Министерство угольной промышленности СССР
Академия наук СССР
Ордена Трудового Красного Знамени
Институт горного дела им. А. А. Скочинского
Междуведомственная комиссия по взрывному делу

ВРЕМЕННАЯ МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНОЙ ОТБОЙКИ ПОРОД НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ

Москва
1976

gost.e-ecolog.ru

Министерство угольной промышленности СССР
Академия наук СССР
Ордена Трудового Красного Знамени
Институт горного дела им. А. А. Скочинского
Междуведомственная комиссия по взрывному делу

ВРЕМЕННАЯ МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНОЙ ОТБОЙКИ ПОРОД НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ

Москва
1976

УДК 622.236.4 : 622.271.32

Проект "Временной методики расчета параметров взрывной отбойки пород на угольных разрезах" был широко разослан Междуведомственной комиссией научно-исследовательским институтам, горным предприятиям и отдельным специалистам. На него поступило около 27 отзывов.

Авторы методики с учетом полученных замечаний и отзывов доработали текст методики, а созданная при Междуведомственной комиссии рабочая комиссия проанализировала материалы обсуждения, внесла необходимые поправки и отредактировала настоящую методику.

Рабочая комиссия признала целесообразным считать настоящую методику расчета параметров взрывной отбойки пород на угольных разрезах временной. По мере же накопления опыта методика должна быть уточнена и издана в качестве Единой методики.

Междуведомственная комиссия по взрывному делу выражает признательность всем организациям и отдельным специалистам, приславшим свои отзывы и принявшим участие в обсуждении, корректировке и редактировании настоящей методики. Комиссия с благодарностью примет также пожелания, которые целесообразно учесть при окончательной доработке и подготовке к изданию этой методики в качестве Единой.

ВВЕДЕНИЕ

При открытой разработке угольных месторождений производительность экскаваторного и транспортного оборудования на выемке скальных вскрышных пород определяющим образом зависит от качества их взрывной подготовки. Качество дробления пород, которое наиболее часто характеризуется диаметром среднего куска взорванной горной массы, в свою очередь, зависит от большого количества природных и технологических факторов, среди которых превалирующее значение имеют структура породного массива, удельный расход ВВ, диаметр скважинных зарядов и параметры их размещения в массиве. Существенное влияние на качество подготовки пород оказывает также высота уступа.

Определение параметров взрывной отбойки производится в настоящее время без достаточного учета влияния указанных факторов на степень дробления пород. В частности, при расчетах совершенно не учитывается анизотропия свойств породного массива, связанная с анизотропией его трещиноватости; удельный расход ВВ принимается без достаточного учета конкретных условий производства взрывных работ и требуемого качества дробления пород и т.д. В то же время, например, обеспечение наиболее равномерного насыщения массива объемами образующихся вокруг зарядов зон дробления, а, следовательно, достижение наиболее равномерного и интенсивного дробления пород возможно лишь на основе учета размеров и формы зоны дробления одиночного заряда, которые прямо связаны с анизотропией свойств массива.

В результате буровзрывные работы в целом ряде случаев не дают желаемого эффекта, что оказывает крайне отрицательное влияние на показатели работы основного горнотранспортного оборудования

и на технико-экономическую эффективность вскрышных работ в целом. Следует при этом иметь в виду, что как показывают исследования, в условиях увеличивающейся мощности экскаваторного и транспортного оборудования сохраняются высокие требования к качеству дробления пород.

При существующих методах расчета параметров буровзрывных работ обычно не ставится задача обеспечения заданной кусковатости взорванной горной массы, а это исключает возможность прогнозирования показателей выемочно-погрузочных работ и обоснованного их планирования.

В основу данной методики расчета параметров взрывной отбойки вскрышных пород на угольных разрезах положены результаты широких исследований свойств пород разрезов, влияния свойств пород и главнейших технологических факторов на эффективность взрывных работ, а также влияния качества подготовки на показатели работы горнотранспортного оборудования. "Методика" предназначена для определения оптимальных параметров буровзрывных работ, обеспечивающих требуемую степень дробления пород при минимальных размерах приведенных затрат на вскрышные работы. Степень дробления пород может быть задана также, исходя из требуемой (планируемой) производительности экскаватора, или определена в соответствии с допустимыми размерами кусков по другим технологическим процессам. В этом случае "Методика" позволяет установить параметры буровзрывных работ, обеспечивающие наилучшие технико-экономические показатели при заданном качестве дробления.

Параметры буровзрывных работ устанавливаются как для наклонного расположения скважин, обеспечивающего повышение полезного использования энергии заряда, более равномерное размещение ВВ в массиве и улучшение качества дробления пород, так и для вертикального их расположения.

"Методика" разработана под руководством проф.докт. техн.наук Н.Я.Репина группой авторов в составе кандидатов технических наук И.А.Паначева, А.В.Биркова, А.С.Ташкинова и предназначена для работников угольных разрезов и проектных организаций. Она может быть использована также студентами горных специальностей вузов.

I. КЛАССИФИКАЦИЯ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ

Вскрышные породы угольных разрезов относятся к породам осадочного происхождения и представлены почти исключительно песчаниками, алевролитами и аргиллитами. Они имеют, как правило, сравнительно невысокую крепость, не превышающую $f = 9\text{-}10$ по шкале проф. М.М.Протодьяконова, в связи с чем бурение взрывных скважин в этих породах не представляет затруднений. Однако по взрываемости, определяющей качество подготовки пород взрывом и эффективность последующих технологических процессов, породы разрезов изменяются в широких пределах – от легковзрываемых до исключительно трудно поддающихся взрывному дроблению.

Важнейшей технологической характеристикой породного массива, оказывающей наибольшее влияние на качество дробления пород, является блочность массива, которая обуславливается интенсивностью его трещиноватости. Интенсивность трещиноватости массива осадочных пород находится в определенной связи с мощностью напластований, а также с прочностными, акустическими и упругими характеристиками слагающих массив пород. Трещиноватость массива является основной причиной его анизотропности, имеющей исключительно важное значение при выборе параметров буровзрывных работ.

В соответствии с классификацией пород по трещиноватости Междуведомственной комиссии по взрывному делу на основе исследований структурных и физико-механических свойств вскрышных пород угольных разрезов разработана их классификация по блочности (табл.I). Породы разрезов разделены на пять категорий, каждая из которых характеризуется определенными свойствами массива и слагающих массив пород, оказывающими превалирующее влияние на их дробимость при взрывных работах. К таким свойствам относятся блочность массива, его упругие и акустические свойства, анизотропия массива, а также прочность на одноосное сжатие и объемный вес слагающих массив пород.

II. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

I. Определение удельного расхода ВВ и диаметра скважин

Качество взрывной подготовки вскрышных пород характеризует-

ся кусковатостью взорванной горной массы, а также коэффициентом ее разрыхления в развале. Опыт показывает, что при взрывании на подобранный борт коэффициент разрыхления породы в развале составляет обычно I,35–I,4, то есть находится в пределах, когда дальнейшее его увеличение уже не отражается на эффективности процесса черпания экскаватора. В этих условиях основным показателем качества подготовки пород будет кусковатость взорванной горной массы или степень дробления пород, которая оценивается диаметром среднего (по объему) куска ($d_{ср}$).

Качество подготовки пород предопределяет технико-экономические показатели всех последующих технологических процессов. В связи с этим устанавливаемые по данной "Методике" параметры буровзрывных работ и соответствующая им степень дробления пород определяются на основе минимизации приведенных затрат на вскрышные работы по всему технологическому циклу.

На основе исследований влияния качества дробления пород на эффективность работы основного горно-транспортного оборудования на угольных разрезах установлены количественные зависимости технико-экономических показателей последующих технологических процессов от качества дробления и разработана экономико-математическая модель приведенных затрат на вскрышные работы. С использованием этой модели установлены оптимальные значения основных параметров буровзрывных работ – удельного расхода ВВ и диаметра скважин – применительно к конкретным горно-техническим условиям вскрышных работ (табл.2).

Указанные параметры определены при условии применения шнекового (в породах $f \leq 4 \div 5$) и шарошечного (в породах $f > 5$) бурения скважин и использования в породах первых трех категорий (табл. I) в качестве основного ВВ гранулита АС–4 или близкого ему по мощности ВВ, а в породах последних двух категорий – ВВ типа зерногранулита 79/2I. В обводненных породах следует принимать комбинированные заряды из названных ВВ и зерногранулита 50/50В. При этом соотношение водоустойчивых и неводоустойчивых ВВ в заряде должно определяться степенью обводненности скважин.

По табл.2 в соответствии со свойствами пород, типом экскаватора и высотой уступа, применяются оптимальные значения диаметра скважин и удельного расхода ВВ, которые являются основой для определения других параметров буровзрывных работ. При использовании ВВ иной мощности величина удельного расхода корректирует-

Таблица I

Категория пород	Блочность пород и их петрографическая характеристика	Структурные свойства массива		Физико-механические свойства пород массива		Упругие и акустические свойства массива		Коэффициент анизотропии
		Диаметр средней отдельности в массиве, м	Содержание в массиве фракции +1000 мм, %	Объемный вес, $т/м^3$	Временное сопротивление сжатию, $кг/см^2$	Модуль упругости, $E \cdot 10^5$ $кг/см^2$	Акустическая жесткость, $г/см^2 \cdot см/сек \cdot 10^5$	
I	2	3	4	5	6	7	8	9
I	Мелкоблочные Алевролиты, алевролитовые песчаники серого и темно-серого цвета, выветрелые песчаники. Цемент базальный поровый, по составу глинистый с примесью угля.	до 0,7	до 40	2,3-2,45	до 350	до 0,2	до 0,3	I,I-I,25
II	Среднеблочные Крупнозернистые песчаники на глинистом цементе, окраска серая, серовато-желтая. Крупноблочные алевролиты.	0,7-I,I	40-55	2,4-2,5	350-550	0,2-0,35	0,3-3,5	I,25-I,35

Продолжение таблицы I

I	2	3	4	5	6	7	8	9
III	Крупноблочные Песчаники серые и темно-серые, крупнозернистые на карбонатноцементном гидрослюдистом цементе порового типа. Перемежаемость песчаников со слоями алевролитов.	I,I-I,6	55-80	2,43-2,52	550-800	0,35-0,5	3,5-4	I,35-I,6
IУ	Весьма крупноблочные Средне- и мелкозернистые песчаники на кремнисто-глинистом цементе. Сидеритизированный алевролит высокой прочности.	I,6-2,0	80-90	2,45-2,55	800-I000	0,5-0,65	4-4,5	I,6-I,8
У	Исключительно крупноблочные Песчаники серые средне- и мелкозернистые. Цемент карбонатный и кремнисто-гидрослюдистый порового типа. Базальный конгломерант. Конгломератовидный песчаник. Гравелиты.	более 2,0	более 90	2,5-2,6	более I000	более 0,65	более 4,5	I,8-I,9

ся в соответствии с коэффициентом их работоспособности.

2. Расчет параметров сетки скважин

Породный массив характеризуется анизотропностью упругих свойств (табл.I), являющейся следствием анизотропности трещиноватости. Это свойство массива необходимо непременно учитывать при определении параметров сетки скважин.

Наиболее приемлемым методом оценки анизотропии массива является метод сейсмического зондирования, который позволяет учесть не только частоту, но и состояние трещин (их зияние, качество заполнителя и т.п.). Сейсмическое зондирование массива в производственных условиях легко осуществить с помощью переносной сейсмической установки типа ОСУ-I или ее модификации.

В осадочных породах максимальная скорость упругих волн соответствует направлению, характеризующемуся минимальной частотой трещин. И наоборот. Количественным показателем анизотропии может служить отношение максимального и минимального значений скорости упругих волн в массиве или соответствующее отношение экстремальных значений модуля упругости массива, которое называется коэффициентом анизотропии массива (K_a).

Если сейсмическое зондирование массива осуществить по тем или иным причинам невозможно, величину коэффициента анизотропии следует принимать в соответствии с классификацией (табл.I).

При этом надо иметь в виду, что для наклонных и крутопадающих месторождений направление, характеризующееся максимальной частотой трещин, ориентировано вкрест простиранию.

В связи с анизотропией массива зона дробления в сечении, перпенцикулярном оси скважинного заряда, имеет не круглую, а близкую к эллиптической форму. Большая ось эллипса зоны дробления совпадает с направлением минимальной частоты трещин или максимальной скорости упругих волн в массиве, в связи с чем для наклонных и крутопадающих месторождений она оказывается обычно ориентированной по простиранию.

Форма зоны дробления характеризуется коэффициентом формы ($K_ф$), представляющим собой отношение большой и малой осей эллипса зоны дробления. Таким образом, если абсолютные размеры зоны дробления зависят от диаметра заряда, свойств пород и ВВ, то ее форма определяется анизотропностью массива.

Коэффициент формы зоны дробления связан с коэффициентом ани-

Таблица 2

Рациональные параметры подготовки при транспортной технологии

Категория пород	Показатели	Емкость ковша экскаватора, $м^3$									
		4,6		8		I2,5			20		
		I0	I5	I5	20	I5	20	25	20	25	30
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II	I2
Мелкоблочные	Диаметр скважин, мм	2I4-243	243-269	269-295	295-320	295-320	320-346	346-370	346-370	370-394	370-394
	Удельный расход ВВ, $кг/м^3$	0,3-0,35	0,3-0,35	0,25-0,3	0,25-0,3	0,2-0,25	0,2-0,25	0,2-0,25	0,2-0,25	0,2-0,25	0,2-0,25
Средней блочные	Диаметр скважин, мм	I60-I90	I90-2I4	I90-2I4	2I4-243	2I4-243	243-269	269-320	269-320	320-346	346-370
	Удельный расход ВВ, $кг/м^3$	0,4-0,45	0,4-0,45	0,35-0,4	0,35-0,4	0,3-0,35	0,3-0,35	0,3-0,35	0,25-0,3	0,25-0,3	0,25-0,3

Продолжение таблицы 2

I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II	I2
Крупно-блочные	Диаметр скважин, мм	I40-I45	I5I-I6I	I6I-I72	I72-I90	I72-I90	I90-2I4	2I4-243	2I4-243	243-269	269-295
	Удельный расход ВВ, кг/м³	0,45--0,5	0,45--0,5	0,4--0,45	0,4--0,45	0,4--0,45	0,4--0,45	0,4--0,45	0,35--0,4	0,35--0,4	0,35--0,4
Весьма крупно-блочные	Диаметр скважин, мм	I32-I40	I45-I6I	I45-I6I	I6I-I72	I6I-I72	I72-I90	I90-2I4	I30-2I4	2I4-243	243-269
	Удельный расход ВВ, кг/м³	0,55--0,6	0,55--0,6	0,5--0,55	0,5--0,55	0,45--0,5	0,45--0,5	0,45--0,5	0,4--0,45	0,4--0,45	0,4--0,45
Исключительно крупно блочные	Диаметр скважин, мм	II2-II8	II8-I32	I32-I40	I45-I5I	I45-I5I	I5I-I6I	I6I-I72	I72-I90	I90-2I4	2I4-243
	Удельный расход ВВ, кг/м³	0,6--0,65	0,6--0,65	0,55--0,6	0,55--0,6	0,5--0,55	0,5--0,55	0,5--0,55	0,45--0,5	0,45--0,5	0,45--0,5

зотропии массива соотношением вида

$$K_{\Phi} = 0{,}5(K_a + 1), \qquad (I)$$

где K_{Φ} – коэффициент формы зоны дробления;

K_a – коэффициент анизотропии массива.

При известном коэффициенте анизотропии, пользуясь соотношением (I), легко установить значение коэффициента формы зоны дробления.

Для достижения максимально равномерного и интенсивного дробления пород взрывные скважины следует располагать с учетом формы зоны дробления и ориентировки ее экстремальных размеров относительно линии откоса уступа. Наивыгоднейшее в этом смысле соотношение между параметрами сетки скважин при многорядном их расположении устанавливается по выражению:

$$\frac{a}{b} = \frac{2K_{\Phi}}{\sqrt{3}\left[1 + (K_{\Phi}^2 - 1)\sin^2\alpha\right]}, \qquad (2)$$

где a – расстояние между скважинами в ряду, м;

b – расстояние между рядами скважин, м;

α – угол между направлением большой оси зоны дробления (направлением максимальной скорости упругой волны) и линией откоса уступа, град.

При расстоянии между рядами скважин, равном линии сопротивления по подошве, что является обычным при многорядном короткозамедленном взрывании особенно при наклонных скважинах, отношение $\frac{a}{b}$ представляет собой коэффициент сближения скважин (m).

Как следует из выражения (2), оптимальное значение m в одних и тех же породах зависит от коэффициента формы и ориентировки зоны дробления относительно линии откоса уступа.

Из рис.I, на котором показаны различные варианты ориентировки зоны дробления по отношению к линии откоса уступа видно, что если большая ось зоны дробления расположена параллельно линии откоса уступа ($\alpha = 0^{\circ}$), то оптимальное значение m будет больше единицы. При $\alpha = 90^{\circ}$ наивыгоднейшим является коэффициент сближения скважин, меньший единицы, а при угле α, близком к 45°, оптимальный коэффициент сближения будет равен единице. Одновременно с изменением угла α изменяется рациональная форма сетки скважин. При $0^{\circ} \leqslant \alpha \leqslant 30^{\circ}$ или $60^{\circ} \leqslant \alpha \leqslant 90^{\circ}$ наиболее равномерное насыщение массива зонами дробления достигается при шахматном расположении скважин. Если же $30^{\circ} \leqslant \alpha \leqslant 60^{\circ}$, то наилуч-

шей является прямоугольная сетка скважин.

Удельный расход ВВ связан с параметрами сетки скважин соотношением

$$q = \frac{P\left(\frac{H}{\sin\beta} + П\right)K}{a\,b\,H}, \quad кг/м^3. \qquad (3)$$

где P – вместимость I п.м. скважин, кг/м;
H – высота уступа, м;
β – угол наклона скважин к горизонту, град;
П – величина перебура, м;
K – коэффициент заполнения скважин.

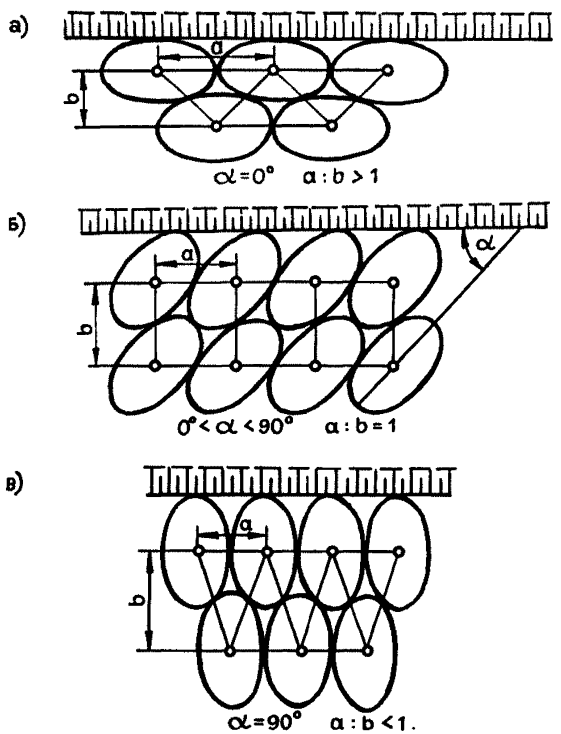


Рис.I. Схема к определению формы сетки скважин.

Зависимость коэффициента заполнения скважин от высоты уступа для пород различной взрываемости приведена на рис.2.

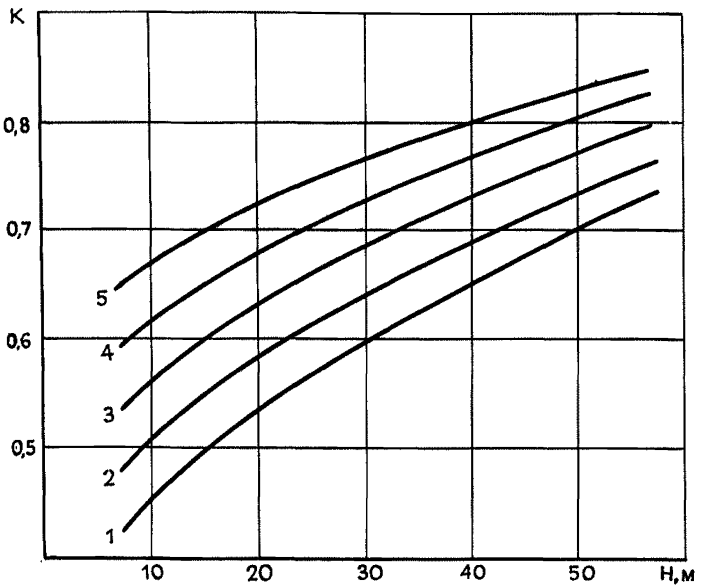


Рис.2. Зависимость коэффициента заполнения скважин от высоты уступа.
I,2,3,4,5 - соответственно для пород I, П,Ш,IУ и У категорий.

Из (3) имеем

$$ab = \frac{P\left(\frac{H}{\sin\beta} + П\right)K}{qH}, \text{ м}^2. \qquad (4)$$

Решая систему уравнений (2) и (4), найдем

$$a = \sqrt{\frac{mP\left(\frac{H}{\sin\beta} + П\right)K}{qH}}, \text{ м}. \qquad (5)$$

Таким образом оптимальное расстояние между скважинами в ряду определяется, исходя из величины удельного расхода ВВ, диаметра скважин, высоты уступа и угла наклона скважин. При установленном расстоянии между скважинами и найденном по формуле (2) значении m определяется расстояние между рядами скважин

$$b = \frac{a}{m} \cdot \qquad (6)$$

Величину линии сопротивления по подошве (W) следует принимать равной расстоянию между рядами скважин, но предельное ее значение не должно превышать следующих соотношений:

- породы I категории $W = (45 \div 50)\, d_c$,
- породы II категории $W = (40 \div 45)\, d_c$,
- породы III категории $W = (35 \div 40)\, d_c$,
- породы IУ категории $W = (30 \div 35)\, d_c$,
- породы У категории $W = (30 \div 35)\, d_c$.

Величину перебура следует принимать равной:

- для пород I категории $П = (5\text{-}8)\, d_c$,
- для пород II и III категории $П = (8\text{-}10)\, d_c$,
- для пород IУ и У категории $П = (10\text{-}15)\, d_c$.

Верхний предел указанных соотношений следует принимать при вертикальных, нижний - при наклонных скважинах.

3. Определение веса заряда в скважине

Расчетная величина заряда в скважине определяется по выражению

$$Q = q \cdot a \cdot b \cdot H, \text{ кг} \qquad (7)$$

Полученная величина заряда проверяется на вместимость скважин.

4. Выбор параметров короткозамедленного взрывания

Время замедления при короткозамедленном взрывании следует выбирать в соответствии со свойствами пород и параметрами расположения скважин. Качество дробления мелкоблочных пород мало изменяется с изменением времени замедления. Тем не менее оно предпочтительнее при больших замедлениях порядка 70-80 мсек., которые и рекомендуются для этих пород.

При подготовке пород средней блочности и крупноблочных рациональное время замедления составляет 40-50 мсек., а в весьма крупноблочных и исключительно крупноблочных породах - 30-35 мсек.

В мелкоблочных породах целесообразно применить простую по-

рядную схему взрывания. Более сложная диагональная или какая - либо другая схема взрывания здесь имеет смысл только в том случае, если, например, необходимо сократить ширину развала или уменьшить количество одновременно взрываемого ВВ. При подготовке пород других категорий эффективны диагональная и клиновая схема. Более предпочтительна относительно простая по монтажу диагональная схема, особенно при использовании на перевозке пород железнодорожного транспорта.

Ш. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ДЛЯ ДОСТИЖЕНИЯ ТРЕБУЕМОЙ СТЕПЕНИ ДРОБЛЕНИЯ ПОРОД

I. Определение требуемой степени дробления пород

Степень дробления пород, характеризуемая диаметром среднего куска взорванной горной массы, должна обеспечивать планируемую эксплуатационную производительность экскаваторов или отвечать каким-либо иным требованиям. При установленной длительности смены эксплуатационная производительность экскаватора определяется его технической производительностью, а также коэффициентом использования экскаватора во времени

$$Q_{см} = Q_т T K_и, \quad м^3/см, \tag{8}$$

где $Q_т$ - техническая производительность экскаватора, $м^3$/час;
$K_и$ - коэффициент использования экскаватора во времени.

Техническая производительность экскаватора

$$Q_т = \frac{3600 E K_э}{t_ц}, \quad м^3/час, \tag{9}$$

где E - емкость ковша, $м^3$;
$t_ц$ - длительность экскаваторного цикла, сек;
$K_э$ - коэффициент экскавации.

Длительность экскаваторного цикла и коэффициент экскавации зависят главным образом от качества дробления пород и мощности экскаватора. При погрузке пород механическими лопатами

$$t_ц = \frac{67 d_{ср}^2}{E} + \frac{E}{0{,}11E+0{,}6} + \sqrt[3]{\frac{(35E+0{,}42E^2)^{5/3}\cdot\Theta^2}{E}} + 3, \text{ сек}, \tag{10}$$

$$K_э = \frac{1{,}18\, e^{-\frac{6{,}5 d_{ср}^3}{E^{1{,}2}}}}{\frac{d_{ср}^2}{0{,}75\sqrt[3]{E^2}}\, e^{1-\frac{d_{ср}^2}{0{,}56\sqrt[3]{E^3}}} + 1{,}35}, \qquad (II)$$

где $d_{ср}$ – диаметр среднего (по объему) куска взорванной горной массы, м;

e – основание натурального логарифма;

Θ – угол поворота экскаватора, град.

Данные о технической производительности механических лопат с емкостью ковша от 4,6 м^3 до 20 м^3 при различном качестве дробления пород приведены в табл.3.

Таблица 3

Техническая производительность механических лопат, м^3/час

$d_{ср}$, м	Емкость ковша экскаватора, м^3			
	4,6	8	I2,5	20
0,I	5I5	790	II40	I600
0,2	485	760	II00	I560
0,3	435	7I0	I040	I520
0,4	387	660	985	I480
0,5	330	595	920	I430
0,6	255	520	845	I360
0,7	2I0	447	760	I260
0,8	I60	375	690	II40
0,9	I20	3I0	600	I200
I,0	73	250	5I0	900

Коэффициент использования экскаватора во времени зависит от условий транспортного обслуживания экскаватора и организации работ на разрезе и в каждом конкретном случае имеет свое определенное значение, которое и следует принимать при расчетах.

При заданной (планируемой) сменной производительности экскаватора, известных длительности смены и коэффициенте использования экскаватора во времени из выражения (9) устанавливается техническая производительность экскаватора ($Q_т$).

В соответствии с установленной $Q_т$ из табл.3 определяется требуемая степень дробления породы ($d_{ср}$).

2. Выбор рационального сочетания основных параметров экскаваторов и буровых станков

Необходимым условием оптимизации параметров буровзрывных работ является выбор наивыгоднейшего сочетания основных парамет - ров экскаваторов и буровых станков, поскольку главный параметр бурового станка - диаметр бурения - является одновременно одним из наиболее мощных средств регулирования степени дробления по - род. Указанное наивыгоднейшее сочетание параметров устанавливается по табл.2 в соответствии со свойствами пород и с высотой уступа.

При расчете параметров буровзрывных работ в условиях действующего предприятия диаметр скважин может приниматься в соответ - ствии с применяемыми на данном предприятии буровыми станками.

3. Определение требуемого удельного расхода ВВ

Величина удельного расхода ВВ для обеспечения требуемой степени дробления пород определяется с учетом свойств разрушаемого массива, диаметра заряда и высоты уступа. При применении многорядного короткозамедленного взрывания диаметр среднего куска взорванной горной массы связан с параметрами отбойки (d_c, q), структурой массива (d_e) и высотой уступа (H) соотношением

$$d_{ср} = \frac{1}{\frac{1}{d_e} + \frac{300 + H}{100 + d_c} \cdot q}, \text{ м}, \qquad (12)$$

где d_e - диаметр средней естественной отдельности в массиве, м;

H - высота уступа, м;

d_c - диаметр скважинного заряда, мм;

q - удельный расход ВВ, кг/м^3.

При этом выход фракций заданного размера определяется из выражения

$$\eta = e^{-0,8\lambda^2\sqrt{\lambda}}, \qquad (13)$$

где η – выход фракций (сверху);

λ – отношение линейного размера искомой фракции (X) к диаметру среднего куска ($d_{ср}$).

Из выражения (I2) находится удельный расход ВВ, необходимый для обеспечения требуемого качества дробления

$$q = \left(\frac{1}{d_{ср}} - \frac{1}{d_e}\right)\frac{100 + d_c}{300 + H}, \quad кг/м^3 \qquad (I4)$$

При взрывании высоких уступов, сложенных по высоте резко отличающимися структурными пачками пород (например, верхняя часть уступа – мелкоблочные алевролиты, нижняя – исключительно крупноблочные песчаники) удельный расход ВВ находится для каждой структурной пачки в отдельности. В этом случае отдельно для каждой пачки должны определяться и параметры расположения скважин, которые затем должны согласовываться между собой.

Для вычисления удельного расхода ВВ при заданном диаметре среднего куска взорванной горной массы, выбранном диаметре заряда и известной высоте уступа необходимо знать диаметр средней естественной отдельности массива.

Для слоистых осадочных пород угольных разрезов, диаметр средней естественной отдельности, характеризующий структуру массива, следует принимать из табл.I или (в условиях действующего предприятия) устанавливать путем непосредственных измерений, пользуясь соотношениями

$$d_e = 3\bar{Z} \quad или \quad d_e = 0{,}2f, \qquad (I5)$$

где $\bar{Z}$ – среднее арифметическое замеров мощности слоев,м;

f – коэффициент крепости по шкале проф. М.М.Протодьяконова.

Таким образом, для определения диаметра средней отдельности массива необходимо знать прочность слагающих массив пород или выполнить замеры мощности слоев на откосе уступа или естественном обнажении непосредственно в разрезе. Количество замеров, обеспечивающее достаточную точность результатов, составляет I00 -I50.

После определения требуемого удельного расхода ВВ дальнейшие расчеты производятся в порядке, изложенном в разделе II (п.п.2,3,4).

Пример расчета

Требуется определить параметры буровзрывных работ для обеспечения планируемой производительности экскаватора ЭКГ-4,6 при железнодорожном транспорте в объеме 1500 м^3 в смену при следующих исходных данных:

- продолжительность смены T = 8 час;
- коэффициент использования экскаватора во времени $K_и$=0,7;
- высота уступа H = 15 м;
- средняя мощность напластования $\bar{z}$ = 0,4 м;
- линия откоса уступа совпадает с простиранием слоистости, т.е. α = 0;
- угол наклона скважин к горизонту $\beta = 75^0$.

Порядок расчета

1. Устанавливается требуемая техническая производительность экскаватора (8)

$$Q_т = \frac{1500}{8 \cdot 0{,}7} = 268 \text{ м}^3/\text{час}$$

2. По табл.3 определяется требуемая степень дробления пород (при E = 4,6 м^{3}и $Q_т$= 268 м^3/час), которая составляет $d_{ср}$= 0,58 м; при этом выход негабаритных фракций, установленный в соответствии с выражением (13), составит η = 0,4%.

3. По формуле (15) определяется диаметр средней естественной отдельности

$$d_e = 3\bar{z} = 3 \cdot 0{,}4 = 1{,}2 \text{ м}.$$

В соответствии с классификацией (табл.1) породы относятся к крупноблочным.

4. По табл.2 принимается рациональный диаметр скважин, который составляет 151-161 мм; принимается d_c = 161 мм.

5. С учетом требуемой степени дробления и условий взрывных работ по формуле (14) определяется удельный расход ВВ

$$q = \left(\frac{1}{0{,}58} - \frac{1}{1{,}2}\right) \frac{100 + 161}{300 + 15} = 0{,}73 \text{ кг}/\text{м}^3.$$

6. В соответствии с классификацией (табл.1) принимается коэффициент анизотропии массива K_a= 1,6.

7. Определяется коэффициент формы зоны дробления

$$K_{\phi} = 0,5\,(1,6 + 1) = 1,3$$

8. Находится отношение $\frac{a}{b}$ (или коэффициент сближения скважин)

$$\frac{a}{b} = \frac{2K_{\phi}}{\sqrt{3}\,[1+(K_{\phi}^2 - 1)\,\sin^2\alpha} = \frac{2 \cdot 1,3}{\sqrt{3}} = 1,5\,.$$

9. В соответствии с принятым диаметром скважин, типом ВВ и свойствами пород устанавливаются вместимость I п.м. скважины и величина перебура.

I0. Величина коэффициента заполнения скважин определяется по графику (рис.2) $K = 0,6$.

II. Определяется расстояние между скважинами в ряду (5)

$$a = \sqrt{\frac{1,5 \cdot 20,1\left(\frac{15}{\sin 75} + 1,3\right) 0,6}{0,73 \cdot 15}} = 5,3\text{м}$$

I2. Находится расстояние между рядами скважин (6)

$$b = \frac{5,3}{1,5} = 3,5\text{м}$$

Полученные размеры сетки скважин увязываются с принятой шириной заходки.

I3. Линия сопротивления по подошве принимается равной расстоянию между рядами скважин $W = 3,6$ м.

I4. Величина заряда в скважине

$$Q = 0,73 \cdot 5,3 \cdot 3,6 \cdot 1,5 = 208\,\text{кг}$$

I5. В соответствии с взрываемостью пород время замедления при КЗВ принимается равным 40 мсек. С учетом вида транспорта принимается диагональная схема взрывания.

IУ. ОСОБЕННОСТИ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНОЙ ПОДГОТОВКИ ПОРОД ПРИ БЕСТРАНСПОРТНОЙ РАЗРАБОТКЕ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ДРАГЛАЙНОВ

Одной из важнейших особенностей взрывных работ при бестранспортной технологии является возможность использования энергии взрыва для перемещения породы в выработанное пространство и ук-

ладки ее в постоянный отвал, в результате чего может быть существенно уменьшен объем работ по экскаваторной перевалке. Эта особенность взрывных работ должна непременно учитываться при расчете параметров буровзрывных работ.

I. Расчет оптимальных параметров буровзрывных работ.

Рекомендации по выбору рационального сочетания параметров экскаваторов и буровых станков, а также величины удельного расхода ВВ при бестранспортной разработке пород драглайнами (табл. 4) разработаны, исходя из обеспечения минимальных размеров приведенных затрат на вскрышные работы.

Рекомендуемые параметры взрывной подготовки пород обеспечивают наиболее простую организацию работ на уступе: в породах IУ и У категорий при оптимальном диаметре бурения для обслуживания экскаватора необходимо один или два буровых станка (в зависимости от мощности экскаватора); в породах П и Ш категорий - один станок; в породах I категории при использовании экскаваторов с емкостью ковша до I5 м^3 один буровой станок в состоянии обеспечить работу двух экскаваторов, что может быть реализовано при работе экскаваторов в соседних блоках. Если такая возможность отсутствует, то следует принимать ближайший к оптимальному меньший диаметр бурения, что позволит без существенного ущерба для экономики привести в соответствие производительность бурового станка и экскаватора.

По табл.4 в соответствии с конкретными горно-техническими условиями производится выбор диаметра скважинных зарядов и удельного расхода ВВ, являющихся основной для определения всех других параметров взрывной подготовки пород. Последующие расчеты по их определению осуществляются в порядке, изложенном в разделе П (п.п.2,3,4).

2. Расчет параметров развала при установленных параметрах буровзрывных работ *)

При бестранспортной технологии вскрышных работ большое значение имеют ширина и форма развала взорванной породы, от кото-

*) Методика расчета параметров развала разработана А.А.Сысоевым.

Таблица 4

Рациональные параметры подготовки пород при бестранспортной технологии

Категория пород	Оптимальные параметры подготовки	Тип экскаватора											
		ЭШ-5/45		ЭШ-10/70		ЭШ-15/90		ЭШ-25/100		ЭШ-40/85		ЭШ-80/100	
		Высота уступа, м											
		15-25	25-35	20-30	30-40	25-35	35-45	25-35	35-45	25-35	35-45	25-35	35-45
I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Мелкоблочные	мм	161-190	161-190	190-214	214-243	214-243	243-269	243-269	269-295	269-295	295-320	295-320	320-346
	кг/м^3	0,4-0,5	0,5-0,65	0,4-0,45	0,45-0,5	0,35-0,4	0,4-0,45	0,3-0,35	0,35-0,4	0,3-0,35	0,35-0,4	0,2-0,25	0,25-0,3
Среднеблочные	мм	161-190	161-190	190-214	214-269	214-243	243-295	214-243	243-269	243-269	269-295	269-320	269-320
	кг/м^3	0,6-0,7	0,7-0,8	0,5-0,6	0,6-0,7	0,5-0,55	0,55-0,6	0,45-0,5	0,5-0,55	0,4-0,45	0,45-0,5	0,3-0,35	0,35-0,4

Продолжение таблицы 4

I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II	I2	I3	I4
Крупно-блочные	мм	I40–I6I	I6I–I90	I6I–2I4	I90–269	I90–243	243–295	2I4–269	269–320	243–295	295–346	243–320	320–394
	кг/м³	0,8–0,85	0,85–I,0	0,6–0,7	0,7–0,8	0,6–0,65	0,65–0,8	0,55–0,6	0,6–0,7	0,5–0,55	0,55–0,6	0,4–0,45	0,45–0,5
Весьма крупно блочные	мм	I32–I45	I5I–I6I	I45–I6I	I6I–2I4	I6I–I90	2I4–269	I90–2I4	243–295	I90–243	269–320	2I4–269	295–346
	кг/м³	I,0–I,I	I,I–I,2	0,85–0,9	0,9–I,0	0,85–0,9	0,9–0,95	0,75–0,8	0,8–0,85	0,65–0,7	0,7–0,75	0,5–0,55	0,55–0,6
Исключительно крупно-блочные	мм	I32–I45	I45–I6I	I45–I6I	I6I–I90	I6I–I90	I90–2I4	I90–2I4	2I4–269	I90–243	243–296	2I4–269	269–295
	кг/м³	I,I–I,2	I,2–I,3	0,9–0,95	I,0–I,I	0,9–I,0	0,95–I,05	0,8–0,9	0,85–0,95	0,75–0,8	–0,8 –0,85	0,6–0,75	0,65–0,7

рых зависят место установки драглайна, схема экскавации, число проходов, коэффициент переэкскавации ($K_п$) и объем породы, перемещаемой взрывом в выработанное пространство.

Эффективность взрывного перемещения пород оценивается коэффициентом сброса ($K_{сбр}$), представляющим собой отношение объема породы, перемещаемой при взрыве в постоянный отвал, ко всему объему взорванной заходки.

Ширина, форма развала и коэффициент сброса зависят прежде всего от удельного расхода ВВ, угла наклона скважин, а также от высоты уступа и ширины буровзрывной заходки.

А. Ширина развала

Основным фактором, определяющим дальность перемещения породы, является начальная скорость отдельных кусков, которая зависит от параметров буровзрывных работ и свойств взрываемых пород и определяется по выражению:

$$V_o = 2V_{oo}\sqrt{\left(\frac{q}{\pi\rho K}\right)^n}, \text{ м/сек}, \qquad (16)$$

где V_o – начальная скорость движения отдельных кусков породы; м/сек;

V_{oo} – скорость смещения частиц на стенке зарядной полости, м/сек;

q – удельный расход ВВ, кг/м^3;

ρ – плотность ВВ, кг/м^3;

K – коэффициент заполнения скважин;

n – показатель степени.

Численные значения скорости смещения частиц на стенке зарядной полости V_{oo} и показатели степени n определены экспериментально и составляют:

- в породах I категории $V_{oo} = 3{,}57 \cdot 10^3$ м/сек; $n = 1{,}3$;
- в породах II и III категорий $V_{oo} = 2{,}7 \cdot 10^3$ м/сек; $n = 1{,}25$;
- в породах IV и V категорий $V_{oo} = 1{,}88 \cdot 10^3$ м/сек; $n = 1{,}2$.

Значения начальной скорости кусков даны в табл.I приложения.

Ширина развала взорванной породы складывается из ширины буровзрывной заходки A и максимальной дальности взрывного перемещения горной массы ΔB (рис.3), которая определяется как

$$\Delta B = \frac{1}{\cos\varphi}\left[P + \sqrt{P^2 + \frac{2V_o^2\cos^2\beta \cdot h_o}{g\cos\varphi}}\right] - h_o tg\varphi, \text{ м},$$

$$P = \frac{V_o^2(tg\beta - tg\varphi)\cos^2\beta}{g}. \qquad (17)$$

Здесь φ – угол падения пласта, град;

β – угол наклона скважин к вертикали, град;

h_o – высота откольной зоны, м;

g – ускорение свободного падения, м/сек^2.

Высота откольной зоны (рис.3) определяется из выражения:

$$h_o = M + 0{,}5h_3, \text{ м}, \qquad (18)$$

где M – мощность нижележащей толщи, м;

h_3 – высота колонки заряда над подошвой уступа, м.

В табл.2 приложения даны значения максимальной дальности взрывного перемещения породы ΔB, расчитанные в соответствии с выражением (17) при условии, что развал горной массы после взрыва не достигает откоса внутреннего отвала, т.е. $\Delta B_{табл} \leq A$.

Если табличное значение $\Delta B_{табл} > A$, то истинное значение дальности взрывного перемещения породы необходимо определять в соответствии с выражением

$$\Delta B = 0{,}5(\Delta B_{табл} + A), \text{ м}. \qquad (19)$$

Б. Форма развала

Форма развала взорванной породы зависит от удельного расхода ВВ, угла наклона скважин, времени замедления и схемы КЗВ, высоты уступа, ширины заходки, мощности нижележащей толщи (M) и угла падения пласта . Ее можно характеризовать следующими элементами (рис.3):

1) положением нижней бровки развала, которая определяется дальностью взрывного перемещения породы ΔB ;

2) высотой развала по последнему ряду скважин, h_1 ;

3) положением пика развала, который характеризуется высотой h_p и смещением, Δ относительно последнего ряда скважин на уровне h_1 .

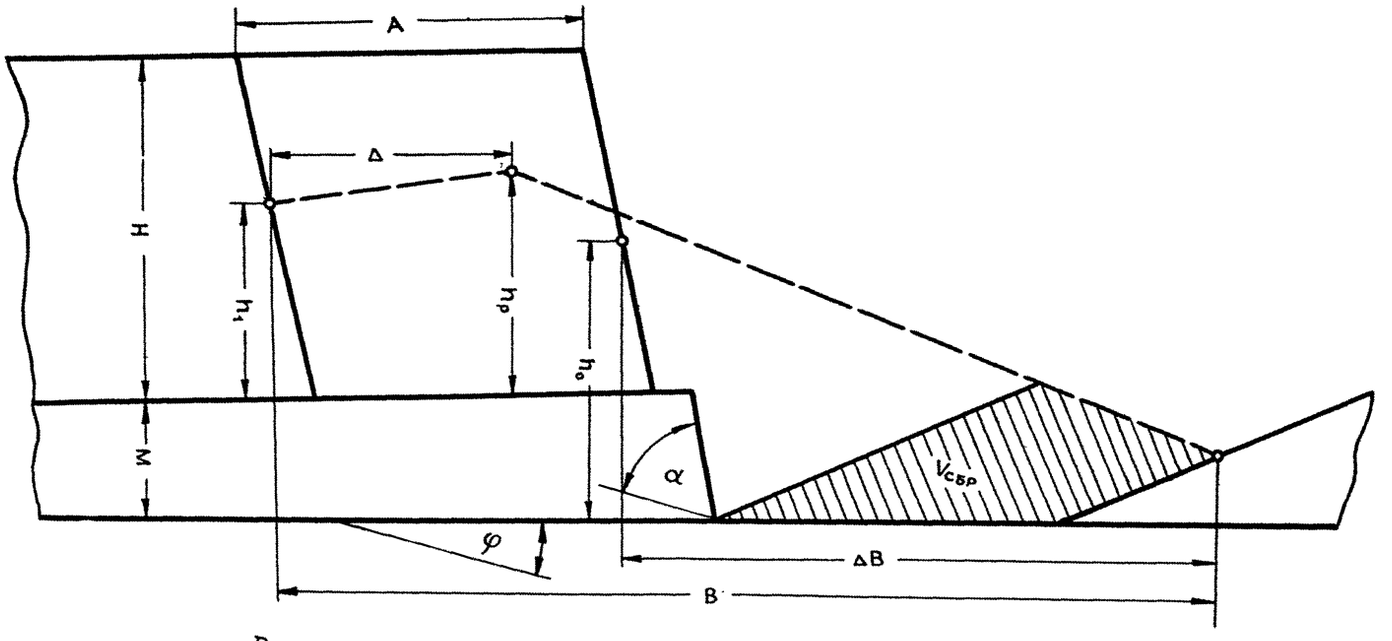


Рис.3. Схема к определению параметров развала.

В результате статистической обработки данных о параметрах развала установлено, что высота развала по последнему ряду скважин h_1 может быть определена из выражения:

$$\bar{h}_1 = \frac{2,8\bar{A}}{(\bar{A}+1)(0,8\,\Delta\bar{B}+1)}, \qquad (20)$$

где $\bar{h}_1 = \frac{h_1}{H}$; $\bar{A} = \frac{A}{H}$; $\Delta\bar{B} = \frac{\Delta B}{H}$.

Смещение пика развала относительно первого ряда скважин определяется как

$$\Delta = 1,12\,Aq, \text{ м}. \qquad (21)$$

Высота пика развала составляет

$$\bar{h}_p = \frac{K_p^2\,\bar{A}\,(2\Delta\bar{B}^2 + K_p\bar{A})}{(\Delta\bar{B}^2 + K_p\bar{A})^2}, \qquad (22)$$

где $\bar{h}_p = \frac{h_p}{H}$,

K_p – коэффициент разрыхления породы в развале.

Выражения (20) и (22) табулированы. Результаты расчетов приведены в табл.3 и 4 приложения. На основе полученных значений параметров развала (ΔB, h_1, h_p, A) строится его профиль.

При установленных ширине и форме развала величина коэффициента сброса определяется по данным табл.5 приложения.

3. Расчет параметров буровзрывных работ для обеспечения заданного качества подготовки пород

При разработке пород драглайнами длительность экскаваторного цикла и коэффициент экскавации определяются из выражений:

$$t_ц = \frac{155\,d_{ср}^2}{E} + \frac{E}{0,09E+0,6} + \left(1+\frac{5}{E}\right)\sqrt[3]{\frac{(103E-300)^{5/3}\,\Theta^2}{E}} + 3, \text{ сек}, \qquad (23)$$

$$K_э = \frac{1,26\,e^{-\frac{9,5\,d_{ср}^2}{E^{1,2}}}}{\frac{d_{ср}^2}{0,75\sqrt[3]{E^2}}\,e^{1-\frac{d_{ср}^2}{0,56\sqrt[3]{E^2}}} + 1,35}. \qquad (24)$$

Расчеты технической производительности драглайнов с емкостью ковша от 6 до 80 м³ произведены по формуле (8) с учетом выражений (23) и (24). Результаты расчетов приведены в табл.5.

Таблица 5

Техническая производительность драглайнов, м³/час

E,м³ / $d_{ср}$,м	6	10	15	25	40	80
0,1	274	492	714	1095	1647	2969
0,2	263	478	697	1080	1630	2947
0,3	244	453	663	1057	1604	2910
0,4	218	420	630	1040	1570	2870
0,5	188	385	581	981	1524	2825
0,6	156	347	524	936	1476	2775
0,7	124	289	462	860	1397	2689
0,8	94	250	396	810	1338	2624
0,9	67	202	377	737	1257	2532
1,0	46	166	310	670	1190	2455

Для оценки эффективности экскаваторных работ рекомендуется использовать показатель производительности, приведенный ко всему взорванному объему, учитывающий техническую производительность экскаватора на выемке и эффективность взрывного перемещения пород:

$$Q_т^{пр} = \frac{Q_т}{1 - K_{сбр}}, \text{ м}^3/\text{час},$$

где $Q_т^{пр}$ – приведенная производительность экскаватора, м³/час;

$Q_т$ – техническая производительность экскаватора при выемке породы, оставшейся в пределах заходки, м³/час.

При усложненной бестранспортной системе разработки, когда один экскаватор осуществляет как выемку, так и переэкскавацию породы, приведенная производительность экскаватора с учетом коэффициента переэкскавации и эффективности принятой схемы работы экскаватора будет равна:

$$Q_т^{пр} = \frac{Q_т K_о}{(1 - K_{сбр})(1 + 0{,}833 K_п)}, \ м^3/час, \qquad (25)$$

где $K_п$ – коэффициент переэкскавации, определяется в соответствии со схемой экскавации и параметрами экскаватора;

$K_о$ – коэффициент, учитывающий эффективность принятой схемы работы экскаватора (затраты времени на переходы экскаватора, планировку трассы, простои на флангах и т.п.).

Значения коэффициента $K_о$ могут быть приняты по данным табл. 6.

Таблица 6

Тип экскаватора	ЭШ-5/45	ЭШ-10/70	ЭШ-15/90	ЭШ-40/85	ЭШ-40/85	ЭШ-80/100
Величина коэффициента $K_о$	0,9	0,88	0,86	0,84	0,82	0,8

Приведенная сменная производительность драглайна определится из выражения:

$$Q_{см}^{пр} = Q_т^{пр} \, T \, K_и, \ м^3/см. \qquad (26)$$

Разработанная методика расчета параметров развала позволяет прогнозировать объемы взрывного перемещения пород.

При расчете параметров буровзрывных работ для обеспечения требуемых показателей взрыва исходные данные включают в себя: заданный коэффициент сброса породы в выработанное пространство ($K_{сбр}$), диаметр скважин ($d_с$), элементы системы разработки. Последовательность расчета состоит в следующем:

1. Из табл.5 приложения при известных отношениях $\frac{A}{H}$ и $\frac{M}{H}$ выбирается необходимое значение коэффициента сброса и определяется относительная дальность перемещения породы.

2. При известном значении коэффициента заполнения скважин (рис.2) определяется высота колонки заряда h_3 и находится высота откольной зоны (I 8).

3. По высоте откольной зоны и дальности взрывного перемеще -

ния породы из табл. 2 приложения определяется соответствующая начальная скорость движения кусков ϑ_0 . При этом необходимо иметь ввиду, что если угол наклона скважин не задан, то его следует принимать возможно большим (до 60^0).

4. При известных свойствах пород, коэффициенте заполнения скважин и начальной скорости движения кусков из табл.I находится удельный расход ВВ.

5. Дальнейший расчет производится в порядке, изложенном в разделе П (п.п.2,3,4).

П р и м е р

Определить параметры взрывной отбойки, обеспечивающие $K_{сбр}$ = 0,23 при разработке пород экскаватором ЭШ-I5/90 и построить профиль развала при следующих исходных данных:

а) высота вскрышного уступа H = 30 м;
б) ширина заходки A = 30 м;
в) коэффициент переэкскавации $K_п$ = 0,I5;
г) диаметр скважин d_c = 2I4 мм;
д) угол наклона скважин $\beta = 75^0$;
е) вместимость I п.м. скважины P = 35,8 кг/м;
ж) коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М.Протодьяконова f = 7;
з) угол между линией откоса уступа и направлением максимальной скорости упругой волны $\alpha = 45^0$;
и) угол падения пласта $\varphi = I5^0$;
к) мощность нижележащей толщи M = I2 м.

Последовательность расчета

I. При $\frac{M}{H}$ = 0,4; $\frac{A}{H}$ = I,00; $K_{сбр}$ = 0,23 в соответствии с табл. 5 приложения находим отношение $\frac{\Delta B}{H}$ = I,7. Тогда ΔB = I,7·30 = 5I м; т.к. $\Delta B > A$, то действительное значение ΔB табл. определится из выражения (I9)

$$\Delta B = 5I = 0,5\ (\Delta B \text{ табл.} + 30), \quad \Delta B_{табл.} = 72 \text{ м}.$$

2. С учетом высоты уступа и угла наклона скважины длина ее при П = 0 составит

$$\ell_{скв} = \frac{H}{\sin\beta} = \frac{30}{0,97} = 30,9 \text{ м}$$

3. Из соотношения (I5) устанавливается категория пород

$d_e = 0,2 \cdot 7 = I,4$ м – породы крупноблочные (табл.I)

4. По графику (рис.2) определяется коэффициент заполнения скважин $K = 0,69$.

5. Высота колонки заряда составит

$$h_з = \frac{\ell_{скв} \cdot K}{\sin\beta} = \frac{30,9 \cdot 0,69}{0,97} = 20,7 \text{ м}$$

6. Высота откольной зоны определяется в соответствии с выражением (I8)

$$h_o = I2 + 0,5 \cdot 20,7 \text{ м}$$

7. Скорость отбойки в соответствии с табл.2 приложения при $h_o = 20,7$ м, $\beta = 75^0$, $\Delta B_{табл.} = 72$ м, $\varphi = I5^0$ составляет 36 м/сек.

8. Необходимый удельный расход ВВ находится по табл.I приложения при $v_o = 36$ м/сек, $K = 0,69$ и составляет $q_y = 0,73$ кг/м3.

9. В соответствии с выражением (I2) определяется качество дробления пород при $q_y = 0,73$ кг/м3, $d_c = 2I4$ мм, $H = 30$ м.

$$d_{ср} = \frac{I}{\frac{I}{I,4} + \frac{300+30}{I00+2I4} \cdot 0,73} = 0,69 \text{ м}$$

I0. По табл.5 при $E = I5$ м3, $d_{ср} = 0,69$ м техническая производительность составит $Q_т = 468$ м3/час.

II. Приведенная производительность находится из выражения (25)

$$Q_т^{пр} = \frac{468 \cdot 0,86}{(I-0,23)\ (I+0,833 \cdot 0,I5)} = 4I7 \text{ м3/час}$$

I2. Для пород III категории в соответствии с табл.I принимаем $K_a = I,6$; тогда коэффициент формы зоны дробления (I) составит

$$K_\varphi = 0,5\ (I,6 + I) = I,3$$

I3. Коэффициент сближения скважин (2)

$$m = \frac{2 \cdot I,3}{\sqrt{3\ [I+(I,3^2-I)\ \sin^2\ 45]}} = I,I2$$

I4. Расчетное расстояние между скважинами в ряду (5) при $\Pi=0$

$$a_р = \sqrt{\frac{I,I2 \cdot 35,8\ \frac{30}{\sin\ 75} \cdot 0,69}{0,73 \cdot 30}} = 6,4 \text{ м}$$

I5. Расчетное расстояние между рядами скважин

$$b_р = \frac{6,4}{I,I2} = 5,7 \text{ м}$$

Следовательно $a_р \cdot b_р = 5,7 \cdot 6,4 = 36,5$ м2.

При необходимости расчетные параметры сетки скважин корректируются с учетом принятой ширины заходки при условии

$$a_р \cdot b_р = S = \text{const}$$

Применительно к нашим условиям принимаем $b = W = 6$ м; тогда $a = 36,5 : 6 = 6,I$ м.

I6. При $\frac{\Delta B}{H} = I,7$; $\frac{A}{H} = I,0$ из табл.3 приложения находится отношение высоты развала к высоте уступа $\frac{h_р}{H} = 0,77$. Следовательно, с учетом поправки

$$h_р = 0,77 \cdot 30 - I2 : 3 = I9,I \text{ м}$$

I7. Отношение высоты развала по последнему ряду скважин к высоте уступа равно (табл.4 приложения) $h_1 : H = 0,59$. Следовательно,

$$h_1 = 0,59 \cdot 30 = I7,7 \text{ м}$$

I8. Сдвиг пика развала находится по формуле (2I)

$$\Delta = I,I2 \cdot 30 \cdot 0,73 = 24,5 \text{ м}$$

По расчетным параметрам $\Delta B, h_1, h_р, \Delta$ строится профиль развала. Далее определяются параметры короткозамедленного взрывания, величина заряда в скважине.

Приложение I

Таблица I

Начальная скорость движения кусков (м/сек)

Категория пород	Коэффициент заполнения скважин	Удельный расход ВВ, кг/м^3						
		0,2	0,4	0,6	0,8	I,0	I,2	I,4
Мелкоблочные	0,4	24	38	50	60	69	78	87
	0,5	22	34	45	54	62	70	78
	0,6	I9	30	40	48	55	62	69
	0,7	I7	27	36	43	50	56	62
	0,8	I5	24	32	39	44	5I	58
	0,9	I3	2I	29	36	39	47	55
Средне- и крупноблочные	0,4	22	33	44	53	6I	67	73
	0,5	20	30	39	47	54	60	66
	0,6	I8	27	35	42	48	54	60
	0,7	I6	24	32	38	44	49	54
	0,8	I4	2I	28	34	40	44	49
	0,9	I2	I8	25	3I	37	40	45
Весьма крупно- и исключительно крупноблочные	0,4	I9	29	36	44	5I	56	6I
	0,5	I7	26	33	39	45	50	55
	0,6	I5	23	30	35	40	45	50
	0,7	I4	2I	27	32	37	4I	45
	0,8	I3	I9	26	30	34	37	4I
	0,9	I2	I8	25	29	32	34	38

Таблица 2

Дальность взрывного перемещения (ΔB)

$\varphi = 0^{\circ}$

Угол накл. скважин, град	Высота откольной зоны, м	Начальная скорость движения кусков, V_0, м/сек								
		10	15	20	25	30	35	40	45	50
$\beta=90^{\circ}$	8	12	18	25	31	37	44	50	56	63
	10	14	21	28	35	42	49	56	63	70
	12	15	23	30	38	46	54	61	69	77
	14	16	25	33	41	50	58	66	75	83
	16	17	26	35	44	53	62	71	80	89
	18	18	28	37	47	56	66	75	86	94
	20	20	30	40	50	60	70	80	90	100
	22	20	31	41	52	62	73	83	94	104
	24	21	32	43	54	65	76	87	98	109
	26	22	34	45	57	68	79	91	102	114
	28	23	35	47	59	70	82	94	106	118
	30	24	36	48	61	73	85	97	110	122
$\beta=75^{\circ}$	8	14	24	36	49	65	83	103	125	149
	10	16	26	39	53	69	87	107	130	154
	12	17	28	41	56	72	91	111	134	159
	14	18	30	43	58	75	94	115	139	164
	16	19	32	45	61	78	98	119	143	169
	18	20	33	47	64	81	101	123	147	173
	20	21	35	49	66	84	104	126	151	177
	22	22	36	51	68	87	107	130	154	181
	24	23	37	53	70	89	110	133	158	185
	26	24	38	55	72	92	113	136	161	189
	28	25	39	56	74	94	116	139	165	192
	30	26	40	58	76	96	118	142	168	196

Продолжение таблицы 2

$\varphi = 0^{\circ}$

Угол накл. скважин, град.	Высота откольной зоны, м	Начальная скорость движения кусков, V_0, м/сек								
		10	15	20	25	30	35	40	45	50
$\beta = 70^{\circ}$	8	15	26	39	55	74	96	121	149	180
	10	16	28	42	58	78	100	125	153	184
	12	18	30	44	61	81	103	129	157	188
	14	19	31	46	64	84	107	132	161	192
	16	20	33	48	66	87	110	136	164	196
	18	21	34	50	68	89	113	139	168	200
	20	22	36	52	71	92	116	142	171	203
	22	23	37	54	73	94	118	145	175	207
	24	24	38	55	75	97	121	148	178	210
	26	24	40	57	77	99	124	151	181	214
	28	25	41	59	79	101	126	154	184	217
	30	26	42	60	81	103	129	156	187	220
$\beta = 60^{\circ}$	8	16	28	45	65	89	118	151	188	229
	10	17	30	47	67	92	121	154	191	232
	12	18	32	49	70	94	123	156	194	235
	14	19	33	51	72	97	126	159	196	238
	16	20	34	52	74	99	128	162	199	241
	18	21	36	54	76	101	131	164	202	244
	20	22	37	56	78	103	133	167	204	246
	22	23	38	57	79	105	135	169	207	249
	24	23	39	59	81	107	137	171	209	252
	26	24	40	60	83	109	140	174	212	254
	28	25		61	84	111	142	176	214	257
	30	25		63	86	113	144	178	217	259

Продолжение таблицы 2

$\varphi = 5^{\circ}$

Угол накл. скважин, град.	Высота откольной зоны, м	Начальная скорость движения кусков, V_0, м/сек								
		10	15	20	25	30	35	40	45	50
$\beta = 90^{\circ}$	8	11	16	21	26	30	34	38	41	44
	10	12	18	24	29	34	39	43	47	51
	12	13	20	26	32	38	43	48	53	57
	14	14	22	29	35	41	47	53	58	63
	16	15	23	31	38	45	51	57	63	69
	18	16	25	33	40	48	55	62	68	74
	20	17	26	35	43	51	58	65	72	79
	22	18	27	36	45	53	61	69	76	83
	24	19	29	38	47	56	65	73	80	88
	26	19	30	40	49	59	67	76	84	92
	28	20	31	41	51	61	70	79	88	96
	30	21	32	43	53	63	73	82	91	100
$\beta = 75^{\circ}$	8	13	21	31	42	54	67	82	98	116
	10	14	23	34	45	58	72	87	104	122
	12	15	25	36	48	61	76	91	109	127
	14	16	27	38	51	65	80	96	113	132
	16	17	28	40	53	68	83	100	118	137
	18	18	30	42	56	70	86	104	122	142
	20	19	31	44	58	73	90	107	126	146
	22	20	32	46	60	76	93	111	130	150
	24	20	33	47	62	78	95	114	133	154
	26	21	34	49	64	81	98	117	137	158
	28	22	36	50	66	83	101	120	140	162
	30	22	37	52	68	85	103	123	144	165

$\varphi = 5^{0}$

Угол накл. скважин, град.	Высота откольной зоны, м	Начальная скорость движения кусков, V_0, м/сек								
		10	15	20	25	30	35	40	45	50
$\beta=70^{0}$	8	13	23	34	48	63	80	100	122	146
	10	15	25	37	51	66	84	104	126	151
	12	16	27	39	53	70	88	108	131	155
	14	17	28	41	56	73	91	112	135	160
	16	18	30	43	58	75	95	116	139	164
	18	18	31	45	61	78	98	119	142	168
	20	19	32	47	63	81	100	122	146	172
	22	20	33	48	65	83	103	125	149	175
	24	21	34	50	67	85	106	128	153	179
	26	21	36	51	69	88	108	131	156	183
	28	22	37	53	70	90	111	134	159	186
	30	23	38	54	72	92	113	137	162	189
$\beta=60^{0}$	8	14	26	40	58	79	103	131	163	198
	10	15	27	42	60	81	106	134	166	202
	12	16	29	44	62	84	109	137	169	205
	14	17	30	46	64	86	112	140	172	208
	16	18	31	47	66	89	114	143	175	212
	18	19	32	49	68	91	116	146	178	214
	20	19	33	50	70	93	119	148	181	217
	22	20	35	52	72	95	121	150	183	220
	24	21	36	53	73	97	123	153	186	222
	26	21	36	54	75	99	125	155	188	225
	28	22	37	56	77	100	127	157	191	227
	30	22	38	57	78	102	129	160	193	230

Продолжение таблицы 2

$\varphi = 10^{\circ}$

Угол накл. скважин, град.	Высота откольной зоны, м	Начальная скорость движения кусков, V_0, м/сек								
		10	15	20	25	30	35	40	45	50
$\beta = 90^{\circ}$	8	9	14	18	21	24	27	29	30	32
	10	11	16	20	24	28	31	34	36	38
	12	12	17	23	27	32	35	38	41	44
	14	12	19	25	30	35	39	43	46	49
	16	13	20	27	33	38	43	47	50	54
	18	14	22	29	35	41	46	51	55	59
	20	15	23	30	37	43	49	54	59	63
	22	15	24	32	39	46	52	58	63	67
	24	16	25	34	41	48	55	61	66	71
	26	17	26	35	43	51	58	64	70	75
	28	17	27	36	45	53	60	67	73	79
	30	18	28	38	47	55	63	70	77	83
$\beta = 75^{\circ}$	8	11	19	27	35	44	54	64	75	86
	10	13	21	29	39	48	58	69	81	93
	12	14	22	32	41	52	63	74	86	99
	14	14	24	34	44	55	67	79	91	103
	16	15	25	36	47	58	70	83	96	109
	18	16	26	37	49	61	73	87	100	114
	20	17	28	39	51	64	77	90	104	119
	22	17	29	41	53	66	80	94	108	123
	24	18	30	42	55	69	82	97	112	127
	26	18	31	44	57	71	85	100	115	131
	28	19	32	45	59	73	88	103	119	135
	30	19	33	46	60	75	90	106	122	139

$\varphi = 10^{\circ}$

Угол накл. скважин, град.	Высота откольной зоны, м	Начальная скорость движения кусков, V_0, м/сек								
		10	15	20	25	30	35	40	45	50
$\beta = 70^{\circ}$	8	12	21	30	41	53	66	81	97	114
	10	13	22	33	44	56	70	85	102	120
	12	14	24	35	47	60	74	90	107	125
	14	15	25	37	49	63	78	94	111	130
	16	16	27	38	51	66	81	98	115	135(
	18	16	28	40	54	68	84	101	119	139
	20	17	29	42	56	71	87	104	123	143
	22	18	30	43	58	73	90	108	127	147
	24	18	31	45	60	75	93	111	130	151
	26	19	32	46	61	78	95	114	133	155
	28	19	33	47	63	80	98	116	137	158
	30	20	34	49	65	82	100	119	140	161
$\beta = 60^{\circ}$	8	13	23	36	51	69	90	113	140	169
	10	14	25	38	54	72	93	117	143	173
	12	15	26	40	56	74	96	120	147	176
	14	15	27	41	58	77	98	123	150	180
	16	16	28	43	60	79	101	126	153	183
	18	16	29	44	62	81	103	128	156	186
	20	17	30	46	63	83	106	131	159	189
	22	18	31	47	65	85	108	133	162	192
	24	18	32	48	67	87	110	136	163	195
	26	18	33	49	68	89	112	138	167	198
	28	19	34	50	69	91	114	141	169	201
	30	19	34	52	71	92	116	143	172	203

Продолжение таблицы 2

$\varphi = 15^{\circ}$

Угол накл. сква-жин, град.	Высота от-кольной зоны, м	Начальная скорость движения кусков, V_0, м/сек								
		10	15	20	25	30	35	40	45	50
$\beta=90^{\circ}$	8	8	12	15	18	20	21	22	23	24
	10	9	14	18	21	23	25	27	28	29
	12	10	15	20	23	26	29	31	33	34
	14	11	17	22	25	29	32	35	37	39
	16	12	18	23	28	32	35	38	41	43
	18	12	19	25	30	35	39	42	45	47
	20	13	20	27	32	37	41	45	48	51
	22	13	21	28	34	40	44	48	52	55
	24	14	22	29	36	42	47	51	55	58
	26	14	23	31	38	44	49	54	58	62
	28	14	24	32	39	46	52	57	61	65
	30	15	24	33	41	48	54	60	64	69
$\beta=75^{\circ}$	8	10	17	23	30	36	42	49	55	62
	10	11	18	26	33	40	47	54	62	69
	12	12	20	28	36	44	52	59	67	75
	14	13	21	30	38	47	55	64	72	81
	16	13	23	32	41	50	59	68	77	86
	18	14	24	33	43	53	62	72	82	91
	20	15	25	35	45	55	65	76	86	96
	22	15	26	36	47	58	68	79	90	100
	24	15	27	38	49	60	71	82	93	105
	26	16	27	39	51	62	74	85	97	109
	28	16	28	40	52	64	76	88	100	113
	30	16	29	41	54	66	79	91	104	116

Продолжение таблицы 2

$\varphi = 15^{\circ}$

Угол накл. скважин, град.	Высота откольной зоны, м	Начальная скорость движения кусков, V_0, м/сек								
		10	15	20	25	30	35	40	45	50
$\beta = 70^{\circ}$	8	11	18	26	35	44	53	64	78	86
	10	12	20	29	38	48	58	69	80	92
	12	13	21	31	41	51	62	73	85	98
	14	13	23	33	43	54	66	78	90	104
	16	14	24	34	45	57	69	82	95	109
	18	14	25	36	47	60	72	85	99	113
	20	15	26	37	49	62	75	89	103	118
	22	15	27	39	51	64	78	92	107	122
	24	16	28	40	53	67	81	95	110	126
	26	16	28	41	55	69	83	98	114	130
	28	16	29	43	56	71	86	101	117	133
	30	17	30	44	58	73	88	104	120	137
$\beta = 60^{\circ}$	8	12	21	32	45	60	77	96	117	141
	10	12	22	34	47	63	80	100	121	145
	12	13	24	36	50	66	83	103	125	148
	14	14	25	37	52	68	86	106	129	153
	16	14	26	39	54	70	89	109	132	157
	18	15	27	40	56	73	92	112	135	160
	20	15	27	42	57	75	94	115	138	164
	22	15	28	43	59	77	96	118	141	167
	24	16	29	44	60	78	98	120	144	170
	26	16	30	45	62	80	101	123	147	173
	28	16	30	46	63	82	103	125	149	176
	30	16	31	47	64	84	105	127	152	178

Таблица 3

Отношение высоты развала к высоте взрывного уступа ($h_р/H$)

Отношение ширины заходки к высоте уступа (A/H)	Относительное приращение ширины развала ($\Delta B/H$)										
	0,5	0,75	I,0	I,25	I,5	I,75	2,0	2,25	2,5	2,75	3,0
0,5	I,3	I,I2	0,9I	0,73	0,58	0,47	0,38	0,32	0,27	0,22	0,2
0,75	I,34	I,22	I,06	0,89	0,75	0,62	0,52	0,44	0,37	0,32	0,28
I,0	I,36	I,28	I,I5	I,0I	0,87	0,74	0,63	0,54	0,46	0,4	0,36
I,25	I,37	I,3I	I,2I	I,08	0,96	0,83	0,72	0,62	0,54	0,47	0,42
I,50	I,38	I,33	I,25	I,I4	I,02	0,90	0,79	0,70	0,6I	0,53	0,47
I,75	I,38	I,35	I,28	I,I8	I,08	0,97	0,86	0,76	0,68	0,59	0,54
2,0	I,39	I,36	I,30	I,22	I,I2	I,02	0,9I	0,82	0,73	0,64	0,59
2,25	I,39	I,37	I,32	I,25	I,I5	I,06	0,94	0,87	0,77	0,68	0,63

Примечание: при $M>0$ табличное значение $h_р$ уменьшается на величину $\frac{I}{3}$ м

Таблица 4

Отношение высоты развала по последнему ряду скважин к высоте взрывного уступа (h_1/H)

Отношение ширины заходки к высоте уступа (A/H)	Относительное приращение ширины развала ($\Delta B/H$)										
	0,5	0,75	I,0	I,25	I,5	I,75	2,0	2,25	2,5	2,75	3,0
0,5											
0,75	0,66	0,58	0,52	0,47	0,43	0,39	0,36	0,33	0,3I	0,30	0,27
I,0	0,85	0,74	0,66	0,60	0,55	0,50	0,46	0,43	0,40	0,38	0,36
I,25	I,0	0,87	0,77	0,70	0,63	0,58	0,54	0,50	0,47	0,45	0,43
I,5	I,II	0,97	0,86	0,77	0,70	0,65	0,60	0,56	0,52	0,49	0,46
I,75	I,I9	I,04	0,93	0,84	0,76	0,7	0,65	0,59	0,56	0,53	0,50
2,0	I,27	I,II	0,99	0,90	0,8I	0,74	0,69	0,64	0,59	0,55	0,52
2,25	I,33	I,I6	I,03	0,93	0,85	0,78	0,72	0,67	0,62	0,58	0,54
2,5	I,38	I,2I	I,07	0,97	0,88	0,8I	0,75	0,69	0,65	0,6I	0,57
	I,42	I,24	I,II	I,0	0,9I	0,83	0,77	0,7I	0,67	0,63	0;59

Таблица 5

Коэффициент сброса ($K_{сбр}$)

Относ. мощность подст. толщи, (M/H)	Относ. ширина заходки (A/H)	Относительное приращение ширины развала ($\Delta B/H$)							
		I,0	I,25	I,5	I,75	2,0	2,25	2,5	2,75
	0,75	0,I7	0,25	0,32	0,38	0,42	0,45	0,48	0,5I
	I,0	0,I4	0,2I	0,27	0,32	0,36	0,40	0,42	0,45
	I,25	0,I2	0,I8	0,23	0,28	0,32	0,35	0,38	0,4I
0	I,5	0,I0	0,I5	0,20	0,25	0,28	0,32	0,34	0,36
	I,75	0,09	0,I4	0,I8	0,22	0,26	0,29	0,3I	0,34
	2,0	0,08	0,I2	0,I6	0,20	0,23	0,26	0,28	0,3I
	2,25	0,07	0,II	0,I5	0,I8	0,2I	0,24	0,26	0,28
	2,5	0,06	0,I0	0,I3	0,I6	0,20	0,22	0,24	0,26
	0,75	0,I2	0,20	0,27	0,33	0,38	0,42	0,45	0,48
	I,0	0,I0	0,I7	0,23	0,28	0,33	0,37	0,40	0,43
	I,25	0,09	0,I4	0,20	0,25	0,29	0,33	0,36	0,39
0,2	I,5	0,08	0,I3	0,I7	0,22	0,26	0,30	0,33	0,36
	I,75	0,07	0,II	0,I6	0,20	0,24	0,27	0,30	0,33
	2,0	0,06	0,I0	0,I4	0,I8	0,22	0,25	0,28	0,3I
	2,25	0,05	0,09	0,I3	0,I6	0,20	0,23	0,26	0,29
	2,5	0,05	0,08	0,I2	0,I5	0,I8	0,2I	0,24	0,27
	0,75	0,08	0,I5	0,22	0,28	0,33	0,38	0,4I	0,44
	I,0	0,07	0,I3	0,I9	0,24	0,29	0,34	0,37	0,40
	I,25	0,06	0,II	0,I6	0,2I	0,26	0,30	0,34	0,37
0,4	I,5	0,05	0,I0	0,I5	0,22	0,24	0,28	0,3I	0,34
	I,75	0,05	0,09	0,I3	0,I9	0,22	0,25	0,29	0,32
	2,0	0,04	0,08	0,I2	0,I7	0,20	0,23	0,26	0,29
	2,25	0,04	0,07	0,II	0,I6	0,I8	0,22	0,25	0,28

Продолжение таблицы 5

Коэффициент сброса ($K_{сбр}$)

Относ. мощность подст. толщи, (M/H)	Относ. ширина заходки (A/H)	Относительное приращение ширины развала ($\Delta B/H$)							
		I,0	I,25	I,5	I,75	2,0	2,25	2,5	2,75
0,6	0,75	0,05	0,II	0,I7	0,23	0,28	0,33	0,36	0,39
	I,0	0,04	0,09	0,I5	0,20	0,25	0,30	0,33	0,36
	I,25	0,04	0,08	0,I3	0,I8	0,23	0,27	0,30	0,33
	I,5	0,03	0,07	0,I2	0,I6	0,2I	0,25	0,28	0,3I
	I,75	0,03	0,06	0,II	0,I5	0,I9	0,23	0,26	0,29
	2,0	0,03	0,06	0,I0	0,I4	0,I8	0,2I	0,25	0,28
	2,25	0,02	0,05	0,09	0,I3	0,I6	0,20	0,23	0,26
0,8	0,75	0,02	0,08	0,I3	0,I8	0,24	0,28	0,32	0,35
	I,0	0,02	0,07	0,II	0,I6	0,2I	0,26	0,29	0,32
	I,25	0,02	0,06	0,I0	0,I5	0,I9	0,24	0,27	0,30
	I,5	0,0I	0,05	0,09	0,I3	0,I8	0,22	0,25	0,28
	I,75	0,0I	0,05	0,08	0,I2	0,I6	0,20	0,24	0,27
	2,0	0,0I	0,04	0,08	0,II	0,I5	0,I9	0,22	0,25
	2,25	0,0I	0,04	0,07	0,I0	0,I4	0,I8	0,2I	0,23
I,0	0,75	-	0,04	0,09	0,I4	0,I9	0,24	0,27	0,3
	I,0	-	0,04	0,08	0,I3	0,I7	0,22	0,26	0,29
	I,25	-	0,03	0,07	0,I2	0,I6	0,20	0,24	0,28
	I,5	-	0,03	0,07	0,II	0,I5	0,I9	0,23	0,26
	I,75	-	0,03	0,06	0,I0	0,I4	0,I8	0,2I	0,24
	2,0	-	0,03	0,06	0,09	0,I3	0,I7	0,20	0,23
	2,25	-	0,02	0,05	0,09	0,I2	0,I6	0,I9	0,22

Прочерк означает, что расчетное значение коэффициента сброса практически равно нулю.

Приложение 2

С П И С О К

организация и предприятий, принявших участие в обсуждении проекта "Временной методики расчета параметров взрывной отбойки пород на угольных разрезах"

Институты, вузы

ВостНИГРИ

Гипрошахт

Днепропетровский горный институт

ИГД им. А.А.Скочинского

ИГД СО АН СССР

ИГД МЧМ СССР

Институт физики и механики горных пород АН КиргССР

Иркутский политехнический институт

Кузнецкий филиал НИИОГР

Криворожский горнорудный институт

Кузбассгипрошахт

Ленинградский горный институт

НИИОГР

Сибгипрошахт

Сибцветметниипроект

Укрниипроект

Производственные объединения

Востсибуголь

Дальвостуголь

Кемеровоуголь

Красноярскуголь

Разрезы

Кедровский

Красногорский

Краснобродский

Междуреченский

Новосергеевский

50 лет Октября

Сибиргинский

Томусинский

О Г Л А В Л Е Н И Е

	стр.
Введение	3
Классификация вскрышных пород угольных разрезов	5
Определение оптимальных параметров буровзрывных работ	5
Определение параметров буровзрывных работ для достижения требуемой степени дробления пород . .	I6
Особенности расчета параметров взрывной подготовки пород при бестранспортной разработке с использованием драглайнов.	2I
Приложение I	34
Приложение II	47

Временная методика расчета параметров взрывной отбойки пород на угольных разрезах" разработана кафедрой открытых горных работ Кузбасского политехнического института. Авторы: проф., докт.техн.наук Репин Н.Я., доц., канд.техн.наук Бирюков А.В., доц., канд.техн.наук Паначев И.А. и канд.техн.наук Ташкинов А.С.

Материалы Междуведомственной комиссии по взрывному делу

Выпуск № В-243

140004, г.Люберцы-4,
Московской области
тел. 271-90-10, доб. 28-33.

Т-00062 Тираж 400 Изд. №7702 Заказ № 128

Типография ордена Трудового Красного Знамени Института горного дела им. А.А.Скочинского

Уч.-изд.л. 3,0 Подписано к печати 15/01-76 г.

gost.e-ecolog.ru