с этим руководством треста "Астонсланец" было принято решение провести промышленные испытания отечественной самоходной врубовой машины типа МВС-1, разработанной институтом "Пермгидрогормаш". Целью испытаний является выявление возможности применения данной машины на сланцевых шахтах (Приложение 6).

Экономическое сравнение различных вариантов отбойки,
в рублях на тонну добычи

	В	а	р	и	з	н	т	ы	1. Взрыв- ной взруб по пачке С	2. Машин- ный взруб по пачке А	3. Сквоз- ной взруб по пачкам В и С	4. Взрыв- ной взруб по пачке В, аммонит СДВ	5. Взрыв- ной взруб по пачке В, аммонит ПДВ-20	6. Взрыв- ной взруб по пачке В, дето- нит 10А	7. Метод взрыва- ния по- переч- ными скважи- нами
Общая стоимость товар- ного сланца									3,05	3,03	3,06	3,09	3,11	3,16	-
Коммерческая себестоимость товар- ного сланца									3,19	3,17	3,20	3,23	3,25	3,30	-
Оптовая цена товарного сланца									3,92	4,10	3,92	4,02	4,03	3,98	4,01
Прибыль									0,73	0,93	0,72	0,79	0,78	0,68	-
Дополнительные годовые удельные капитальные затраты									0	0,36	0,04	0	0	0	-
Экономический эффект при коэффи- циенте эффективности 0,2									0	-0,05	-0,03	-0,04	-0,06	-0,11	-
Экономический эффект с учетом экономии от повышения качества продукции									0	0,13	-0,03	0,06	0,05	-0,05	-
Дополнительные годовые удельные капитальные затраты = дополнительные капитальные затраты, руб годовая производительность, тонн															
Экономический эффект = снижение себестоимости - 0,2 x удельные капитальные затраты, руб/т															
Экономический эффект с учетом повышения качества продукции = повышение оптовой цены + экономический эффект, руб/т															

4) По перевернутой
зарядке

§ 17. Основные выводы и рекомендации по диссертационной работе

1. В результате имеющихся теоретических и экспериментальных исследований показано, что при исследованиях процесса разрушения слоистых разнородных пород, на современном этапе, наряду с теорией напряжений, целесообразно применять энергетическую теорию процесса разрушения горных пород действием взрыва.
2. Разрушение разнородных слоистых пород представляет собой сложное явление, исследование которого затрудняется ввиду недостаточной изученности физико-механических свойств анизотропных горных пород. Составление всеобъемлющей математической модели процесса в настоящее время не представляется возможным. Поэтому на современном уровне изученности вопроса целесообразно применить статистические методы исследования.
3. Анализом технико-экономических условий добычи горючих сланцев в Прибалтийском сланцевом бассейне установлено, что в целях повышения рентабельности сланцевых шахт необходимо разработать методы регулирования выхода и теплоты сгорания энергетического сланца условиями отбойки.
4. Электронно-акустическим методом определены акустические жесткости и основные упругие постоянные пород пласта в условиях Востонского месторождения горючих сланцев.
5. Существенное различие в упругих постоянных пород пласта приводит к значительному поглощению энергии взрыва в пачках сланца. Расчетным путем установлено, что от всей энергии, переданной взрывом сланцевому массиву на дробление в ближней зоне (на 3...7 радиуса

заряда) расходуется примерно 70 %. В тех пачках сланца, где располагаются заряды ВВ, расходуется около 90 % всей энергии взрыва, переданной массиву.

6. На сланцевых шахтах Прибалтийского бассейна кусковатость горной массы, отбитой шпуровыми зарядами, расположенными в пачках сланца, описывается в части крупности $10^{-5} \dots 10^{-1}$ м уравнением Андреева-Годэна:

$$y = A\chi^n$$

где y - выход снизу в долях единицы, χ - отверстие сита, м.

7. Корреляционным анализом данных экспериментальных работ установлено, что теплота сгорания мелких классов зависит от теплоты сгорания вынимаемого массива и от схемы расположения зарядов. Выход мелочи зависит, главным образом, от удельного расхода ВВ. Все остальные факторы - тип ВВ, подвигание забоя, забойка и пр. не имеют существенного влияния на качество горной массы.

8. Развитием уравнения Андреева-Годэна и применением гипотезы Риттингера показано, что расход потенциальной энергии ВВ на 1 м^2 вновь образованной поверхности составляет без учета коэффициента формы кусков около $0,4 \text{ ккал/м}^2$.

9. В результате теоретических исследований и статистического анализа экспериментальных данных выведены формулы:

а) для определения выхода класса $0 \dots \chi_m$:

$$y_m = 16,2 \bar{s}_w \left(\frac{1}{n} - 1 \right) \text{antil}g(c, n);$$

б) для определения удельной вновь образованной поверхности (без учета коэффициента формы кусков):

$$\bar{S}_m = -2,9 + 12,9q - 6,4q^2, \quad 10^3 \text{ м}^2/\text{м}^3;$$

г) для определения параметра n уравнения Андреева-Годэна:

$$n = \frac{0,053}{q - 0,180} + 0,443,$$

где q - удельный расход ВВ, кг/м³, c_q - постоянная, зависящая от класса крупности.

10. Исследованием распределения потенциального тепла горючего сланца между отдельными классами крупности установлено, что кривая теплоты сгорания подрешетного продукта горной массы описывается функцией:

$$Q = (Q_0 - Q_B) e^{-c_{10}\chi} + Q_B,$$

где Q_0 - параметр, зависящий от теплоты сгорания и разрушаемости отдельных пачек сланца, схемы расположения зарядов и типа ВВ; Q_B - теплота сгорания вынимаемого массива; χ - отверстие сита, м; $c_{10} = 9,5$ - коэффициент пропорциональности.

11. Выведена формула для определения теплоты сгорания класса $0 \dots \chi_m$:

$$Q_m = c_m Q_0 + (1 + c_m) Q_B,$$

где $c_m = \exp(c_{10}\chi_m)$.

12. В результате исследования вопроса обеспечения заданной очередности взрывов при огневом взрыве

вании, установлена зависимость между выходом негабаритных кусков и вероятностью нарушения очередности взрывов.

13. Разработана методика расчета рациональных параметров буровзрывных работ для сланцевых шахт Прибалтийского бассейна:

а) на основе эмпирических формул, выведенных регрессионным анализом;

б) на основе качественных показателей товарного сланца.

14. Опытными работами и последующим экономическим анализом установлено, что камерная система разработки горючих сланцев при вынимаемой мощности 3,4 м экономически невыгодна.

15. Доказано, что самым рациональным мероприятием уменьшения выхода энергетического сланца является снижение затрат энергии на разрушение пород пласта, что возможно осуществить применением в очистных камерах машинных врубов или скважинного метода отбойки.

16. Для улучшения рентабельности сланцевых шахт рекомендуются паспорта буровзрывных работ, при которых взрывной вруб располагается в пачке В и заряды из пачки Д переведены в пачку Е. В результате применения паспортов такого типа достигается высокая теплота сгорания энергетического сланца (в условиях шахты 10 в среднем 12,4 Мдж/кг), однако при этом нельзя ожидать увеличения выхода технологического сланца, на который имеется большой спрос.

17. Максимальный экономический эффект /0,13 руб/т/ ожидается при применении машинных врубов в очистных камерах, что приводит к уменьшению удельного расхода ВВ примерно на два раза, к снижению выхода энергетического сланга на 6...7 % и к повышению его теплоты сгорания до 12,3 Мдж/кг.

18. Внедрение указанных выше рекомендаций на шахтах с камерной системой разработки позволяет увеличить прибыль с 0,73 руб. до 0,78...0,93 руб на тонну товарного сланца.

Литература.

- АЛЛИК А.М. Упорядочение буровзрывных работ на эстонских сланцевых шахтах. Сб. "Взрывное дело" 44/1. М. Госгортехиздат. 1960.
- АЛЛИК А.М. Штанговая крепь на сланцевых шахтах, Л. "Недра, 1964.
- АНДРЕЕВ С.Е., ЗВЕРЕВИЧ В.В., ПЕРОВ В.А., Дробление измельчение и грохочение полевых ископаемых. М. Недра, 1966.
- АРЛЕЙ Н., БУХ Н.Р. Введение в теорию вероятностей и математическую статистику. М. и Л., 1951
- БАКИНОВ Г., БЕЗКАРАВАЙНЫЙ В. Об устойчивости междокамерных целиков. Сланцевая и химическая промышленность № 3. Таллин, 1964 г
- БАРОН Л.И. Показатель удельного расхода ВВ как критерий взрывной отбойки. Сб. Физико-механические свойства, давление и разрушение горных пород. Выпуск 1. М. Изд-во АН СССР, 1962.
- БАУКОВ С.С. Закономерности вещественного состава горючего сланца Прибалтийского сланцевого бассейна. Тр. Инст. геологии АН СССР. П. Таллин, 1958.
- БАУМ Ф.А., СТАНЮКОВИЧ К.П., ЛЕХТЕР Б.И. Физика взрыва. М. Физматгиз. 1959.
- БЕЗУХОВ Н.И. Основы теории упругости, пластичности и ползучести. М. Изд-во "Высшая школа". 1961.

- БОРОВИКОВ В.А., КАРПУНОВ Е.Т., ТРЕТЬЯКОВ Ю.К.
Совершенствование буровзрывных работ
при отбойке сланца в лавах-камерах.
Сб. Взрывное дело 54/11. М. Недра, 1964.
- БРЕХОВСКИХ Л.М. Волны в слоистых средах. М. Изд-во
АН СССР, 1957.
- ВЛАСОВ О.Е. Основы теории действия взрыва. М.
Изд-во ВИА, 1957.
- ГАЙДЕНРАЙХ Г. Оценка промышленных результатов обо-
гащения полезных ископаемых. М. Гос-
гортехиздат, 1964.
- ГЕВОНДЯН Т.А., КИСЕЛЁВ Л.Т. Приборы для измерения и
регистрации колебаний. М. Машигиз, 1962.
- ГРОСБЕРГ Т.Т. Разрушение горных пород. Учебное по-
собие для заочных групп повышения
квалификации руководящих инженерно-
технических работников по специали-
зации горные машины. Л. ЛГИ, 1964.
- ГУРЕВИЧ И.И. Сейсмическая разведка. М. Гостоптех-
издат, 1960.
- ИВАНОВ В.С. Исследование влияния диаметра заряда
на эффективность взрыва в слоистой
среде. Сб. Взрывное дело 53/10. М. Гос-
гортехиздат, 1963.
- КАМКЕ Э. Справочник по обыкновенным дифферен-
циальным уравнениям. М. Наука, 1965.

- КИРХБЕРГ Обогащение полезных ископаемых.
М.Госгортехиздат, 1960.
- КОЛМОГОРОВ А.Н. О логарифмически-нормальном законе
распределения частиц при дроблении.
Докл. АН СССР т.31 № 2, 1941.
- КОЛЬСКИЙ Г. Волны напряжения в твердых телах.
М.И.Л., 1955.
- КРЫЛОВ Н.А. Электронно-акустические и радио-
метрические методы испытания мате-
риалов и конструкций. Л.М.Госстрой-
издат, 1963.
- КСЕНОФОНТОВА А.И., БУРЧАКОВ А.С. Теория и практика
борьбы с пылью в угольных шахтах.
М.Недра, 1965.
- МАШУКОВ В.И. Исследование параметров буровзрыв-
ных работ при камерной системе раз-
работки сланцевых месторождений.
Автореф.дис.К.Т.Н. Л.Ртн ЛГИ, 1963.
- МАШУКОВ В.И. Отбойка горючих сланцев скважинными
зарядами при камерной системе раз-
работки. Горючие сланцы, № 3, 1962.
- МИНДЕЛИ Э.О. Буровзрывные работы при проведении
горных выработок. М.Госгортехиздат,
1960.
- МИСНИК Ю.М., БОРОВИКОВ В.А., КАРПУНОВ Е.Т. Действие
волны напряжений в угле и сланце.
Известия ВУЗов, Горный журнал № 1,
1965.

- МОСИНЕЦ В.Н. Энергетические и корреляционные связи процесса разрушения пород взрывом. Фрунзе. Изд-во АН Кирг. ССР, 1963.
- ПЕТРАШЕНЬ Г.И. Распространение упругих волн в слоистых-изотропных средах разделенных параллельными плоскостями. Уч. зап. ЛГУ, вып. 26 № 162, 1962.
- ПОГОСОВ А.М. Методика определения измелечаемости и крепости горных пород. Сборник "Сопротивляемость горных пород разрушению при добывании". М. Изд-во АН СССР, 1962.
- ПОКРОВСКИЙ Г.И., ФЕДОРОВ И.С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. М. Промстройиздат, 1957.
- ПРОТОДЬЯКОВ М.М., ЧИРКОВ С.Е. Трещиноватость и прочность горных пород в массиве. Наука, М. 1964.
- РАТНИКОВ Е.Ф. Исследование энергетических законов разрушения горных пород. Известия ВУЗов. Горный журнал, 1958.
- РЕЙНСАЛУ Э. Пути совершенствования буровзрывных работ при камерной системе разработки. Сб. Химия и технология горючих сланцев и продуктов их переработки. Л. Недра, 1964. (Тр. Ин-та сланцев, выпуск 13).

- РЕЙНСАЛУ Э.Я. О минимально допустимых расстояниях между зарядами для условий эстонских сланцевых шахт. Сб. Труды по горному делу, II, Таллин, 1965. (Тр. Таллинского политехнического института, серия А № 221) .
- РЕЙНСАЛУ Э.Я. , ТЕРЕЩЕНКО Б.А. Об очередности при огневом взрывании. Сб. Добыча и переработка горючих сланцев. Л. Недра, 1965 (Тр. Ин-та сланцев, выпуск 14) .
- РЕЙНСАЛУ Э.Я. К вопросу оценки кусковатости горной массы. Сб. Добыча и переработка горючих сланцев. Л. Недра, 1966. (Тр. Ин-та сланцев, выпуск 15) .
- РЕЙНХАРДТ Д. Действие волн напряжений в горных породах. Сб. Разрушение и механика горных пород. М. Госгортехиздат, 1962.
- РЕЙНХАРДТ Д. , СМИТ Р. Распространение радиальных трещин, вызванных импульсной нагрузкой, через поверхность раздела. Прикладная механика № 2, 1962. (Русский перевод) .
- РОДИОНОВ В.Н. К вопросу о повышении эффективности взрыва в твердой среде. М. Изд-во ИТД им. Скопинского, 1962.

СЛЕЗНЕВ Н.И., ЖАРКОВ С.Н. Результаты исследования горного давления на шахтах эстонского месторождения сланцев. Технический бюллетень № 5, Эст.ССР НТГО, Йыхви, 1959.

СИТС Х. К определению параметров пласта Эстонского месторождения горючих сланцев. Сб.Химия и технология горючих сланцев и продуктов их переработки. Л.Недра.1964. (Тр.Ин-та сланцев, выпуск 13)

ТИРО А.И., ДЫКОВ О.В., ЛААГЕР В.М., ТАССО Л.А. Исследование зависимости мощности привода рабочих органов погрузочных машин с подгребающими лапами от технической производительности. Сб.Добыча и переработка горючих сланцев. Л.Недра,1965. (Тр.Ин-та сланцев, выпуск 14).

ФЕОКТИСТОВ Г. Электрическая заряженность частиц сланцевой пыли. Сланцевая и химическая промышленность № 5, 1964.

ХАНУКАЕВ А.Н., ДОЛГОВ К.А. О затратах энергии в ближней зоне взрыва. Сб.Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых, вып.1. Л.Недра, 1966. (Записки ЛГИ, том I II)

ХАНУКАЕВ А.Н. О физической сущности процесса разрушения горных пород взрывом. Сб.Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва. М.Изд-во АН СССР, 1958.

ХАНУКАЕВ А.Н.

Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом. М. Госгортехиздат. 1962.

ХАЛИН И.

Упругие модули неоднородных материалов. Прикладная механика № 1-962 (Русский перевод), 1962

Отчеты научно-исследовательских работ из библиофонда треста "Эстонсланец" и Института сланцев:

Ленинградский горный институт (ЛГИ) Отчет по теме № 187 "Разработка мероприятий по снижению выхода сланцевой мелочи при добыче горючего сланца на рудниках "Эстонсланец", 1949, 1950.

Союзвзрывпром. Технический отчет по теме № 560 "Опытное применение электрического взрывания в шахтах комбината "Эстонсланец", 1952 г.

Ленинградский горный институт. Отчет по теме № 315. "Составление паспортов буровзрывных работ, обеспечивающих минимальный выход сланцевой мелочи в очистных и подготовительных работах на шахтах комбината "Эстонсланец" и треста "Ленинградсланец", 1953.

Ленинградский горный институт. Отчет по теме "Внедрение на шахте 2 комбината "Эстонсланец" метода ведения буровзрывных работ сосредоточенными зарядами с применением механического расширителя шпуров в целях повышения скорости подвигания забоя подготовительных выработок", 1953.

Донуги. Отчет по разработке и внедрению типовых паспортов буровзрывных работ и внедрению малоплотных ВВ с целью получения минимального выхода сланцевой мелочи и негабаритов в очистных забоях шахты № 8 комбината "Эстонсланец", 1955.

Институт сланцев СНХ ЭССР (ИС). Мероприятия по улучшению состояния проведения подготовительных выработок на сланцевых шахтах ЭССР, 1960 г.

Институт сланцев. Отчет по теме № 3. "Промышленные испытания камерной системы разработки на сланцевых шахтах треста "Эстонсланец", 1960г.

Институт сланцев. Отчет по теме № 1 "Совершенствование технологии добычи сланца при применении системы разработки короткими механизированными забоями", 1961г.

Институт сланцев. Отчет по теме № 1: "Усовершенствование системы разработки короткими механизированными забоями". Раздел II, 1963г.

Институт сланцев. Отчет по теме № 1: "Усовершенствование системы разработки короткими механизированными забоями с валовой выемкой и механического обогащения на сланцевых шахтах" Раздел III, 1964 г.,
Раздел IV, 1965 г.

- ATTEWELL P.B. Response of Rocks to High Velocity Impact. Bulletin of the Institution of Mining and Metallurgy. Sept.1962.Nr.670-
- EVANS I. The size distribution of run-of-mine coal. Part.I. "Colliery Engineering", 1962,39 Nr. 465.
- HINO K. Schock wave theory of blasting with cylindrical charge. Journ. of the industr. explosives society. Japan. V.18 N 1.1957, V.18 N 2 1957.
- KICK F. Das Gesetz der proportionalen Widerstände und seine Anwendungen. Leipzig. Verlag Arthur Felix, 1885.
- KIEßKALT S. MATZ G. Zur Ermittlung der spezifischen Oberfläche von Konverteilungen. VDI - Zeitschrift Bd: 93 Nr. 3 Januar 1951.
- KONNERTH K. Neue Erkenntnisse zur Rationalisierung und Überwahrung der Schießarbeit beim Gesteinsstreckenvortrieb. Glückauf 11/12. 1958.
- OTTO G. Untersuchungen zur Verbesserung der elektrischen Zündung durch Minderung der Versagerhäufigkeit, insbesondere im Kalibergbau, und Einführung der Millisekundenzündung. Freiburger Forschungshefte AS 3. Berlin.Ak.Verlag, 1956.
- Riigi Põlevkivitõustus. Kogumik. Tallinn. Riigi Põlevkivitõustuse Kirjastus. 1933.
- RITTINGER P. RITTER V. Lehrbuch der Aufbereitungskunde. Berlin. Verlag Ernst und Korn. 1867.
- Woschni E.G. Meßdynamik. Leipzig. S.Hirzel Verlag. 1964.

Параметры опытных

Серия, № опы- та	Год, число, месяц	Число шнуров и величины зарядов /кг/ по пачкам						
		A	B	C	D	E	F	
1	2	3	4	5	6	7	8	
I - 1	1965 26.04	8x0,6... ...0,8	7x0,8 ...1,0	8x0,8	7x0,8	-	12x1,2	
2	10.05	8x0,6	7x1,0	8x0,8	7x1,0	-	12x1,2	
3	14.05	2x0,6	5x0,8 2x0,6	8x0,6	7x0,8	-	12x1,2	
5	21.05	8x0,6	7x1,0	8x0,8	7x1,0	-	12x1,2	
6	24.06	8x0,6	7x0,8	8x0,6	7x0,8	-	12x1,0	
Средние	-	-	-	-	-	-	-	
II - 1	26.05	8x0,6	17x0,8	12x1,2	7x0,8	-	9x0,8	
2	31.05	8x0,6	7x0,8	12x1,2 2x1,0	7x0,8	-	9x0,8	
3	4.06	8x0,6	7x1,0	12x1,2 2x1,0	7x0,8	-	9x1,0	
4	9.06	8x0,8	7x0,8	14x1,0	7x0,6	-	9x0,6	
5	5.07	8x0,8	7x0,6	14x1,0	7x0,8	-	9x0,6	
Средние	-	-	-	-	-	-	-	
Отдель- ный	31.08	4x0,9	2x1,5	2x1,5	4x0,6	-	4x0,9	
Отдель- ный	18.10	8x0,6	14x1,2	7x0,6	-	6x1,0	9x0,6	
III - 1	14.06	8x0,6	12x0,8	12x1,0	7x0,8	-	8x0,6	
2	17.06	8x0,6	10x1,0 2x1,2	10x1,0 2x1,2	7x0,6	-	8x0,6	
3	21.06	8x0,6	10x1,0 2x1,2	10x0,8 2x1,0	7x0,6	-	8x0,6	
4	24.06	8x0,4	12x1,0	10x0,8 2x1,0	7x0,6	-	8x0,4	
5	10.07	8x0,6	12x0,8	12x1,0	7x0,8	-	8x0,6	
Средние	-	-	-	-	-	-	-	

Параметры опытных буроварных работ 1 по XI серии

Приложение 1.

Приложение 1

Величины зарядов /кг/ по пачкам					Число	Общий	Сече-	Тип	Глу-	Глу-	Длина	Ном.	Число	Подви-	Объем	уд.	уд.	к.и.ш.
С	Д	Е	Р	Р ₁	шпу- ров	заряд	ние выра- ботки	ВВ	бина буре- ния, м	бина вруба, м	ОШ, м	заме- дан., сек	ступе- ней замедл.	гание забоя, м	отбитой горной массы, м	расход ВВ, кг/м ³	расход бурения, м/м	
5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23
8x0,8	7x0,8	-	12x1,2	8x0,8	50	46,0	33,5	6МВ	1,9	-	3,0	7,5	11	1,67	55,9	0,82	1,70	0,88
8x0,8	7x1,0	-	12x1,2	8x0,8	50	46,0	33,5	6и6МВ	1,9	-	3,0	8,2	11	1,62	54,3	0,85	1,75	0,85
8x0,6	7x0,8	-	12x1,2	8x0,6	50	39,5	33,5	6	2,0	-	3,0	8,5	10	1,45	48,6	0,82	2,06	0,72
8x0,8	7x1,0	-	12x1,2	8x0,8	50	46,0	33,5	6	1,9	-	3,0	9,0	10	1,50	50,2	0,92	1,89	0,79
8x0,6	7x0,8	-	12x1,0	8x0,6	50	37,6	33,5	6	1,8	-	3,0	7,6	11	1,57	52,6	0,72	1,74	0,85
-	-	-	-	-	50	-	33,5	-	1,9	-	3,0	-	-	1,56	52,6	0,83	1,83	0,82
12x1,2	7x0,8	-	9x0,8	8x0,8	51	46,0	33,5	6	1,9	-	3,0	8,0	9	1,55	51,9	0,89	1,87	0,82
12x1,2 2x1,0	7x0,8	-	9x0,8	8x0,8	53	46,0	33,5	6	2,0	-	3,0	8,0	9	1,60	53,6	0,86	1,95	0,81
12x1,2 2x1,0	7x0,8	-	9x1,0	8x1,0	53	49,4	33,5	6иВи 6	2,0	-	3,0	9,0	1	1,67	55,9	0,88	1,90	0,84
14x1,0	7x0,6	-	9x0,6	8x0,6	53	40,4	33,5	6	2,0	-	3,0	8,0	9	1,61	53,9	0,75	1,95	0,32
14x1,0	7x0,8	-	9x0,6	8x0,6	53	40,4	33,5	6 Десна	2,0	-	3,0	8,4	1	1,65	55,3	0,73	1,92	0,83
-	-	-	-	-	53	-	33,5	-	2,0	-	3,0	-	-	1,62	54,1	0,82	1,92	0,82
2x1,5	4x0,6	-	4x0,9	4x0,9	30	30,0	16,8	7	2,2	-	2,5	-	-	1,70	80,2	0,99	2,19	0,77
7x0,6	-	6x1,0	9x0,6	8x0,6	52	42,0	33,5	6	1,9	-	3,0	15,3	9	1,57	52,6	0,80	1,91	0,80
12x1,0	7x0,8	-	8x0,6	-	47	36,8	27	6	2,0	-	3,0	9,3	1	1,52	41,0	0,90	2,23	0,80
10x1,0 2x1,2	7x0,6	-	8x0,6	-	47	38,6	27	6Десна	2,0	-	3,0	8,0	1	1,48	39,4	0,98	2,38	0,73
10x0,8 2x1,0	7x0,6	-	8x0,6	-	47	36,2	27	6Десна	2,0	-	3,0	7,2	2	1,53	41,4	0,88	2,27	0,76
10x0,8 2x1,0	7x0,6	-	8x0,4	-	47	32,6	28	6	2,0	-	3,0	-	3	1,57	43,9	0,74	2,14	0,78
12x1,0	7x0,8	-	8x0,6	-	47	36,8	27	6Десна	1,9	-	3,0	7,0	0	1,50	40,5	0,91	2,24	0,78
-	-	-	-	-	47	-	27	-	2,0	-	3,0	-	-	1,52	41,2	0,88	2,25	0,77

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
IV - 1	20.07	8x0,6	7x0,8	9x1,0 4x1,2	6x0,8 1x1,0	-	9x0,6	-	44	35,4	27,0	6 и 6ЖВ	1,9	-	3,0	9,0	11	1,69	45
2	23.07	8x0,6	7x0,8	14x1,0	7x0,8	-	9x0,6	-	45	35,4	24,3	6	2,0	-	3,0	-	11	1,63	39
3	28.07	-"	-"	-"	-"	-	-"	-	45	35,4	24,3	6	2,0	-	3,0	7,6	11	1,32	32
4	30.07	-"	-"	-"	-"	-	-"	-	45	35,4	27,5	6	2,1	-	3,0	7,2	11	1,59	43
Средние	-	-"	-"	-"	-"	-	-"	-	45	35,4	25,8	-	2,0	-	3,0	-	11	1,56	40
У - 1	15.09	8x0,8	1x1,0	14x1,2	6x0,8 1x1,0	-	9x0,6	-	39	35,4	25,2	6	2,0	-	3,0	8	12	1,17	29
2	23.09	8x0,8	1x1,0	14x1,2	6x0,8 1x1,0	1x0,8	9x0,6	-	39	35,4	28,5	6	1,9	-	3,0	-	-	1,51	43
3	29.09	8x0,6	1x1,0	14x1,2	6x0,8 1x1,0	-	9x0,6	-	39	35,4	28,0	6	1,9	-	3,0	14,2	8	1,14	31
Средние	-	-	-	-	-	-	-	-	39	35,4	27,2	-	1,9	-	3,0	-	-	1,27	34
У - 4	4.10	7x0,6	14x1,0	14x0,6	6x0,6	-	8x0,6	-	49	35,0	25,2	6ЖВ	2,0	-	3,0	-	-	1,32	23
5	8.10	8x0,4	14x1,0	14x0,6	6x0,6 1x0,8	-	9x0,6	-	52	35,4	29,0	6	1,9	-	3,0	8,5	12	2,04	59
Средние	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,0	-	-	1,68	41
У1 - 1	25.10	9x0,6	7x0,8	14x1,0	7x0,8	-	9x0,6	-	46	35,0	29	Детонит 10А	1,9	-	3,0	8,3	11	1,61	46
2	29.10	8x0,6	1x0,8	14x1,0	7x0,8	-	9x0,6	-	39	30,6	28	-	1,9	-	3,0	-	12	1,70	49
3	3.11	8x0,6	1x0,8	13x1,0	3x0,8	4x0,8	9x0,6	-	38	29,6	26	-"	1,9	-	3,0	-	-	1,74	45
4	10.11	8x0,6	1x0,8	13x1,0	5x0,6	2x0,6	9x0,6	-	38	28,2	26	-"	1,8	-	3,0	15	7	1,67	43
5	19.11	7x0,6	1x0,8	13x1,0	5x0,6	-	9x0,6	-	35	27,2	29	-"	1,9	-	3,0	14	8	1,57	45
Средние	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,9	-	3,0	-	-	1,68	46
УП - 1	13.12	8x0,6	4x0,6 1x1,0	14x1,0	6x0,6 1x1,0	-	6x0,6	-	43	32,2	28,0	6	1,8	1,8	3,0	17,0	8	1,53	42
2	22.12	8x0,6	4x0,6 1x1,0	13x1,0	5x0,6 2x0,8	-	9x0,6	-	42	31,2	28,0	6	1,8	-"	3,0	14,2	8	1,6	45
3	1966 27.1	8x0,6	4x0,6 1x1,0	14x1,0	6x0,6 1x1,0	-	9x0,6	-	43	32,2	32,8	6ЖВ	1,8	-"	3,0	10,7	9	1,4	40
4	4.2	4x0,6 3x0,8	2x0,6 1x0,8 1x1,0	14x1,0	6x0,6 1x0,8 1x0,8	-	9x0,6	-	41	31,6	28,0	6ЖВ	1,8	-"	3,0	14,3	9	1,57	50
Средние	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	28,2	-	1,8	-	3,0	-	-	1,52	44

Продолжение приложения 1

7	18	19	20	21	22	23
11	1,69	45,6	0,72	1,81	0,90	
11	1,63	39,6	0,89	2,31	0,80	
11	1,32	32,1	1,10	2,96	0,65	
11	1,59	43,7	0,81	2,16	0,76	
11	1,56	40,2	<u>0,89</u>	<u>2,31</u>	0,78	
12	1,17	29,4	1,20	2,65	0,58	
	1,51	43,0	0,82	1,68	0,82	
8	1,14	31,9	1,11	2,23	0,60	
-	1,27	34,8	<u>1,04</u>	2,19	0,67	
	1,32	23,8	<u>1,47</u>	4,12	0,66	
12	2,04	59,2	0,60	1,71	1,00	
-	1,68	41,5	<u>1,04</u>	2,91	0,83	
11	1,61	46,7	0,75	1,87	0,86	
12	1,70	49,3	0,62	1,54	0,92	
	1,74	45,4	0,65	1,63	0,89	
7	1,67	43,6	0,67	1,61	0,90	
8	1,57	45,5	0,62	1,41	0,85	
-	1,68	46,1	<u>0,66</u>	1,61	0,88	
8	1,53	42,8	0,75	1,86	0,83	
8	1,6	45	0,70	1,7	0,89	
9	1,4	40	0,80	1,87	0,78	
9	1,57	50,4	0,63	1,46	0,87	
-	1,52	44,6	<u>0,72</u>	1,72	0,84	

Продолжение приложения 1.

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
УШ - 1	18.02	8x0,6	7x0,9	14x1,2	7x0,9	-	9x0,6	-	45	36,9	26,1	ПШВ-20	1,8	-	3,0	7,5	11	1,40	30
2	23.02	6x0,6	5x0,9	10x1,2	3x0,9	3x0,9	7x0,6	-	34	29,7	20,3	-"	1,8	-	3,0	14,2	7	1,54	31
3	1.03	6x0,6	5x0,9	10x1,2	5x0,9	1x0,9	7x0,6	-	34	29,7	21,7	-"	1,9	-	3,0	8,1	9	1,48	32
4	4.03	6x0,6	5x0,6	8x0,9 2x1,2	6x0,9	-	7x0,6	-	34	25,8	21,2	-"	1,9	-	3,0	15,2	7	1,5	32
5	15.03	6x0,6	5x0,6	8x0,9 2x1,2	5x0,9	1x0,9	7x0,9	-	34	27,9	22,8	-"	1,9	-	3,0	8,0	11	1,32	30
Средние	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,0	-	-	1,45	-
IX - 1	22.03	-	6x0,8	5x0,8	-	6x1,0	7x0,8	-	24	20,4	21,2	6ШВ	2,0	1,8	2,45	14,5	4	1,70	36
2	5.04	-	6x0,6	5x0,6	-	6x0,8	7x0,6	-	24	15,6	21,8	6	2,0	1,8	2,45	16,0	5	1,70	38
3	11.04	-	-"	-"	-	-"	-"	-	24	15,6	22,4	6ШВ	2,0	1,7	2,45	15,5	5	1,66	37
4	16.04	-	-"	-"	-	-"	-"	-	24	15,6	23,2	6ШВ	2,0	1,7	2,45	15,6	5	1,64	38
5	25.04	-	-"	-"	-	-"	-"	-	24	15,6	22,8	6К	1,9	1,9	2,45	15,0	5	1,78	40
Средние	-	-	-	-	-	-	-	-	24	-	22,3	-	2,0	-	2,45	-	-	1,70	39
X - 1	24.5	-	0,4	0,6	0,6	-	0,8	-	28	23,0	37	6ШВи6К	2,0	1,9	2,45	17,6	4	1,8	87
2	21,6	Расстояние между шурами в пачках сланца 1,5 м							30	18,2	32	6К	2,0	1,9	2,45	-	4	1,8	57
Средние	-	-	0,4	0,6	0,6	-	0,8	-	-	-	-	-	2,0	1,9	2,45	-	4	1,8	-
XI - 5	9.09	-	8,0	-	5,4	-	4,0	-	3	19,4	-	6ШВ	1,2	-	-"	-	3	1,2	-
6	22.09	-	7,0	-	8,2	-	4,0	-	3	19,2	-	-"	1,5	-	-"	-	3	1,3	-
8	11.10	2x4,0	-	2x8,6	-	-	2x4,0	-	6	33,2	-	-"	1,3	-	-"	-	4	2,9	-
9	23.10	2x4,0	-	2x8,6	-	-	4,0 и 4,8	-	6	34,0	-	-"	0,7 1,0	-	-"	-	4	1,8	-

Продолжение приложения 1

	18	19	20	21	22	23
5	11	1,40	36,5	1,08	2,22	0,78
2	7	1,54	31,2	0,45	2,02	0,83
1	9	1,48	32,2	0,92	2,01	0,78
2	7	1,5	32	0,81	2,02	0,69
0	11	1,32	30,0	0,93	2,15	0,66
	-	1,45	-	0,94	2,08	0,77
5	4	1,70	36,0	0,57	1,33	0,85
0	5	1,70	38,0	0,41	1,23	0,87
5	5	1,66	37,2	0,42	1,29	0,83
6	5	1,64	38,0	0,41	1,26	0,82
0	5	1,78	40,7	0,31	1,12	0,94
	-	1,70	38,0	0,57 0,41	1,24	0,86
6	4	1,8	87	0,26	0,64	0,92
	4	1,8	57	0,32	1,03	0,92
	4	1,8	-	0,29	0,84	0,92
	3	1,2	-	0,72	1,7	-
	3	1,3	-	0,60	1,3	-
	4	2,9	-	0,66	1,6	-
	4	1,8	-	0,71	1,7	-

Приложение 2

Качественные показатели
отбитой горной массы.

1 серия

Класс, мм	Фракция	Опыт № 1		Опыт № 2		Опыт № 3		Опыт № 4		Опыт № 5		Опыт № 6		Средние	
Более 560	Сланец	0	-	0	-	0	-	0	-	0	-	0	-	0	-
	Сростки	0	-	0	-	0,0027	-	0,0050	-	0	-	0,0081	-	0,0026	-
	Известняк	0,0067	-	0,0050	-	0	-	0	-	0	-	0	-	0,0020	-
	Всего	0,0067	-	0,0050	-	0,0027	-	0,0050	-	0	-	0,0081	-	0,0046	-
Более 300	Сланец	0,0193	3850	0,0270	4470	0,0406	4470	0,0311	3940	0,0282	4560	0,0184	4670	0,0274	4330
	Сростки	0,0075	1230	0,0136	1140	0,0391	1220	0,0234	1140	0,0320	920	0,0537	1090	0,0282	1110
	Известняк	0,1033	20	0,1010	-130	0,1117	270	0,0822	-170	0,0608	-160	0,0904	490	0,0916	70
	Всего	0,1301	620	0,1416	810	0,1917	1300	0,1367	930	0,1210	1160	0,1625	1270	0,1473	1040
125...300	Сланец	0,0541	3870	0,0495	4060	0,0588	3100	0,0594	3760	0,0479	3960	0,0452	4110	0,0525	3780
	Сростки	0,0164	1730	0,0279	1670	0,0371	1650	0,0368	1610	0,0351	1720	0,0618	1310	0,0358	1570
	Известняк	0,1449	140	0,1119	370	0,1108	180	0,1360	290	0,1168	100	0,0920	350	0,1187	230
	Всего	0,2154	1070	0,1887	1489	0,2067	1240	0,2322	1340	0,1998	1260	0,1990	1460	0,2070	1300
25...125		0,3880	1830	0,3948	1840	0,3607	1770	0,3782	1810	0,3933	1730	0,3889	2040	0,3840	1840
15... 25		0,0659	2360	0,0727	2390	0,0853	2280	0,0668	2310	0,0816	2680	0,0584	2020	0,0718	2360
0... 15		0,2006	2740	0,2022	2670	0,1559	2790	0,1861	2700	0,2043	2710	0,1962	2730	0,1909	2710
0... 25		0,2665	2710	0,2749	2580	0,2412	2450	0,2529	2440	0,2859	2540	0,2546	2640	0,2627	2560
Теплота сгорания выпимаемого массива		440	1750	450	1820	460	1730	430	1740	420	1790	470	1950	450	1800

9,50, Q_{гм}

Примечание: Для каждого опыта в первом столбце дан выход класса

по массе при естественной влажности, в долях единицы и

во втором столбце теплоты сгорания по сухой массе, ккал/кг

1000 ккал/кг = 4,187 Мдж/кг .

II серия

Класс, мм	Фракция	Опыт № 1	Опыт № 2	Опыт № 3	Опыт № 4	Опыт № 5	Среднее
Более 560	Сланец	0	0	0	0	0	0
	Сростки	0,0256	-	-	0,0113	-	0,0089
	Известняк	0	-	-	0,0050	-	0
	Всего	0,0256	-	-	0,0163	-	0,0089
Более 300	Сланец	0,0287	4210	0,0260	4230	0,0203	4590
	Сростки	0,0771	770	0,0587	1240	0,0598	1230
	Известняк	0,0456	220	0,0772	-280	0,0518	90
	Всего	0,1514	1220	0,1612	940	0,1319	1260
125... ...300	Сланец	0,0670	4200	0,0514	4090	0,0566	3910
	Сростки	0,0715	1400	0,0599	1640	0,0547	1420
	Известняк	0,1174	-280	0,1092	170	0,1180	560
	Всего	0,2559	1290	0,2205	1480	0,2296	1550
25... ...125	Сланец	0,3665	1810	0,3717	1720	0,3709	1730
	Сростки	0,0604	2390	0,0556	2070	0,0779	2730
	Известняк	0,1658	2740	0,1903	2610	0,1897	2790
	Всего	0,2262	2680	0,2459	2520	0,2676	2550
15... 0...15	Сланец	0,3665	1810	0,3717	1720	0,3709	1730
	Сростки	0,0604	2390	0,0556	2070	0,0779	2730
	Известняк	0,1658	2740	0,1903	2610	0,1897	2790
	Всего	0,2262	2680	0,2459	2520	0,2676	2550
0...25	Сланец	0,3665	1810	0,3717	1720	0,3709	1730
	Сростки	0,0604	2390	0,0556	2070	0,0779	2730
	Известняк	0,1658	2740	0,1903	2610	0,1897	2790
	Всего	0,2262	2680	0,2459	2520	0,2676	2550
Теплота сгорания вынимаемого массы	Сланец	0,3665	1810	0,3717	1720	0,3709	1730
	Сростки	0,0604	2390	0,0556	2070	0,0779	2730
	Известняк	0,1658	2740	0,1903	2610	0,1897	2790
	Всего	0,2262	2680	0,2459	2520	0,2676	2550

Отдельные опыты

Класс, мм	Фракция	Нафта № 7	Класс, мм	Фракция	Нафта № 10
Более 560	Сланец Сростки Известняк Всего	0,004 0,016 0,011 0,038	Более 560	Сланец Сростки Известняк Всего	0 0,0032 0,0075 0,0107
Более 300	Сланец Сростки Известняк Всего	0,021 0,050 0,081 0,152	Более 300	Сланец Сростки Известняк Всего	0,0076 0,0523 0,0806 0,1404
100...300	Сланец Сростки Известняк Всего	2820 1310 -20 800	125...300	Сланец Сростки Известняк Всего	4870 1790 -280 720
25...100	Сланец Сростки Известняк Всего	3790 1560 160 1500	25...125	Сланец Сростки Известняк Всего	3470 1540 280 1390
20...25		0,078 0,059 0,127 0,264	15...25		0,0462 0,0612 0,0905 0,1984
0...20		0,307 0,065 0,212 0,277	0...15		0,3843 0,0499 0,2265 0,2764
0...25		1960 2520 2820 2690	0...25		1780 2560 2860 2820
Теплота сгорания вынимаемого массива		470		440	1830

III серия

Класс, мм	Фракция	Опыт № 1	Опыт № 2	Опыт № 3	Опыт № 4	Опыт № 5	Средние
Более 560	Сланец	0	0	0,0113	0	0	0,0023
	Сростки	0	0,0053	0	0,0233	0	0,0057
	Известняк	0	0	0	0,0037	0,0261	0,0066
	Всего	0	0,0053	0,0113	0,0267	0,0261	0,0139
Более 300	Сланец	0,0235	0,0174	0,0273	0,0413	0,0250	0,0269
	Сростки	0,0218	0,0205	0,0239	0,0906	0,0293	0,0390
	Известняк	0,0398	0,0827	0,0391	0,0697	0,1079	0,0678
	Всего	0,0851	0,1296	0,0903	0,2016	0,1622	0,1338
125... ...300	Сланец	0,0704	0,0709	0,0725	0,0695	0,0673	0,0701
	Сростки	0,0406	0,0553	0,0495	0,0673	0,0425	0,0512
	Известняк	0,1318	0,1193	0,1306	0,0963	0,1288	0,1214
	Всего	0,2428	0,2461	0,2526	0,2331	0,2386	0,2426
25... ...125		0,4100	0,3622	0,3962	0,3506	0,3266	0,3691
15... ...25		0,0507	0,0714	0,0547	0,0509	0,0593	0,0574
0...15		0,2114	0,1907	0,2062	0,1638	0,2133	0,1971
0...25		0,2621	0,2621	0,2609	0,2147	0,2726	0,2545
Теплота сгорания выплавляемого мас- сива	380 090 43	2070 2146	2230 2302	2210 2290	2310 2372	1910 2008	2150

1У серия

Класс, мм	Фракция	Опыт № 1	Опыт № 2	Опыт № 3	Опыт № 4	Средние
Более 560	Сланец	0	0	-	0	0
	Сростки	0	0,0103	-	0	0,0026
	Известняк	0	0,0050	-	0	0,0035
	Всего	0	0,0153	-	0	0,0061
Более 300	Сланец	0,0451	0,0313	4250	0,0533	4180
	Сростки	0,0394	0,0475	1790	0,0348	1850
	Известняк	0,0603	0,0590	230	0,0950	-20
	Всего	0,1448	0,1378	1635	0,1831	1490
125...300	Сланец	0,0615	0,0524	3780	0,0643	4350
	Сростки	0,0543	0,0529	1880	0,0489	2010
	Известняк	0,0911	0,0853	430	0,0867	250
	Всего	0,2269	0,1906	1710	0,1999	1940
25...125	Сланец	0,3784	0,3956	2260	0,3655	1970
	Сростки	0,0465	0,0559	2620	0,0547	2460
	Известняк	0,2034	0,2201	3000	0,1968	3000
	Всего	0,2492	0,2760	2920	0,2515	2750
Теплота сгорания вынимаемого массива		420	405	2250	450	2070
		2190				430

4,3

072 2217 089

2504

11

2130

081

2144

0,8
0,6
0,2
0,2

У серия

Класс, мм	Фракция	Опыт 1		Опыт 2		Опыт 3		Средние		Опыт 4		Опыт 5		Средние	
Более 560	Сланец	0	-	0	-	0	-	0	-	0	-	0	-	0	-
	Сростки	0	-	0,0088	-	0,0075	-	0,0051	-	0	-	0,0095	-	0,0048	-
	Известняк	0	-	0	-	0	-	0	-	0	-	0	-	0	-
	Всего	0	-	0,0088	-	0,0075	-	0,0051	-	0	-	0,0095	-	0,0048	-
Более 300	Сланец	0,0304	4890	0,0276	4300	0,0541	4110	0,0374	4370	0,0421	4660	0,0188	4410	0,0304	4580
	Сростки	0,0463	1930	0,0276	1680	0,0395	1960	0,0378	1880	0,0246	1720	0,0409	2450	0,0328	2180
	Известняк	0,0508	-20	0,0436	-110	0,0610	250	0,0518	60	0,1296	240	0,0676	140	0,0986	210
	Всего	0,1275	1790	0,0988	1550	0,1546	1970	0,1270	1800	0,1963	1320	0,1273	1460	0,1618	1380
125...300	Сланец	0,0778	4390	0,0592	4000	0,0676	3890	0,0682	4110	0,0848	3590	0,1085	3690	0,0966	3650
	Сростки	0,0665	1760	0,0676	1900	0,0787	1720	0,0709	1790	0,0598	1600	0,0639	1920	0,0618	1650
	Известняк	0,1350	270	0,1024	200	0,1023	290	0,1132	250	0,1201	250	0,0597	120	0,0299	200
	Всего	0,2793	1720	0,2292	1640	0,2486	1680	0,2523	1680	0,2647	1580	0,2321	2240	0,2484	1890
25...125		0,3901	2010	0,4017	2010	0,3792	1920	0,3903	1980	0,3279	2100	0,3809	1820	0,3544	1953
15... 25		0,0604	2820	0,0725	2600	0,0349	2390	0,0559	2640	0,0288	2860	0,0521	2520	0,0404	2640
0... 15		0,1427	3100	0,1978	2950	0,1818	2990	0,1741	3000	0,1823	3070	0,2076	3020	0,1949	3040
0... 25		0,2031	3040	0,2703	2910	0,2167	2920	0,2300	2950	0,2111	3020	0,2597	2820	0,2354	2910
Теплота сгорания вынимаемого массива		400	2110	385	2120	430	2080	390	2100	465	2000	420	2130	430	2060
4,3		1,2	2187	382	2186	411	2150			457	2090	406	2187		

Серия У1

Класс, мм	Фракция	Опыт № 1	Опыт № 2	Опыт № 3	Опыт № 4	Опыт № 5	Средние
Более 560	Сланец	0	0	0	0	0	0
	Сростки	0,0107	0	0,0076	0,0109	0,0117	0,0082
	Известняк	0	0	0	0	0	0
	Всего	0,0107	0	0,0076	0,0109	0,0117	0,0082
Более 300	Сланец	0,0180	0,0328	4800	0,0319	0,0155	4390 0,0263 4670
	Сростки	0,0547	0,0585	1980	0,0358	0,0446	1810 0,0463 1970
	Известняк	0,0448	0,0476	300	0,0509	0,0931	240 0,0512 130
	Всего	0,1175	0,1389	1910	0,1186	0,1132	1390 0,1238 1730
125...300	Сланец	0,0629	0,0762	4130	0,0716	0,0547	4530 0,0665 4490
	Сростки	0,0657	0,0555	1530	0,0712	0,0761	1970 0,0547 1800
	Известняк	0,0929	0,0788	240	0,0922	0,0942	230 0,0902 230
	Всего	0,2215	0,2105	1930	0,2410	0,2300	1770 0,2215 1900
25...125		0,4034	0,3713	1910	0,3914	0,3968	1970 0,3929 1930
15...25		0,0722	0,0658	2410	0,0609	0,0601	2520 0,0663 1380
0...15		0,1854	0,2135	2750	0,1881	0,1999	2890 0,1955 2860
0...25		0,2576	0,2793	2720	0,2490	0,2600	2890 0,2618 2800
Теплота сгорания вынимаемого массива		415	429	2140	420	410	2090 410 2120

516 075 2073 068 2196 065 2163 067 2355 062 2116

УІІ серия

Класс, мм	Фракция	Опыт № 1	Опыт № 2	Опыт № 3	Опыт № 4	Средние
Более 560	Сланец	0,0021	-	0	-	0,0004
	Сростки	0	-	0,0147	-	0,0037
	Известняк	0	-	0	-	0,0025
	Всего	0,0021	-	0,0147	-	0,0066
Более 300	Сланец	0,0254	4530	0,0225	4170	0,0378
	Сростки	0,0226	1400	0,0533	2080	0,0400
	Известняк	0,0420	350	0,0356	140	0,0576
	Всего	0,0900	1750	0,1114	1840	0,1374
125...300	Сланец	0,0664	4360	0,0751	4350	0,0755
	Сростки	0,0474	1820	0,0500	2150	0,0550
	Известняк	0,1084	110	0,1098	320	0,1146
	Всего	0,2222	1680	0,2344	1940	0,2451
25...125	Сланец	0,3901	1740	0,3744	1910	0,3858
15...25		0,0693	1990	0,0563	2350	0,0602
0...15		0,2284	2870	0,2235	2820	0,1715
0...25		0,2977	2690	0,2798	2720	0,2317
Теплота сгорания вынимаемого массива		365	2010	405	2130	380
			2090		2120	
						390
						2090

4,3 075 2078 0,7 2110 2186 0,63 2173

УШ серия

Класс, мм	Фракция	Опыт 1	Опыт 2	Опыт 3	Опыт 4	Опыт 5	Средние
Более 560	Сланец	0,0019	0	0	0	0	0,0004
	Сростки	-	0,0038	0	0,0176	0	0,0043
	Известняк	0	0	0,0088	0	0	0,0018
	Всего	0,0019	0,0038	0,0088	0,0176	0	0,0065
Более 300	Сланец	0,0138	0,0266	0,0413	0,0141	0,0236	0,0239
	Сростки	0,0200	0,0194	0,0107	0,0486	0,0279	0,0253
	Известняк	0,0383	0,0494	0,0518	0,0455	0,0454	0,0443
	Всего	0,0721	0,0954	0,1038	0,1083	0,0968	0,0935
125...300	Сланец	0,0600	0,0564	0,0780	0,0718	0,0707	0,0674
	Сростки	0,0562	0,0438	0,0399	0,0662	0,0558	0,0524
	Известняк	0,1272	0,1006	0,1406	0,1480	0,1257	0,1284
	Всего	0,2434	0,2008	0,2585	0,2860	0,2522	0,2482
25-125		0,4042	0,4421	0,4102	0,3787	0,4140	0,4098
15...25		0,0528	0,0590	0,0448	0,0564	0,0472	0,0520
0...15		0,2215	0,2117	0,1827	0,1706	0,1897	0,1965
0...25		0,2803	0,2707	0,2275	0,2270	0,2369	0,2485
Теплота сгорания вынимаемого массива		340	320	400	400	380	380
		108	0,45	0,92	0,81	0,93	1
		2315	2250	2240	2190	2120	2154
342							

1х серия

Класс, мм	Фракция	Опыт 1	Опыт 2	Опыт 3	Опыт 4	Опыт 5	Средние
Более 560	Сланец	0	0	0	0	0	0
	Сростки	0,0013	0,0038	0,0071	0,0037	0,0059	0,0056
	Известняк	0	0	0	0,0079	0,0143	0,0644
	Всего	0,0013	0,0038	0,0071	0,0116	0,0202	0,0100
Более 300	Сланец	0,0168	0,0362	0,0274	0,0163	0,0146	0,0223
	Сростки	0,0483	0,0840	0,0403	0,0326	0,0343	0,0470
	Известняк	0,0517	0,0682	0,1080	0,1017	0,0971	0,0853
	Всего	0,1168	0,1884	0,1757	0,1506	0,1460	0,1555
125...300	Сланец	0,0535	0,0804	0,0675	0,0702	0,0880	0,0719
	Сростки	0,0850	0,0860	0,0668	0,0570	0,0742	0,0698
	Известняк	0,1100	0,1144	0,0986	0,1290	0,1157	0,1135
	Всего	0,2485	0,2608	0,2329	0,2562	0,2779	0,2552
25...125	Сланец	0,4036	0,3677	0,3662	0,3782	0,3739	0,3779
	Сростки	0,0471	0,0601	0,0448	0,0269	0,0314	0,0421
	Известняк	0,1840	0,1230	0,1803	0,1891	0,1708	0,1692
	Всего	0,2311	0,1831	0,2251	0,2150	0,2022	0,2113
Теплота сгорания вынимаемого массива		420	450	460	440	440	440

4,3

0,57 244 0,41 2333 842 2418 0,41 2178 0,31 2205

ХСерия		Механическая погрузка				Ручная погрузка			
Класс, мм	Тракция	Опыт 1	Опыт 2	Средние	Опыт 3	Опыт 4	Средние		
Более 560	Сланец	0	0	0	0,0048	0	0,0024	-	-
	Сростки	0,0125	0,0063	0,0094	0,0163	0,0465	0,0314	-	-
	Известняк	0,0078	0	0,0039	0	0	0	-	-
	Всего	0,0203	0,0063	0,0133	0,0211	0,0465	0,0338	-	-
Более 300	Сланец	0,0432	0,0572	0,0502	0,0287	0,0539	0,0413	4750	4810
	Сростки	0,0846	0,0616	0,0731	0,0891	0,1351	0,1121	2190	2150
	Известняк	0,1162	0,0957	0,1059	0,0897	0,0954	0,0926	430	270
	Всего	0,2440	0,2145	0,2292	0,2075	0,2844	0,2460	2050	1850
125...300	Сланец	0,0697	0,0700	0,0698	0,0882	0,0819	0,0850	4430	4370
	Сростки	0,0793	0,0791	0,0792	0,0937	0,0631	0,0784	1900	2080
	Известняк	0,0944	0,1011	0,0978	0,1250	0,1276	0,1263	-280	-280
	Всего	0,2434	0,2502	0,2463	0,3069	0,2726	0,2897	1590	1660
25...125		0,2889	0,3139	0,3010	0,3035	0,2781	0,2908	2440	2520
15...25		0,0340	0,0498	0,0419	0,0433	0,0330	0,0382	2540	2760
0...15		0,1897	0,1725	0,1811	0,1388	0,1319	0,1353	3040	3050
0...25		0,2237	0,2223	0,2230	0,1821	0,1649	0,1735	2940	2980
Теплота сгорания вынимаемого массива		510	440	480	470	540	510	2180	2180

4,3 941 2219 9,26 2302

XI серия

Класс, мм	Франция	Опыт № 5	Опыт № 6	Опыт № 8	Опыт № 9	Средние
Более 560	Сланец	0	0,0162	-	0,0155	0,0079
	Сростки	0,0057	0,0060	0,0613	0,0245	0,0244
	Известняк	0,0078	0,0048	0,0112	0,0235	0,0118
	Всего	0,0135	0,0270	0,0725	0,0635	0,0441
Более 300	Сланец	0,0469	0,0215	0,0352	0,0364	0,0350
	Сростки	0,0324	0,0595	0,1304	0,0440	0,0666
	Известняк	0,0612	0,0645	0,0821	0,0301	0,0720
	Всего	0,1405	0,1455	0,2477	0,1605	0,1736
125...3000	Сланец	0,0720	0,0918	0,0843	0,0868	0,0837
	Сростки	0,0688	0,0911	0,0816	0,0715	0,0782
	Известняк	0,1138	0,1147	0,0833	0,0957	0,1019
	Всего	0,2545	0,2976	0,2492	0,2540	0,2632
25...125		0,3456	0,3642	0,2997	0,3564	0,3415
15...25		0,0654	0,0336	0,0347	0,0365	0,0425
0...15		0,1940	0,1591	0,1697	0,1926	0,1786
0...25		0,2594	0,1927	0,2034	0,2291	0,2211
Теплота сгорания вынимаемого массива		440	440	620	620	2300

Примечание: Для всех опытов во втором столбце приведены теплоты сгорания по бомбе, без поправки разложения карбонатов.

Приложение 3.

Таблица для определения исправленной теплоты сгорания, объемной массы и содержания влаги по показаниям калориметрической бомбы

Показатели калориметрической бомбы		Исправленная теплота сгорания		Объемная масса	Содержание влаги
ккал/кг	Мдж/кг	ккал/кг	Мдж/кг	10^3 кг/м ³	%
1	2	3	4	5	6
0	0	-280	-1,17	2,49	3,6
60	0,25	-200	-0,84	2,44	3,8
100	0,42	-150	-0,63	2,41	3,9
150	0,63	-100	-0,42	2,37	4,0
200	0,84	- 40	-0,17	2,34	4,1
230	0,96	0	0	2,32	4,2
300	1,26	80	0,34	2,28	4,4
320	1,34	100	0,42	2,27	4,4
400	1,68	200	0,84	2,22	4,6
490	2,05	300	1,26	2,17	4,8
500	2,09	310	1,30	2,16	4,8
570	2,38	400	1,68	2,12	5,0
600	2,51	430	1,80	2,11	5,1
660	2,76	500	2,10	2,08	5,2
700	2,93	550	2,30	2,06	5,4
750	3,14	600	2,51	2,04	5,5
800	3,40	660	2,76	2,01	5,6
880	3,48	700	2,93	2,00	5,7
900	3,77	780	3,27	1,98	5,8
920	3,85	800	3,35	1,96	5,9
1000	4,19	890	3,73	1,93	6,1
1010	4,23	900	3,77	1,92	6,1
1100	4,61	1000	4,19	1,89	6,3
1190	4,98	1100	4,61	1,86	6,5
1200	5,02	1110	4,65	1,85	6,5

Продолжение приложения 3

1	2	3	4	5	6
1280	5,40	1200	5,02	1,83	6,7
1300	5,44	1220	5,11	1,82	6,8
1380	5,78	1300	5,44	1,80	6,9
1400	5,86	1320	5,53	1,79	7,0
1470	6,15	1400	5,86	1,77	7,1
1500	6,28	1430	5,99	1,76	7,2
1560	6,53	1500	6,28	1,75	7,3
1600	6,70	1540	6,45	1,74	7,4
1650	6,91	1600	6,70	1,72	7,5
1700	7,12	1650	6,91	1,71	7,6
1750	7,33	1700	7,12	1,70	7,7
1800	7,54	1750	7,33	1,69	7,8
1840	7,70	1800	7,54	1,67	8,0
1900	7,96	1860	7,79	1,66	8,1
1980	8,08	1900	7,96	1,65	8,2
2000	8,37	1970	8,25	1,64	8,3
2030	8,50	2000	8,37	1,63	8,4
2100	8,79	2070	8,67	1,61	8,5
2120	8,88	2100	8,79	1,61	8,6
2200	9,21	2180	9,13	1,59	8,7
2220	9,29	2200	9,21	1,59	8,8
2300	9,63	2280	9,55	1,57	9,0
2320	9,71	2300	9,63	1,57	9,0
2400	10,05	2390	10,00	1,55	9,2
2410	10,09	2400	10,05	1,55	9,2
2500	10,47	2490	10,42	1,53	9,4
2510	10,51	2500	10,47	1,53	9,4
2600	10,89			1,51	9,6
2700	11,30			1,49	9,8
2800	11,72			1,48	10,0
2900	12,14			1,46	10,2
3000	12,56			1,44	10,3

Продолжение приложения 3

1	2	3	4	5	6
3100	12,98			1,43	10,5
3200	13,40			1,41	10,6
3300	13,82			1,40	10,7
3400	14,24			1,38	10,8
3500	14,65			1,37	11,0
3600	15,07			1,36	11,1
3700	15,49			1,34	11,1
3800	15,91			1,33	11,2
3900	16,33			1,32	11,3
4000	16,75			1,31	11,3
4200	17,58			1,28	11,4
4400	18,42			1,26	
4600	19,26			1,24	
4800	20,10			1,22	
5000	20,93			1,20	

Результаты опытных работ, подвергнутые корреляционному анализу

№ серии	№ опыта	Место отбора пробы	Тип ВВ	Наличие забойки	Удельный расход ВВ	Удельный расход бурения	Подвигание забоя	К. и. ш.	Относительная разница в длинах взвеш. трубок	Выход кусков крупнее 0,7 м	Выход класса крупнее 300 мм, сланец	Выход класса крупнее 300 мм, сrostки	Выход класса крупнее 300 мм, известняк	Выход класса крупнее 300 мм	Выход класса 125...300 мм, сланец	Выход класса 125...300 мм, сrostки	Выход класса 125...300 мм, известняк	Выход класса 125...300 мм	Выход класса 25...125 мм	Выход класса 0...25 мм
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
I	1	2	2	1	0,823	1,70	1,58	0,879	2,5	0,67	1,93	0,7	10,33	13,01	5,41	1,64	14,49	21,54	38,80	26,65
	2	1	2	1	0,848	1,75	1,62	0,853	2,7	0,50	2,70	1,36	10,10	14,16	4,95	2,73	11,19	18,87	39,48	27,49
	3	1	2	1	0,815	2,06	1,45	0,725	2,8	0,27	4,06	3,91	11,17	19,14	5,88	3,71	11,08	20,67	36,07	24,12
	4	2	2	1	0,848	1,75	1,62	0,853	2,7	0,50	3,11	2,34	8,22	13,67	5,94	3,68	13,60	23,22	37,82	25,29
	5	2	2	1	0,915	1,89	1,50	0,789	3,0	0,01	2,82	3,20	6,08	12,10	4,79	3,51	11,68	19,98	39,33	28,59
	6	1	2	2	0,716	1,75	1,57	0,852	2,5	0,81	1,84	5,37	9,04	16,25	4,52	6,18	9,20	19,90	38,39	25,46
II	1	1	2	1	0,886	1,87	1,55	0,816	2,7	2,56	2,87	7,71	4,56	15,14	6,70	7,15	11,74	25,59	36,65	22,62
	2	2	2	1	0,858	1,95	1,60	0,812	2,7	2,55	2,60	5,87	7,72	16,19	5,14	5,99	10,92	22,05	37,17	24,59
	3	2	2	1	0,884	1,90	1,67	0,835	3,0	1,46	2,03	5,98	5,18	13,19	5,60	5,47	11,89	22,96	37,09	26,76
	4	1	2	1	0,750	1,95	1,61	0,815	2,7	1,63	1,12	3,55	5,82	10,49	5,20	5,25	11,20	21,65	38,54	29,32
	5	3	2	1	0,731	1,81	1,65	0,825	2,7	0,89	1,89	4,19	4,65	10,73	4,22	4,14	11,87	20,23	39,73	29,31
Отдельный	1	2	1	1	0,798	1,91	1,57	0,805	4,9	1,07	0,75	5,23	8,06	14,04	4,62	6,12	9,05	19,89	38,43	27,64
III	1	2	2	1	0,898	2,23	1,52	0,800	3,1	0,01	2,35	2,18	3,98	8,51	7,04	4,06	13,18	24,28	41,00	26,21
	2	1	2	2	0,979	2,39	1,46	0,730	2,7	0,53	1,74	2,95	8,27	12,96	7,09	5,59	11,93	24,61	36,22	26,21
	3	2	2	1	0,875	2,27	1,53	0,765	2,4	1,13	2,73	2,39	3,91	9,03	7,25	4,95	13,06	25,26	39,62	26,09
	4	1	2	1	0,743	2,14	1,57	0,784	2,5	2,67	4,13	9,06	6,97	20,16	6,95	6,73	9,63	23,31	35,06	21,47
	5	3	2	1	0,909	2,24	1,50	0,777	2,3	2,61	2,50	2,93	10,79	16,22	6,73	4,25	12,88	23,86	32,66	27,26
IV	1	3	2	2	0,776	1,81	1,69	0,904	3,0	0,01	4,51	3,94	6,03	14,48	8,15	5,43	9,11	22,69	37,84	24,99
	2	1	2	2	0,894	2,27	1,63	0,803	2,5	1,53	3,13	4,75	5,90	13,78	5,24	5,29	8,53	19,06	39,56	27,60
	3	2	2	2	1,103	2,81	1,32	0,650	2,5	0,90	3,24	2,92	9,12	15,28	6,87	5,31	11,03	23,21	33,11	28,40
	4	2	2	2	0,810	2,16	1,59	0,757	2,4	0,01	5,33	3,48	9,50	18,31	6,43	4,89	8,67	19,99	36,55	25,15

Выход класса 0...15 мм	Теплота сгорания класса крупнее 300 мм, сланец	Теплота сгорания класса крупнее 300 мм, сродки	Теплота сгорания класса крупнее 300 мм, известняк	Теплота сгорания класса 300 мм	Теплота сгорания класса 125...300 мм, сланец	Теплота сгорания класса 125...300 мм, сродки	Теплота сгорания класса 125...300 мм, известняк	Теплота сгорания класса 125...300 мм	Теплота сгорания класса 25...125 мм	Теплота сгорания класса 0...25 мм	Теплота сгорания класса 0...15 мм	Теплота сгорания вынужденного массива	Средневзвешенная теплота сгорания мелкого сланца	Параметр уравнения Андреева-Голана, А	Параметр уравнения Андреева-Голана, n	Удельная вновь образованная поверхность
22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38
20,06	3850	1310	250	845	3870	1770	350	1340	1920	2710	2740	1865	3050	2,21	0,548	2,94
20,22	4470	1230	120	1055	4060	1720	550	1640	1880	2580	2670	1910	3030	2,14	0,530	3,24
15,59	4470	1300	470	1485	3100	1690	390	1395	1800	2450	2730	1815	3020	2,21	0,583	2,27
18,61	3940	1220	90	1160	3760	1660	480	1505	1850	2440	2700	1825	3030	2,08	0,546	2,80
20,43	4560	1030	90	1380	3960	1750	320	1445	1770	2540	2710	1880	3030	2,22	0,533	3,31
19,62	4670	1180	660	1290	4110	1390	540	1610	2070	2640	2730	2000	3040	2,00	0,532	2,98
16,58	4210	900	440	1390	4200	1470	1	1510	1850	2680	2740	1880	3100	2,01	0,567	2,35
19,03	4230	1310	1	1150	4090	1690	380	1600	1750	2520	2610	1810	3100	1,56	0,532	2,92
18,97	4590	1300	310	1420	3910	1480	720	1680	1760	2550	2790	1910	3040	2,00	0,522	3,19
21,74	4860	1150	120	980	4370	1680	410	1670	1720	2730	2870	1930	3190	2,09	0,503	3,91
21,39	4180	1400	410	1460	3790	1740	360	1360	1700	2510	2600	1840	3100	2,14	0,518	3,55
22,65	4870	1820	1	940	3470	1590	470	1530	1810	2820	2860	1910	3720	1,87	0,478	4,19
21,14	4710	1920	300	1930	4250	2050	320	1750	1890	2980	3020	2140	3560	1,91	0,498	3,58
19,07	4270	2060	220	1180	4020	2860	500	1940	2390	3080	3250	2300	3670	2,08	0,536	3,00
20,62	4630	1930	130	1970	4190	1840	210	1670	2310	2960	3200	2290	3690	2,01	0,515	3,38
16,38	4440	1930	60	1800	4240	1550	610	1960	2510	3130	3240	2370	3720	1,97	0,570	2,22
21,33	4570	1850	110	1110	4120	1830	300	1650	1870	3020	3040	2010	3560	1,65	0,456	4,37
20,24	4260	1920	420	2020	4030	1520	330	1940	2060	2980	3010	2260	3410	1,82	0,503	3,41
22,01	4250	1820	430	1780	3780	1910	600	1840	2280	2920	3000	2300	3410	1,89	0,492	3,82
22,74	4250	1950	140	1360	3960	1930	640	1890	1950	2950	2940	2130	3410	1,54	0,430	4,93
19,68	4180	1880	210	1680	4350	2040	450	2090	1090	2750	3000	2140	3410	1,79	0,505	3,24

Продолжение приложения 4.

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
y	1	2	2	1	1,204	2,65	1,17	0,584	2,7	0,01	3,04	4,63	5,08	12,75	7,78	6,65	13,50	27,93	39,01	20,31	
	2	1	2	1	0,823	1,68	1,51	0,816	2,7	0,83	2,76	2,76	4,36	9,88	5,92	6,76	10,24	22,92	40,17	27,03	
	3	2	2	1	1,108	2,23	1,14	0,601	4,7	0,75	5,41	3,95	6,10	15,45	6,76	7,87	10,23	24,86	37,92	21,67	
	4	2	2	1	1,470	4,12	1,32	0,660	2,8	0,01	4,21	2,46	12,96	19,63	8,48	5,98	12,01	26,47	32,79	21,11	
	5	1	2	1	0,598	1,71	2,04	1,000	2,8	0,95	1,88	4,09	6,76	12,73	10,85	6,39	5,97	23,21	38,09	25,97	
yI	1	1	3	1	0,749	1,87	1,61	0,847	2,8	1,07	1,80	5,47	4,48	11,75	6,29	6,57	9,29	22,15	40,34	25,76	
	2	2	3	1	0,621	1,54	1,79	0,918	5,0	0,01	3,28	5,85	4,76	13,89	7,62	5,55	7,88	21,05	37,13	27,93	
	3	1	3	1	0,652	1,63	1,74	0,891	5,0	0,76	3,34	3,80	5,94	13,08	6,11	5,52	8,81	20,44	40,18	26,80	
	4	3	3	1	0,670	1,61	1,67	0,903	5,0	1,09	3,19	3,58	5,09	11,86	7,76	7,12	9,22	24,10	39,14	24,90	
	5	1	3	1	0,620	1,41	1,57	0,849	4,6	1,17	1,55	4,46	5,31	11,32	5,47	7,61	9,92	23,00	39,68	26,00	
yII	1	2	2	1	0,752	1,86	1,53	0,827	5,7	0,21	2,54	2,26	4,20	9,00	6,64	4,74	10,84	22,22	39,01	29,77	
	2	3	2	1	0,700	1,70	1,60	0,890	4,7	0,01	2,94	3,31	6,37	12,62	6,53	5,07	10,51	22,11	39,59	25,68	
	3	1	2	1	0,800	1,87	1,40	0,780	3,6	1,47	2,25	5,33	3,56	11,14	7,51	5,00	10,93	23,44	37,44	27,98	
	4	3	2	1	0,627	1,46	1,57	0,872	4,8	0,98	3,78	4,00	5,96	13,74	7,55	5,50	11,46	24,51	38,58	23,17	
yIII	1	1	1	2	1,085	2,22	1,40	0,777	2,5	0,19	1,38	2,00	3,83	7,21	6,00	5,62	12,72	24,34	40,42	28,03	
	2	2	1	2	0,952	2,02	1,54	0,832	4,7	0,38	2,66	1,94	4,04	8,64	5,64	4,38	10,06	20,08	44,21	27,07	
	3	2	1	2	0,922	2,01	1,48	0,780	2,7	0,88	4,13	1,07	5,18	10,38	7,80	3,99	14,06	25,85	41,02	22,75	
	4	1	1	2	0,810	2,02	1,10	0,790	5,1	1,76	1,41	4,86	4,55	10,83	7,18	6,62	14,80	28,60	37,87	22,70	
	5	2	1	2	0,930	2,15	1,32	0,660	2,7	0,01	2,36	2,79	4,54	9,69	7,07	5,58	12,57	25,22	41,40	23,69	
IX	1	1	2	1	0,568	1,33	1,70	0,850	6,0	0,73	1,68	4,83	5,17	11,68	5,35	8,50	11,00	24,85	40,36	23,11	
	2	2	2	2	0,410	1,23	1,70	0,870	6,5	0,38	3,62	8,40	6,82	18,84	8,04	6,60	11,44	26,08	36,77	18,31	
	3	2	2	1	0,419	1,29	1,66	0,830	6,3	0,71	2,74	4,03	10,80	17,57	6,75	6,68	9,86	23,29	36,62	22,51	
	4	2	2	1	0,411	1,26	1,64	0,820	6,4	1,16	1,63	3,26	10,17	15,06	7,02	5,70	12,90	25,62	37,82	21,50	
	5	2	2	1	0,384	1,12	1,78	0,937	6,2	2,02	1,46	3,43	9,71	14,60	8,80	7,42	11,57	27,79	37,39	20,22	
X	1	1	2	1	0,264	0,64	1,85	0,920	7,2	2,03	4,32	8,46	11,62	24,40	6,97	7,93	9,44	24,34	28,89	22,37	
	2	1	2	1	0,320	1,03	1,80	0,920	7,0	0,63	5,72	6,16	9,57	21,45	1,00	7,91	10,11	25,02	31,30	22,23	
Сумма	80	94	59		367,28	88,27	73,43	38,253	178,5	42,52	132,46	191,19	322,33	646,04	303,60	265,33	517,27	1092,31	1782,26	1179,29	

22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38
14,27	4890	1950	210	1960	4390	1790	470	1880	2040	3040	3100	2190	3160	2,30	0,632	1,64
19,78	4300	1720	130	1740	4000	1980	400	1780	2040	2910	2950	2190	3190	2,20	0,562	2,62
18,18	4110	1980	450	2110	3890	1760	480	1810	1950	2920	2990	2150	3160	1,79	0,525	2,80
18,23	4660	1760	440	1510	3590	1650	450	1730	2130	3020	3070	2090	3760	1,60	0,498	3,01
20,76	4410	2450	350	1620	3690	1940	340	2350	1850	2820	3020	2190	3740	1,76	0,483	3,84
18,54	4150	1840	1	1490	4150	1900	300	1840	1950	2730	2850	2070	3410	2,22	0,562	2,53
21,35	4320	2010	490	2030	4130	1590	440	2080	1930	2720	2750	2200	3130	1,84	0,503	3,62
19,06	4800	1970	460	2010	4460	1810	610	2090	1840	2790	2820	2160	3290	2,16	0,558	2,66
18,81	5320	2440	300	2300	5110	1780	380	2320	2060	2880	2990	2360	3220	2,03	0,549	2,65
19,99	4390	1840	440	1530	4530	1990	430	1920	1990	2790	2890	2160	3160	2,03	0,532	3,03
22,84	4500	1940	350	1920	4360	1850	320	1850	1770	2690	2870	2070	3320	1,88	0,470	4,47
20,37	4580	1460	530	1720	4340	1770	720	2030	1850	2920	2990	2150	3320	1,92	0,506	3,48
22,36	4170	2100	350	1960	4350	2170	510	2090	1940	2720	2820	2200	3320	1,82	0,482	3,95
17,15	3990	1910	730	1970	4160	2040	780	2100	1880	2860	2940	2170	3300	2,01	0,506	2,42
22,75	4590	2030	630	1780	4580	2100	560	1910	2220	2940	3050	2310	3410	1,90	0,485	4,08
21,17	5060	2740	480	2400	4350	2030	530	1930	2120	2860	2960	2310	3500	2,17	0,540	3,06
18,27	4740	2130	680	2440	3920	2600	530	1870	2600	3010	2940	2490	3420	2,17	0,583	2,19
17,06	4380	2260	450	1780	4270	2040	620	1870	2880	2730	2920	2250	3290	2,09	0,582	2,14
18,97	4580	2500	310	1980	4110	2290	330	1820	2110	2820	2930	2190	3300	2,10	0,555	2,61
18,40	4860	1970	1	1510	3830	1920	680	1790	2050	3010	3050	2140	3770	2,33	0,627	1,69
12,30	4420	2000	330	1860	4410	2160	700	2210	2260	3140	3170	2330	3770	2,85	0,784	0,72
18,03	4830	2010	650	1480	4610	1970	480	2100	2520	3210	3240	2390	3770	2,15	0,650	1,34
18,81	4960	1870	1	940	4820	1860	690	2080	2220	3090	3160	2180	3770	2,15	0,640	1,45
17,08	4820	1710	300	1080	4280	1710	10	1820	2430	3150	3200	2210	3770	2,22	0,645	1,44
18,97	4870	2070	300	1722	4650	1980	570	2200	2120	2910	2910	2220	3300	1,60	0,560	1,93
17,25	4860	2260	490	2160	3900	1870	410	1850	2280	2980	3020	2300	3300	1,81	0,586	1,79
908,94	212020	85330	14835	76387	194510	87160	21671	86335	94760	133700	138050	100185	158140	94,29	25,502	136,76

n = 47

2,91

0,648

543

212-9123 14,0400

Результаты опытных буровзрывных работ, проведенных
Институтом сланцев за 1962...1964 годы

Год	№ опыта	Сечение выработки, м	Тип вруба	Способ взрывания	Число шпуров	Общий заряд, кг	Глубина бурения, м	Глубина вруба, м	Подвижение забоя, м	Объем отбитой горной массы, м³	Уд. расход ВВ, кг/м³	Уд. расход бурения, м/м³	К.И.Ш.	Выход класса 0...30 мм		Параметры уравнения Андреева-Годана		Теплота сгорания класса 0...30 мм, Мкал/кг	Уд. вновь образованная поверхность, 10³ м²/м³
														по си- товому анали- зу	с уче- том мелочи вруба и двух паде- ний	A	n		
1962	-	11,0	Расш. взр.	ОВ	20	15,0	2,0	-	1,9	21	0,72	1,9	0,95	-	-	-	-	-	-
	1	33,5	ПВ	КЗВ	40	37,6	2,1	1,8	1,8	60	0,62	1,4	0,86	-	-	-	-	-	-
	2	26,8	"	"	39	28,2	2,1	1,8	1,5	40	0,70	2,0	0,72	-	-	-	-	-	-
	3	33,5	"	"	39	26,6	2,1	1,8	1,5	50	0,53	1,6	0,72	-	-	-	-	-	-
	4	33,5	"	"	40	30,4	2,1	1,8	1,8	60	0,51	1,4	0,86	0,344	0,342	2,45	0,564	-	2,86
	5	33,5	"	"	40	30,4	2,1	1,8	1,8	60	0,51	1,40	0,86	0,333	0,329	2,90	0,623	2,67	2,86
	6	33,5	"	ОВ	40	30,4	2,1	1,8	1,6	54	0,51	1,6	0,76	-	-	-	-	-	-
	7	33,5	"	"	40	32,2	2,1	1,8	1,6	54	0,60	1,6	0,76	0,219	0,193	3,75	0,848	2,69	0,72
	8	33,5	"	"	39	29,6	2,1	1,8	1,6	54	0,55	1,5	0,76	-	-	-	-	-	-
	9	33,5	ЧВ	КЗВ	43	34,2	2,1	1,8	1,6	54	0,64	1,7	0,76	0,295	0,302	2,22	0,570	2,66	2,49
	10	33,5	"	"	43	34,2	2,1	1,8	1,7	57	0,60	1,6	0,91	0,264	0,268	3,33	0,720	2,71	1,28
	11	33,5	"	"	43	34,2	2,1	1,8	1,7	57	0,60	1,6	0,81	-	-	-	-	-	-
	12	36,8	Расш.	"	38	29,2	2,1	1,9	1,9	70	0,44	1,1	0,91	0,240	0,220	2,52	0,700	2,72	1,13
	13	26,8	"	"	28	21,6	2,1	1,9	2,0	54	0,40	1,1	0,95	0,278	0,268	3,20	0,710	2,79	1,31
1963	-		"	"							0,36			0,26	0,247	2,4	0,65	-	1,5

Примечания: Расшир.взр. - расширение камеры с взрывным врубом
 ПВ - полный машинный вруб
 ЧВ - частичный машинный вруб - 1/3 забоя
 Расш. - расширение камеры с машинным врубом
 ОВ - огневое взрывание
 КЗВ - короткозамедленное взрывание

Копия

ПРОТОКОЛ
технического совещания при главном инженере
треста "Эстонсланец"

г. Кохтла-Ярве

26 сентября 1967 г.

ПРИСУТСТВОВАЛИ:

ПРОКОПОВИЧ В.В.	- главный инженер треста,
СААРЕСТ К.Р.	- главный экономист треста,
ПААЛЬМЕ Г.П.	- начальник технического отдела,
ШЕВЛЯКОВ С.М.	- начальник конструкторско-технологического отдела,
ЛАВРОВ О.Н.	- главный энергетик треста,
БАХЕР Э.А.	- зам.начальника технического отдела,
ГЕРАСИН С.Е.	- зам.начальника конструкторско-технологического отдела,
ДЫКОВ О.В.	- рук. группы конструкторско-технологического отдела,
РЕЙНСАЛУ Э.Я.	- ст.инженер конструкторско-технологического отдела,
БАХЕР Ю.Ф.	- главный инженер шахты № 7,
ВОЛКОВ	- главный механик шахты № 8.

П О В Е С Т К А Д Н Я:

обсуждение целесообразности применения зарубки при камерной системе разработки и возможности пользования универсальной врубовой машиной МВС-1, технический проект которой представлен институтом "Пермгипрогормаш".

СЛУШАЛИ:

1. Выступление зам.начальника технического отдела тов. Э.ВАХЕР о техническом проекте врубовой машины МВС-1, составленном институтом "Пермгипрогормаш".

2. Выступление ст.инженера конструкторско-технологического отдела тов. Э.РЕЙНСАЛУ о проведенных в условиях сланцевых шахт опытных работах с применением зарубки в камерах.

В прениях выступили тт. В.ПРОКОПОВИЧ, Г.ПААЛЬМЕ, С.ШЕВЛЯКОВ, О.ДЫКОВ и О.ЛАВРОВ.

ПОСТАНОВИЛИ:

1. Считать перспективным применение зарубки при камерной системе разработки в сланцевых шахтах, чем достигается уменьшение объема буровзрывных работ и расхода ВМ, улучшение качества сланца III сорта, увеличение выхода сланца II сорта и в конечном итоге от повышения оптовой цены на сланец - значительный экономический эффект.

2. Самоходная врубовая машина МВС-1 может быть использована в сланцевых шахтах для образования врубовых щелей при многокамерном варианте камерной системы разработки, где применяются погрузочные машины ЗПНБ-2, самоходные вагоны и самоходные бурильные установки.

3. В связи с этим считать целесообразным направить институту "Пермгипрогормаш" следующие предложения треста по параметрам и конструктивному исполнению врубовой машины МВС-1:

- а/ оборудовать машину кабельным барабаном; распыловщиком и средствами пылеподавления;

- 3 -

- б/ с целью облегчения доставки машины по шахтным рельсовым путям, снизить высоту ее до 1,4;
- в/ оборудовать машину одним пультом управления вместо двух и расположить его вместе с сиденьем машиниста в средней части рамы ходового механизма;
- г/ комплектовать гидросистему машины более однотипной аппаратурой секционного исполнения.

ГЛАВНЫЙ ИНЖЕНЕР ТРЕСТА

"ЭСТОНСЛАНИ" -

подпись

/В.ПРОКОПОВИЧ/

копия верна - *ВВВ* -