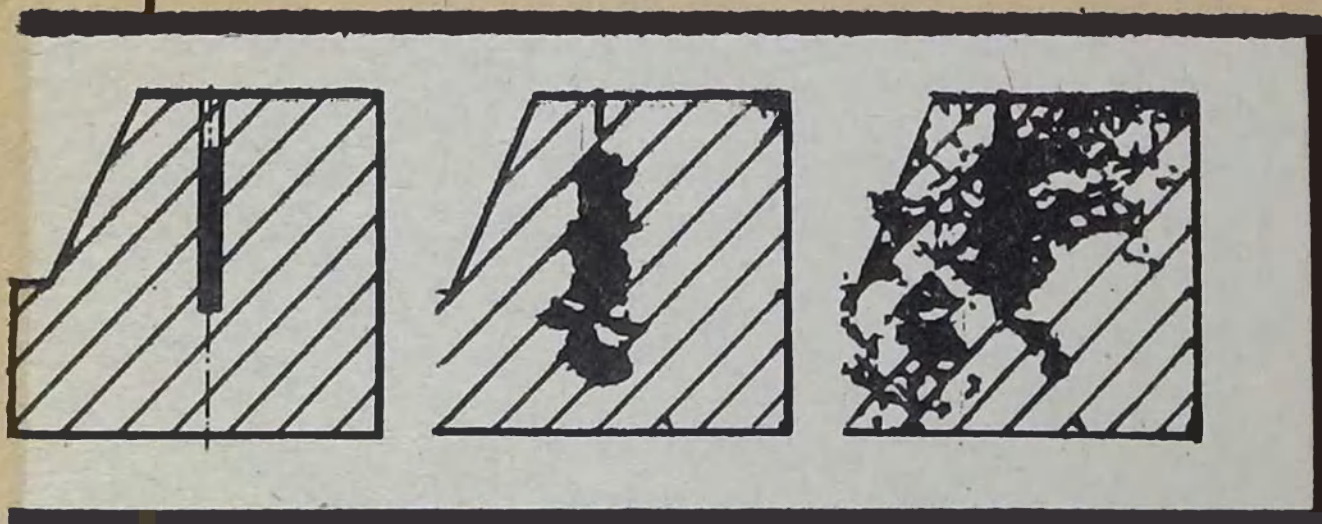


622.235

E-92

Э.И.Ефремов
В.Д.Петренко
А.И.Пастухов

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ МАССИВОВ ВЗРЫВОМ



2004

622.235

E-92

АКАДЕМИЯ НАУК УКРАИНСКОЙ ССР

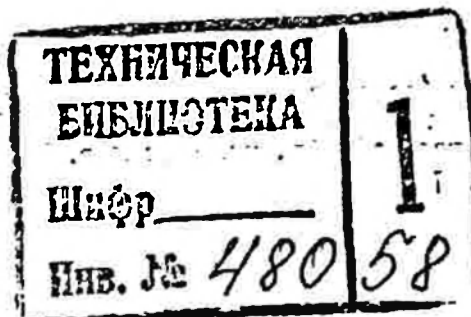
ИНСТИТУТ ГЕОТЕХНИЧЕСКОЙ МЕХАНИКИ

Э.И.Ефремов

В.Д.Петренко

А.И.Пастухов

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ МАССИВОВ ВЗРЫВОМ



УДК 622.235 : 622.233

Прогнозирование дробления горных массивов взрывом / Ефремов Э. И., Петренко В. Д., Пастухов А. И.; Отв. ред. Комир В. М.; АН УССР. Ин-т геотехнической механики.— Киев : Наук. думка, 1990.—120 с. ISBN 5-12-001666-9.

В монографии рассмотрены основы теории и методы решения задач математического и технологического прогнозирования дробления горных пород энергией взрыва. Разработаны расчетные методы прогнозирования дробления пород взрывом с учетом технологических требований к добываемой продукции, предложены способы уменьшения выхода перенемельченного продукта из ближней зоны в условиях карьеров нерудной промышленности. Изложены результаты реализации задач расчета параметров буровзрывных работ, обеспечивающих требуемую кусковатость горной массы с применением ЭВМ.

Для научных и инженерно-технических работников горного профиля; может быть полезна студентам вузов.

Ил. 24. Табл. 26. Библиогр.: с. 116—119 (87 назв.).

Ответственный редактор *В. М. Комир*

Утверждено к печати ученым советом Института геотехнической механики АН УССР

Редакция математики и механики

Редактор *Н. И. Сухомлинская*

Научное издание

Ефремов Эрнест Иванович

Петренко Владимир Дмитриевич

Пастухов Анатолий Иванович

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ МАССИВОВ ВЗРЫВОМ

Оформление художника *В. Г. Самсонова*
Художественный редактор *И. П. Антонюк*
Технический редактор *С. Г. Максимова*
Корректоры *И. В. Точаненко, О. Е. Челок*

ИБ № 10955

Сдано в набор 15.05.89. Подп. в печ. 29.11.89. БФ 08345. Формат 60×90/16. Бум. тип: № 1; Лит. гарн. Выс. печ. Усл. печ. л. 7,5. Усл. кр.-отт. 7,88. Уч.-изд. л. 8,36. Тираж 790 экз. Зак. № 9—1794. Цепя 1 р. 90 к.

Издательство «Наукова думка». 252601 Киев 4. ул. Репина, 3.

Отпечатано с матриц Головного предприятия республиканского производственного объединения «Полиграфкнига». 252057, Киев, 57, ул. Довженко 3 в Нестеровской городской типографии 292310, Нестеров, Львовской обл., ул. Горького, 8. Зак. 638.

Е 2502010300-030
M221(04)-90 435-90

ISBN 5-12-001666-9

© Э. И. Ефремов, В. Д. Петренко,
А. И. Пастухов, 1990

ПРЕДИСЛОВИЕ

Внедрение прогрессивных технологий на открытых разработках полезных ископаемых, основанных на принципах поточности, неразрывно связано с обеспечением соответствующей кондиционности кусков породы при ведении буровзрывных работ. Получение требуемого фракционного состава горной массы предопределяет высокую производительность погрузочно-транспортного оборудования и минимальный износ дробильно-сортировочных машин при ее последующей механической переработке. Наряду с этим на карьерах по добыче нерудных полезных ископаемых (флюсовые известняки, доломиты, граниты, сиениты и др.) необходимо изыскивать методы управления энергией взрыва, позволяющие прогнозировать объем выхода некондиционных (переизмельченных и негабаритных) фракций при различных структурных характеристиках горного массива и прочностных свойствах пород. Так, при определении рациональной степени дробления флюсовых известняков и доломитов наряду с выходом негабаритных фракций необходимо учитывать объем переизмельченного продукта (фракции с размерами менее 5 мм), отрицательно влияющий на получение товарной продукции и ее себестоимость.

Анализ взрывного разрушения горных пород и распределения энергии взрыва на различные формы работы показал, что до настоящего времени недостаточно научно обоснованы и не являются общепринятыми методы оценки затрат на полезные формы работы взрыва, а существующие отличаются количественно и не основываются на учете особенностей механизма взрывного разрушения твердых сред различного структурного строения.

Важное значение приобретают вопросы прогнозирования гранулометрического состава взорванной горной массы с применением аппарата математического моделирования и современных средств вычислительной техники. Повышается роль автоматизированных систем управления в расчетах параметров технологических систем и процессов буровзрывных работ на карьерах. Поэтому в монографии основное внимание уделено описанию результатов исследований механизма разрушения сред сложного строения, оценке роли факторов взрыва в этом процессе, прогнозированию дробления горных пород сложного строения энергией взрыва с применением вероятностных и статистических моделей и ЭВМ.

Большой объем экспериментальных работ, проведенных в лабораторных и промышленных условиях на железорудных и нерудных карьерах, позволил разработать основы теории и методы прогнозирования кусковатости взорванной горной массы,

УДК 622.235 : 622.233

Прогнозирование дробления горных массивов взрывом / Ефремов Э. И., Петренко В. Д., Пастухов А. И.; Отв. ред. Комир В. М.; АН УССР. Ин-т геотехнической механики. — Киев : Наук. думка, 1990. — 120 с. ISBN 5-12-001666-9.

В монографии рассмотрены основы теории и методы решения задач математического и технологического прогнозирования дробления горных пород энергией взрыва. Разработаны расчетные методы прогнозирования дробления пород взрывом с учетом технологических требований к добываемой продукции, предложены способы уменьшения выхода переизмельченного продукта из ближней зоны в условиях карьеров нерудной промышленности. Изложены результаты реализации задач расчета параметров буровзрывных работ, обеспечивающих требуемую кусковатость горной массы с применением ЭВМ.

Для научных и инженерно-технических работников горного профиля; может быть полезна студентам вузов.

Ил. 24. Табл. 26. Библиогр.: с. 116—119 (87 назв.).

Ответственный редактор *В. М. Комир*

Утверждено к печати ученым советом Института геотехнической механики АН УССР

Редакция математики и механики

Редактор *Н. И. Сухомлинская*

Научное издание

Ефремов Эрнест Иванович

Петренко Владимир Дмитриевич

Пастухов Анатолий Иванович

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ МАССИВОВ ВЗРЫВОМ

Оформление художника *В. Г. Самсонова*
Художественный редактор *И. П. Антонюк*
Технический редактор *С. Г. Максимова*
Корректоры *И. В. Точаненко, О. Е. Челок*

ИБ № 10955

Сдано в набор 15.05.89. Подп. в печ. 29.11.89. БФ 08345. Формат 60×90/16. Бум. тип: № 13
Лит. гарн. Выс. печ. Усл. печ. л. 7,5. Усл. кр.-отт. 7,88. Уч.-изд. л. 8,36. Тираж 790 экз.
Зак. № 9—1794. Цена 1 р. 90 к.

Издательство «Наукова думка». 252601 Киев 4, ул. Репина, 3.

Отпечатано с матриц Головного предприятия республиканского производственного объединения «Полиграфкнига». 252057, Киев, 57, ул. Довженко 3 в Нестеровской городской типографии 292310, Нестеров, Львовской обл., ул. Горького, 8. Зак. 638.

Е 2502010300-030
M221(04)-90 435-90

ISBN 5-12-001666-9

© Э. И. Ефремов, В. Д. Петренко,
А. И. Пастухов, 1990

ПРЕДИСЛОВИЕ

Внедрение прогрессивных технологий на открытых разработках полезных ископаемых, основанных на принципах поточности, неразрывно связано с обеспечением соответствующей кондиционности кусков породы при ведении буровзрывных работ. Получение требуемого фракционного состава горной массы предопределяет высокую производительность погрузочно-транспортного оборудования и минимальный износ дробильно-сортировочных машин при ее последующей механической переработке. Наряду с этим на карьерах по добыче нерудных полезных ископаемых (флюсовые известняки, доломиты, граниты, сиениты и др.) необходимо изыскивать методы управления энергией взрыва, позволяющие прогнозировать объем выхода некондиционных (переизмельченных и негабаритных) фракций при различных структурных характеристиках горного массива и прочностных свойствах пород. Так, при определении рациональной степени дробления флюсовых известняков и доломитов наряду с выходом негабаритных фракций необходимо учитывать объем переизмельченного продукта (фракции с размерами менее 5 мм), отрицательно влияющий на получение товарной продукции и ее себестоимость.

Анализ взрывного разрушения горных пород и распределения энергии взрыва на различные формы работы показал, что до настоящего времени недостаточно научно обоснованы и не являются общепринятыми методы оценки затрат на полезные формы работы взрыва, а существующие отличаются количественно и не основываются на учете особенностей механизма взрывного разрушения твердых сред различного структурного строения.

Важное значение приобретают вопросы прогнозирования гранулометрического состава взорванной горной массы с применением аппарата математического моделирования и современных средств вычислительной техники. Повышается роль автоматизированных систем управления в расчетах параметров технологических систем и процессов буровзрывных работ на карьерах. Поэтому в монографии основное внимание уделено описанию результатов исследований механизма разрушения сред сложного строения, оценке роли факторов взрыва в этом процессе, прогнозированию дробления горных пород сложного строения энергией взрыва с применением вероятностных и статистических моделей и ЭВМ.

Большой объем экспериментальных работ, проведенных в лабораторных и промышленных условиях на железорудных и нерудных карьерах, позволил разработать основы теории и методы прогнозирования кусковатости взорванной горной массы,

включая выход перенемельченного продукта, с учетом структуры горного массива и физико-механических свойств пород.

Материалы данной монографии получены в результате исследований, выполненных в отделе механики взрыва горных пород Института геотехнической механики (ИГТМ) АН УССР, а также на горных предприятиях, коллективам которых авторы выражают глубокую благодарность за помощь и содействие при проведении промышленных экспериментов и внедрение результатов научных разработок.

В выполнении исследований и написании параграфов 4 глав первой и третьей и 1 главы второй принимал участие В. С. Кравцов; параграф 3 главы первой подготовлен совместно с Н. И. Мячиной, параграфы 2 главы второй и 3 главы четвертой — с Г. П. Ковалевым, параграфы 5 главы второй и 1 главы пятой — с А. В. Овсиенко; параграф 1 главы третьей — с И. Л. Кратковским, параграф 3 главы третьей — с В. Я. Темкиным.

Все замечания и пожелания читателей будут приняты авторами с благодарностью и учтены в дальнейшей работе.

СПИСОК ОСНОВНЫХ УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ И СОКРАЩЕНИЙ

- a — параметр формы (распределения)
 a_c — расстояние между скважинами в ряду, м
 b — параметр масштаба (распределения)
 b_p — расстояние между рядами скважин, м
 D — скорость детонации, м/с
 d_{cp} — диаметр среднего куса раздробленной породы, м
 d_3 — средний диаметр зерна известняков, мм
 E — модуль упругости (Юнга), Па
 f — коэффициент крепости пород по М. М. Протоdjяконову
 H — высота уступа, м
 K_p — коэффициент разрыхления горной массы
 M — масса разрушенной горной породы, кг
 Q — теплота взрыва, Дж
 $R_{зар}$ — радиус заряда, м
 r — эквивалентное расстояние от заряда до датчика в однородной среде, м
 S — площадь поверхности взорванной горной массы, м²
 W — линия сопротивления по подошве уступа, м
 $W_{др}$ — энергия дробления, Дж
 η — выход переизмельченных фракций, %
 μ — математическое ожидание
 ν — коэффициент Пуассона
 $\beta_{ВВ}$ — плотность ВВ, кг/м³
 σ — среднеквадратическое отклонение случайной величины
 σ_R — прочность породы на одноосное сжатие, Па
 БВК — буровзрывной комплекс
 БВР — буровзрывные работы
 ВВ — взрывчатые вещества
 ВВВ — водостойчивые взрывчатые вещества
 ДОФ — дробильно-обогагительная фабрика
 ДФДК — Докучаевский флюсодоломитный комбинат
 ДШ — детонирующий шнур
 ИнГОК — Ингулецкий горнообогагительный комбинат
 ЛСПП — линия сопротивления по подошве уступа
 НВВ — неводостойчивые взрывчатые вещества
 НКГОК — Ново-Криворожский горнообогагительный комбинат
 ПТ — поточная технология
 РМР — расстояние между рядами скважин, м
 РМС — расстояние между скважинами в ряду, м
 СевГОК — Северный горнообогагительный комбинат
 ЦГОК — Центральный горнообогагительный комбинат
 ЦПТ — циклично-поточная технология
 ЮГОК — Южный горнообогагительный комбинат

АНАЛИЗ СОВРЕМЕННЫХ ПРЕДСТАВЛЕНИЙ МЕХАНИЗМА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ МАССИВОВ ВЗРЫВОМ

1. Теории диспергирования твердых сред при взрыве

Процессы разрушения в горном деле являются основополагающими, причем их участие прослеживается от первого до последнего этапа добычи и переработки полезных ископаемых, определяя в конечном итоге рентабельность горного производства. Усложнение горнотехнических и горногеологических условий по мере увеличения глубины разработки, наряду с возросшими требованиями к интенсивности дробления пород, предопределяет необходимость дальнейшего совершенствования и развития существующих методов взрывной подготовки горной массы, а также разработки новых, обеспечивающих требуемый гранулометрический состав взорванной горной массы в породах с различными физико-механическими свойствами. Изыскание и разработка методов и средств взрывания, соответствующих высоким современным требованиям, предъявляемым к взрывным работам, должны базироваться на глубоких теоретических и экспериментальных исследованиях.

За последние годы к разработке основных положений теории разрушения твердых тел при динамических нагрузках привлечено внимание широкого круга физиков, механиков, математиков, в значительной степени обогативших теоретические познания в области физики и механики взрыва. Становлению науки о взрыве во многом способствовали работы Н. Н. Семенова, Л. Д. Ландау, Я. Б. Зельдовича, М. А. Лаврентьева, С. А. Христиановича, М. А. Садовского, А. Ф. Беляева, А. Ф. Ишлинского, Л. И. Седова. Большой вклад в теорию действия взрыва в горных породах внесли Н. В. Мельников, В. В. Ржевский, Г. И. Покровский, Е. И. Шемякин, А. Н. Ханукаев, О. Е. Власов, Ф. А. Баум, Г. П. Демидок, В. Н. Родионов и др.

Современные представления о механизме разрушения горных пород весьма разнообразны, а порой и противоречивы, что может быть объяснено не только трудностями построения гипотез, выявляющих сущность физических явлений, происходящих при взрыве в твердых средах, но и непостоянством свойств среды в ВВ [2, 40].

Разрушение горных пород под действием взрывных нагрузок представляет собой нестационарный процесс. Явление осложняется особенностями структуры горных пород, оказывающихся в большинстве

случаев анизотропными неомогенными системами [49], когда массив состоит из различных по физико-механическим свойствам типов горных пород, разделен на отдельные трещинами, заполненными инертными материалами или воздухом. Все это делает невозможным точное решение задачи взрывного разрушения пород на современном уровне развития науки. В результате о сути явлений, происходящих при разрушении, имеется лишь качественное представление.

Существуют несколько точек зрения на механизм разрушения. В настоящее время наиболее развиты классические феноменологические теории разрушения. В последнее время в значительной мере развиты теории хрупкого разрушения, основы которых заложены в работах А. А. Гриффитса и развиты в работах Г. Р. Ирвина, О. Е. Орована, С. А. Христиановича, Г. И. Баренблатта, Г. П. Черепанова и др.

А. А. Гриффитс разработал теорию разрушения непластичных материалов на основе концепции о наличии большого количества дефектов типа трещин в ненапряженных телах. Основное положение теории состоит в том, что поверхности трещин обладают поверхностной энергией и при распространении трещины потенциальная энергия деформаций переходит в поверхностную энергию берегов трещины.

Теория Ирвина — Орована, в которой применен сравнительно простой способ учета энергии пластической деформации, существенно расширила область применения теории Гриффитса.

Описание процесса разрушения при взрыве с использованием модели твердого тела, сходной с моделью Гриффитса, впервые приведено у профессора М. В. Мачинского, который предполагает, что волна проходит бесследно через прочные места породы: при прохождении ее через слабые места появляется зачатие трещин.

Экспериментальные исследования, проведенные в ИГД им. А. А. Скочинского и в ИГТМ АН УССР, убедительно свидетельствуют о том, что процесс разрушения начинается в зонах пониженной прочности [42].

Процесс разрушения горных пород взрывом от момента возникновения начального давления в зарядной камере и до момента начала движения породы В. Н. Мосинец [43] рассматривает главным образом как результат развития естественных микро- и макротрещин, статистически распределенных в массиве. Окончательное нарушение сплошности и вспучивание массива, а также перемещение породных масс и разлет отдельных кусков являются результатом действия расширяющихся продуктов детонации.

Для интенсивного дробления, отмечает М. Ф. Друкованый [11], необходимо во всех участках массива вызвать развитие трещин всех систем. А. Н. Ханукаевым [78] было высказано предположение, что механизм разрушения горных пород взрывом зависит от физико-механических свойств взрывающей среды. Им были выделены три группы пород и соответственно три механизма их разрушения в зависимости от их акустической жесткости. При этом, однако, не учитывался фактор времени действия взрыва на среду.

Позднее было установлено [11, 42], что механизм разрушения горных пород взрывом зависит не только от физико-механических свойств

пород, но и от параметров взрывного импульса (величины и длительности) и что для дробления горных пород важно не только создаваемое в массиве напряжение, но и время его действия. Характерно, что фактор времени (длительность взрывного импульса) имеет большее значение, чем фактор напряжения (величина амплитуды волны).

В работах Г. П. Демидюка получила развитие концепция о зависимости интенсивности разрушения от запаса энергии ВВ, приходящейся на единицу объема разрушаемой горной породы.

Совершенно очевидно, что глубокое проникновение в сущность процессов, происходящих во взрывной среде, кроме теоретического интереса имеет большое практическое значение, так как позволяет правильно проектировать и осуществлять взрывные работы.

Отсутствие единой научно обоснованной теории разрушения горных пород взрывом не дает возможности создать надежный метод расчета зарядов для получения взорванной горной массы заданного granulометрического состава.

2. Основные факторы разрушения взрывом

Теоретические и экспериментальные исследования позволяют выделить основные факторы, влияющие на степень и равномерность дробления горных пород взрывом. К ним относятся физико-механические свойства и структурные особенности взрываеваемых пород, условия взрывания и параметры взрывного импульса (амплитуда и длительность).

Механизм разрушения пород, разбитых трещинами на отдельности, значительно отличается от механизма дробления монолитных сред и определяется действием волн напряжений и продуктов детонации, а также соударением отдельностей.

В монолитных породах большое значение имеет волновой фактор взрыва. В зависимости от физико-механических свойств горных пород и технологических требований к кусковатости горной массы при взрывном дроблении следует стремиться к увеличению амплитуды и длительности волнового воздействия, к созданию повышенного градиента напряжений на отдельных участках границы раздела среда — взрывчатое вещество вдоль взрывной полости, что приводит к образованию дополнительного числа центров трещинообразования в среде. Немаловажна и роль газов в процессе дробления монолитной среды. Продукты детонации проникают в существующие и образованные волной трещины, увеличивают продолжительность взрывного воздействия на массив, способствуют возрастанию размеров зоны дробления.

В породах с развитой системой мелких трещин давление продуктов взрывчатого разложения в зарядной полости падает более быстро, чем в монолитных за счет проникновения сжатых газов в трещины. Поле напряжений в этом случае менее интенсивно и характеризуется высокой степенью затухания напряжений по мере удаления от заряда, так как часть энергии волн поглощается при переходе через трещины. Действие взрыва в трещиноватых породах сводится к рыхлению.

и перемещению горной массы. При этом значительно возрастает роль газов в процессе разрушения.

При взрывном дроблении крупноблочных горных пород (массив разделен на естественные отдельности видимыми трещинами) волны напряжений с амплитудами, превышающими прочность горных пород, распространяются в основном в пределах блока, содержащего заряд ВВ. В силу многократного отражения и преломления на границах раздела сред (трещинах) амплитуда волны напряжений резко убывает по мере удаления от заряда и становится недостаточной для разрушения породы.

Таким образом, в зависимости от трещиноватости и блочности горных массивов меняются механизм их разрушения и значимость в разрушении волн напряжений, газообразных продуктов детонации, эффекта соударения перемещающихся отдельностей массива и разлетающихся кусков. Выяснение роли каждого фактора, несомненно, способствовало бы решению задачи управления дроблением пород энергией взрыва.

В ИГТМ-АН УССР разработана методика оценки роли волн напряжений, газообразных продуктов взрыва и соударения отдельностей по производимой работе дробления, оцениваемой по величине вновь образованной поверхности, при взрывах зарядов ВВ в трещиноватых средах блочного строения [60] и проведены экспериментальные исследования на моделях блочного строения (кубики из габбро или песчано-цементной смеси). Определенная по методике [57] доля разрушения за счет действия волн напряжений в общей работе дробления трещиноватых сред составила 9—19 %, за счет действия газов — 77—79 % и соударения отдельностей — 4—10 %. Причем в экспериментах было показано, что соударение отдельностей также связано с действием газообразных продуктов взрыва. Эти фундаментальные выводы позволяют искать пути повышения КПД взрыва при дроблении пород, основанные на согласовании строения среды и нагружения, рациональном использовании работы газообразных продуктов взрыва, и разработки для этой цели средств и методов увеличения количества газообразных продуктов взрыва ВВ и их запирания в зарядной камере.

Выбор параметров буровзрывных работ (сетка расположения скважинных зарядов, удельный расход ВВ и т. д.) зависит от физико-механических свойств горных пород. Так, например, при взрывании силикатно-магнетитовых роговиков Кривбасса изменение их крепости с 10—13 до 17—20 баллов по шкале М. М. Протоdjяконова привело к увеличению средневзвешенного диаметра куска взорванной горной массы от 177 до 275 мм, а выход фракции дробления + 400 мм сократился с 91 до 77 % [12].

На качество дробления пород взрывом влияет неравномерность распределения энергии взрыва в трещиноватом или слоистом массиве. В зависимости от угла встречи падающей волны напряжений с границей раздела сред изменяются характер и интенсивность взрывной нагрузки на окружающую среду (рис. 1).

Как показали исследования, при горизонтальном расположении слоев зона разрушения массива ограничена объемом, высота которого

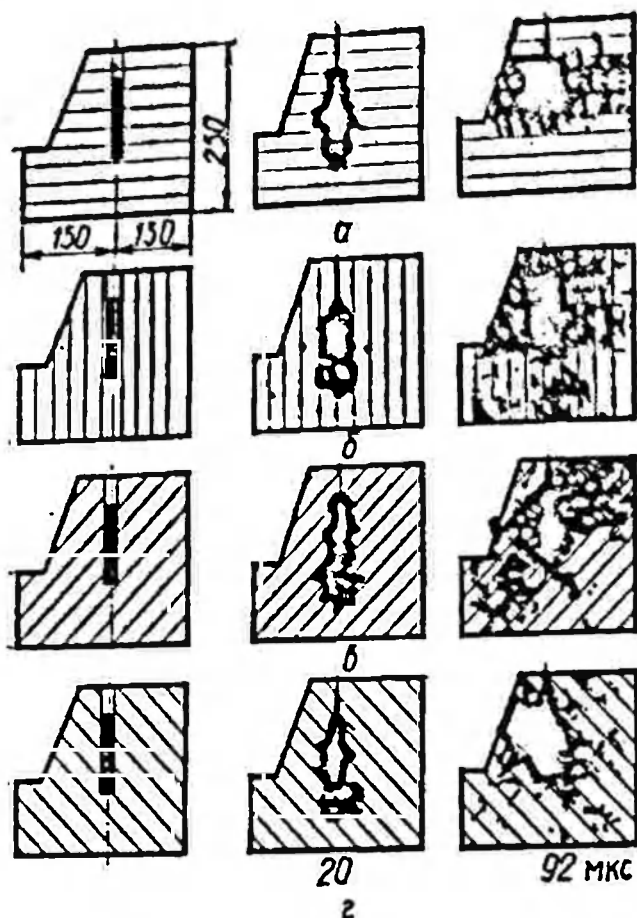


Рис. 1. Кинограмма разрушения стеклянной модели при горизонтальном (а), вертикальном (б), под углом 45° (в) и 135° (г) расположении слоев

Наличие подпора из ранее взорванной горной массы (взрывание в зажатой среде) обеспечивает условие зажима, препятствует смещению взрываемого массива. Прорыв продуктов взрыва в атмосферу задерживается, что ведет к увеличению времени их воздействия на массив, способствуя интенсификации дробления пород.

Одним из факторов, влияющих на эффективность буровзрывных работ, является обводненность массива горных пород. Особое значение этот фактор приобретает в настоящее время, когда резко увеличилась глубина разработки месторождений открытым и подземным способами. В результате обводненность взрываемых пород на многих карьерах достигает 60—80 %. Использование в этих условиях водоустойчивых ВВ значительно удорожает взрывные работы. Противоречивы сведения о влиянии обводненности на степень дробления пород. То, что в ряде случаев обводненность положительно сказывается на качестве дробления, может быть объяснено различными причинами. С одной стороны, в обводненных породах, как правило, применяют мощные ВВ типа гранулотола. С другой стороны, в мелкотрещиноватых породах заполнение трещин водой делает массив квазиоднородным, что способствует более равномерному распределению динамических напряжений взрыва во взрываемом массиве и более полной передаче этих напряжений от заряда к периферии. Экспериментально исследовано влияние обводненности на качество дробления блочных сред (песчано-цементные модели помещали в камеру с водой).

Как показали исследования [57], напряжения в центральном

равна высоте заряда. Массив в зоне забойки, не имеющий непосредственного контакта с ВВ, разрушается плохо и является очагом выхода негабаритных фракций. Неблагоприятным с точки зрения распространения динамических напряжений, а следовательно, проработки подошвы уступа и дробления пород в его верхней части является условие, когда слои залегают под углом $45-60^\circ$ или $135-150^\circ$ к вертикали. Наиболее благоприятным с точки зрения дробления пород является вертикальное расположение слоев (параллельно плоскости забоя). В этом случае дробление пород как по высоте уступа, так и во всем его объеме равномерное.

Выше отмечалось, что на результаты взрыва существенно влияют условия взрывания.

Блоке с зарядом ВВ практически одинаковы в массивах как с трещинами, заполненными водой, так и незаполненными. Влияние воды сказывается на величине напряжений, возникающих в блоках за трещинами. В обводненных условиях значения максимальных напряжений, вызванных прямой волной сжатия, приблизительно в два — четыре раза выше, чем при разрушении такой же модели в воздухе. Одна из причин этого — менее интенсивное затухание волн в трещинах, заполненных водой, по сравнению с затуханием в воздухе. Особенностью разрушения трещиноватых сред в воде является и то, что значительно снижаются напряжения, вызванные соударением отдельных частей, поскольку вода смягчает удар.

Таким образом, в обводненных блочных породах усиливается волновое действие взрыва. В то же время часть энергии продуктов детонации расходуется на преодоление сопротивления воды, ее нагрев, значительно снижается роль ударного взаимодействия. Как следствие — снижение интенсивности дробления моделей в обводненных условиях (рис. 2).

Кроме свойств среды и условий взрывания, как указывалось выше, на степень и равномерность дробления горных пород взрывом значительно влияют параметры взрывного импульса. Существенно также то, что при номинальном давлении фактор времени (длительность взрывного нагружения) имеет большее значение, чем фактор напряжений (давления). Это положение стало основополагающим при разработке многих новых инженерных методов управления энергией взрыва и объяснении эффективности существующих для интенсивного дробления пород.

3. Влияние волн напряжений и газов взрыва на трещинообразование при разрушении

Механизм действия взрыва в породах различной трещиноватости не одинаков и определяется действием волн напряжений, продуктов детонации и соударений отдельных частей. Волновая стадия действия взрыва в горных породах во многом предопределяет характер их дробления, особенно в случае разрушения крепких и весьма крепких горных пород. Определяющая роль волн напряжений объясняется тем, что скорость их распространения в среде в два-три раза больше скорости распространения разрушения [23] и на порядок больше начальной скорости сдвижения блоков [83], т. е. они при распространении предразрушают среду.

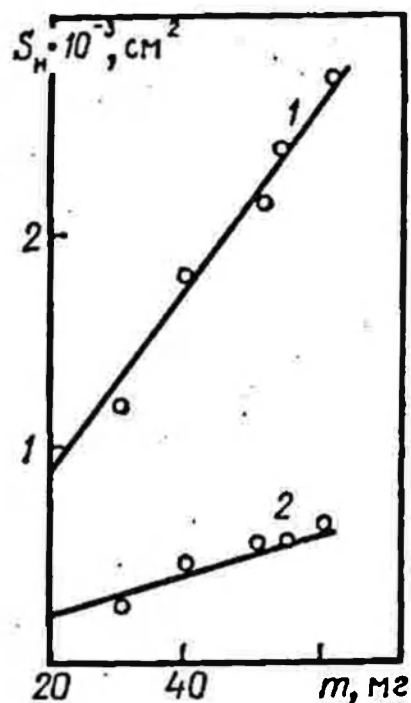


Рис. 2. Зависимость величины вновь образованной поверхности от массы заряда ВВ в воздухе (1) и воде (2)

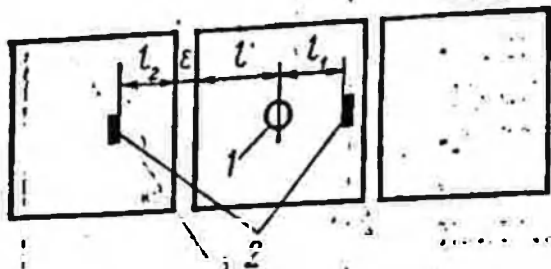


Рис. 3. Схема расположения пьезоэлектрических датчиков в блочных моделях:

1 — заряд ВВ; 2 — датчики

Экспериментальные исследования волн напряжений, возникающих в среде при взрыве заряда ВВ, проводили на моделях, сложенных из кубических блоков размером 30 × 60 мм, изготовленных из гипса и песчано-цементной смеси. Плоские промежутки между отдельными блоками имитировали трещины постоянного раскрытия. Напряжения измеряли пьезоэлектрическими датчиками, которые

устанавливали в блоках в процессе их изготовления. Их располагали в кубике с зарядом ВВ, а также за трещиной в соседнем кубике (рис. 3). Датчиками, установленными перпендикулярно к распространению волны, регистрировалась радиальная составляющая волны напряжений. Известно, что величина напряжений в волне сжатия, распространяющейся от взрыва заряд ВВ, зависит от массы заряда, прочностных свойств среды, удаления от заряда, ширины трещины и свойств материала, заполняющего трещину.

Прочностные свойства материала среды влияют на форму и амплитуду импульсов напряжений, распространяющихся в среде от взрыва зарядов ВВ. В менее прочных материалах фронт нарастания импульса более пологий, так как разрушение в нем начинается при более низких напряжениях в волне, при этом материал теряет жесткость, а скорость распространения волны, передающей более высокие давления, отказывается сравнительно небольшой [53].

Вследствие более низкой прочности гипса фронт нарастания величины напряжений в зарегистрированном в гипсовой модели импульсе более пологий, чем в песчано-цементных моделях. Амплитуда импульсов напряжений в более прочном материале выше, чем в слабом: максимальные напряжения первого импульса в песчано-цементных моделях до трещины 91,6, а в гипсовых — 43,1 МПа.

При оценке экспериментальных значений напряжений, записанных пьезодатчиками, была применена относительная величина \bar{r} . Если датчик расположен в блоке с зарядом, то $\bar{r} = l_1/\sqrt[3]{m}$, а если он расположен за трещиной — расстояние r , которое проходит волна напряжений от взрыва заряда ВВ до датчика, складывается из расстояния до границы блока с зарядом l_1 , ширины трещины ϵ и расстояния до датчика в соседнем блоке l_2 (рис. 3):

$$l = c_1 t_1; \quad \epsilon = c_2 t_2; \quad l_2 = c_1 t_3, \quad (1.1)$$

где c_1 — скорость волн напряжений в материале блоков; c_2 — скорость волн напряжений в материале-заполнителе трещин.

Производим тождественное преобразование второго выражения равенств (1.1), умножив его на $n = c_1/c_2$ [48], где n — показатель преломления среды, заполняющей трещины, относительно материала блоков: $\epsilon n = c_1 t_2$.

Складывая три уравнения, получаем

$$r = l_1 + \varepsilon n + l_2 = c_1 (t_1 + t_2 + t_3), \quad (1.2)$$

где r — эквивалентное расстояние от заряда до датчика в однородной среде, которое прошла бы волна за то же время, что и в среде с трещиной.

Относительное расстояние от заряда до датчика для случая, когда он расположен за трещиной, запишем в виде

$$\bar{r} = (l_1 + \varepsilon n + l_2) / \sqrt{m}. \quad (1.3)$$

На рис. 4 показаны графики затухания максимальных значений напряжений в прямой волне сжатия с увеличением \bar{r} в песчано-цементной (1) и гипсовой (2) моделях. В проведенных экспериментах заполнителем трещин является воздух (для гипса $n = 6,61$, для песчано-цементных моделей $n = 6,93$). Ширина трещин изменялась в диапазоне 1—2 мм. Масса заряда тэна в гипсовых моделях изменялась от 20 до 400 мг. Как видно из рис. 4, при $\bar{r} > 0,55$ максимальные значения напряжений от прямой волны сжатия в песчано-цементных и гипсовых моделях практически равны нулю. В исследуемом диапазоне изменения массы зарядов, размеров трещин и блоков для датчиков, расположенных за трещиной, $\bar{r} > 0,49$. Этим объясняется то, что на типичных осциллограммах напряжений, записанных датчиками, расположенными за трещиной, импульсы начинают нарастать через 60—80 мкс, что по времени соответствует соударению блоков. Напряжения от прямой волны сжатия при этом не наблюдаются. Независимо от материала среды на осциллограммах, полученных с помощью датчиков, расположенных перед трещиной, наблюдаются два максимума. Первый начинает нарастать через 5—10 мкс после взрыва, второй — через 60—80 мкс. Время до его достижения совпадает со временем достижения максимума для импульса, записываемого датчиком, расположенным за трещиной.

Наличие трещин между блоками в зависимости от ширины заполнителя, по данным работ [12, 14—16], ослабляет напряжения при взрыве в 10—100 раз по сравнению с блоками без трещин (табл. 1). Как видно из приведенных данных, максимальные радиальные и тангенциальные напряжения на расстоянии пяти радиусов заряда в сплошных моделях и моделях с трещинами близки по значениям отклонения от средних не превышают 1,5—3,0 %). На расстоянии в 30 радиусов заряда максимальные радиальные и тангенциальные напряжения в волне сжатия превышают в 1,3—1,5 раза напряжения во втором импульсе только в случае составных моделей, отдельные части которых склеены

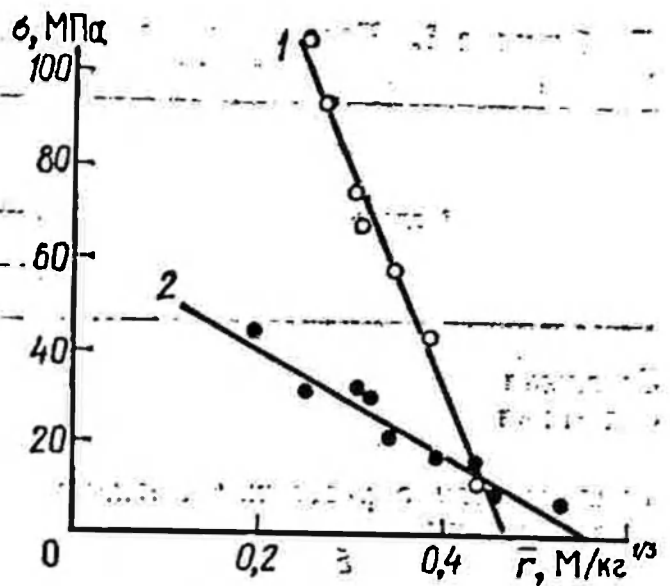


Рис. 4. Изменение амплитуды волны сжатия от взрыва зарядов ВВ в блочных моделях с трещинами

Т а б л и ц а 1. Параметры волн напряжений при взрыве 400 мг тэна в песчано-цементных моделях на различных расстояниях от заряда

Модель	Максимальные напряжения (10^{-5} Н/м ²) на различных расстояниях от заряда (см)			
	радиальные		тангенциальные	
	5	30	5	30
Сплошная	677	56	694	38
Склеенная	663	<u>5,7</u>	689	<u>2,3</u>
		4,26		1,52
Трещиноватая с расстоянием между блоками, мм				
5	640	<u>1,19</u>	683	<u>0,5</u>
		1,67		0,7
10	654	<u>0,72</u>	675	<u>0,24</u>
		1,15		0,61
16	675	—	698	—
		0,5		0,21

Примечание. Над чертой приведены значения амплитуды первого импульса, под чертой — второго.

между собой (отношение данных в числителе к данным в знаменателе). В случае трещиноватых моделей с увеличением ширины трещины отношение величин напряжений во втором импульсе (от соударения отдельностей) к напряжениям в прямой волне сжатия, перешедшей через преграду, увеличивались в 1,4 и 1,6 раза для радиальных напряжений и в 1,4 и 2,5 раза — для тангенциальных.

Следовательно, имеющиеся в среде трещины являются экраном для волн напряжений, распространяющихся от взрыва заряда ВВ. При переходе через трещину амплитуда прямой волны сжатия значительно уменьшается и при определенном соотношении между массой заряда, шириной трещины и расстоянием до границы блока ($r > 0,55$) практически равна нулю.

Передача энергии взрыва в среде, разбитой трещинами на отдельности (блоки), осуществляется в результате разрушения среды при выходе волны сжатия на свободную поверхность и последующем ударе раздробленным материалом блока, в котором находится заряд, по первоначально неподвижному соседнему блоку. Газообразные продукты взрыва, прорываясь, увлекают за собой образующиеся куски, сообщая им дополнительную скорость, т. е. увеличивают эффект соударения. Ударное взаимодействие отдельностей вызывает возникновение в среде волны напряжений от соударения.

Таким образом, в среде блочного строения с трещинами между блоками зафиксированы волны напряжений от прямой волны сжатия и от соударения блоков. Волны напряжений с амплитудами, превышающими прочность горных пород, распространяются в основном в пределах блока, содержащего заряд ВВ. В силу многократного отражения и преломления на границах раздела сред (трещинах) ампли-

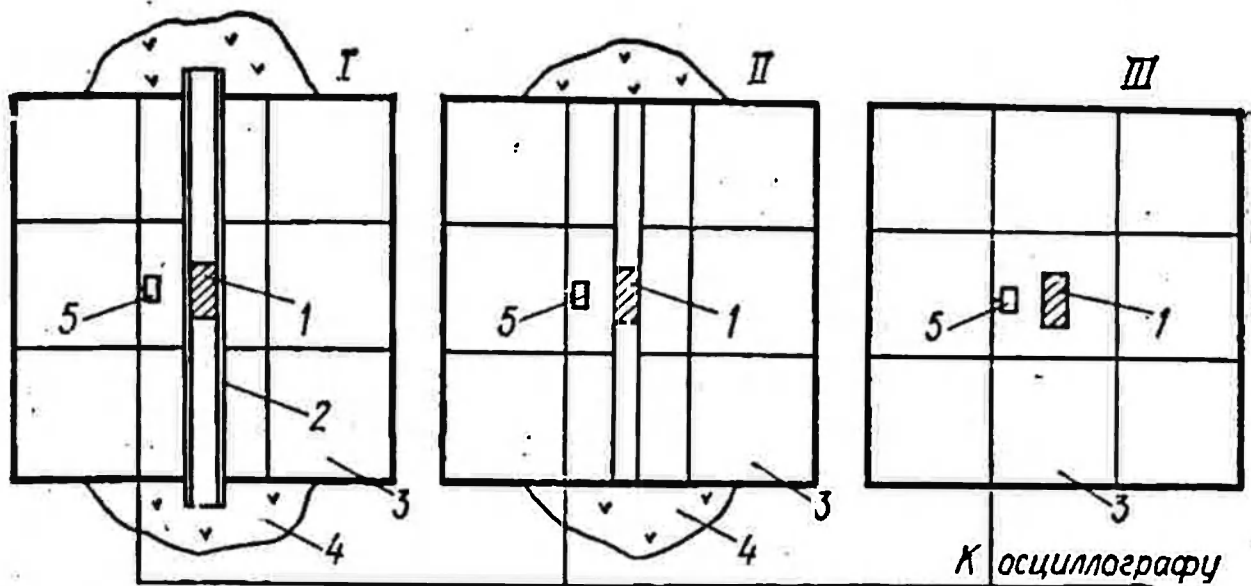


Рис. 5. Схема для определения волн напряжений, продуктов детонации отдельных частей в общей работе на моделях, где газообразные продукты взрыва изолированы от разрушаемой среды (I) и частично (II) или полностью (III) попадают в среду: 1 — заряд ВВ; 2 — металлическая трубка; 3 — модель; 4 — вата; 5 — датчик

туда волны напряжений резко убывает по мере удаления от заряда и становится недостаточной для разрушения породы [14, 16]. Прямая волна сжатия за трещинами практически не наблюдалась, а лишь фиксировались волны напряжений, которые по времени приходили соответствовали волнам напряжений, возникающим от соударения блоков. Величины этих напряжений достаточны для разрушения материала моделей. Значение волнового фактора особо велико для монолитных пород. В то же время немаловажна роль газов в процессе дробления монолитных сред.

Значительно возрастает роль газов в процессе разрушения мелко-трещиноватых пород. Однако в наибольшей степени их влияние проявляется в крупноблочных породах. Считается, что энергия, переходящая в волну напряжений при взрывном разрушении горных пород, составляет 5—15 % энергии газообразных продуктов взрыва. Газы проникают в трещины, воздействуя на их стенки и зародыши трещин вблизи взрывной полости [57]. Большое значение продуктам детонации, расклинивающее действие которых способствует развитию трещин, придается в работах В. М. Комира, К. Юхансона, П. Персона и др.

Выяснение роли волн напряжений, газообразных продуктов взрыва и соударения отдельных частей в развитии процесса разрушения твердых сред имеет большое научное и практическое значение.

Роль волн напряжений, продуктов детонации и соударения отдельных частей в общей работе взрывного дробления определяли экспериментальным путем на объемных моделях блочного строения [15, 57]. При этом сравнивали дробление моделей при различной степени участия в нем газообразных продуктов взрыва. Разрушение оценивали по величине вновь образованной поверхности.

В первой серии экспериментов (рис. 5, а) заряд ВВ помещали в металлическую трубку, и газообразные продукты взрыва не попадали в разрушаемую модель. Во второй серии экспериментов в разруше-

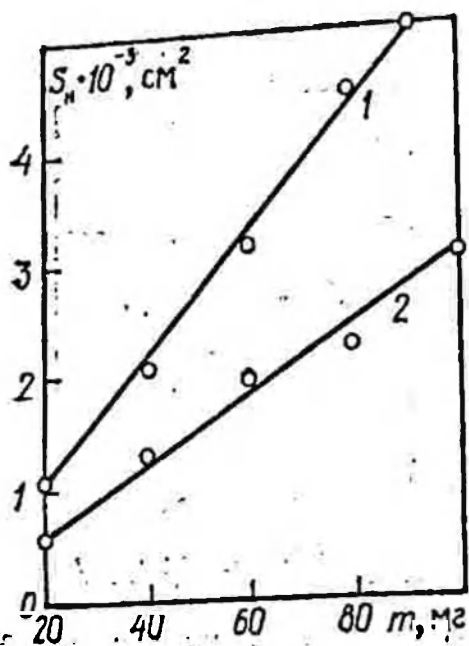


Рис. 6. Зависимость величины вновь образованной поверхности от количества газообразующих продуктов взрыва, участвующих в разрушении в песчано-цементных (1) и гипсовых (2) моделях

величина вновь образованной поверхности (рис. 6).

Смещение при взрыве связано с действием расширяющихся газообразных продуктов взрыва. Поэтому доля соударения отдельных частей при взрыве в трещиноватых средах блочного строения выделится из доли газообразных продуктов взрыва в общей работе дробления.

Таким образом, проведенные исследования механизма разрушения хрупких сред, с учетом их свойств и строения, позволили установить роль волн напряжений, газообразных продуктов взрыва и соударения отдельных частей в общей работе взрывного дробления и наметить пути повышения коэффициента полезного действия взрыва. Необходимо более полно использовать газообразные продукты детонации, что может быть достигнуто использованием ВВ, образующих при взрыве большое количество газообразных продуктов, запирающей забойки и конструкций зарядов, учитывающих трещиноватость среды по высоте уступа.

4. Определение затрат энергии взрыва на дробление трещиноватых массивов

Известно, что в трещиноватых горных массивах, представленных естественными отдельностями различных размеров, уменьшается волновое действие взрыва. Так, в условиях флюсовых известняков и доломитов преобладает блочное строение пород при очень развитой системе трещиноватости. В этой связи в процессе разрушения отдельных частей, содержащих заряды ВВ, под действием динамических напряжений возможно смыкание берегов разделяющих трещин, что создает предпосылки для частичной передачи энергии взрыва в такой среде.

В ней участвовала только часть продуктов взрыва, так как заряд помещали внутри модели в открытых зарядных полостях (рис. 5, б). В третьей (рис. 5, в) — заряд помещали внутри щели и создавали условия наиболее полного участия продуктов детонации в дроблении. Напряжения, возникающие в среде, регистрировали пьезоэлектрическими датчиками. Исследования показали, что существует прямая зависимость между взрывным напряжением и дроблением, доля же волн напряжений в общей работе дробления для открытой зарядной полости составляет 15 %, газообразных продуктов детонации — 85 %.

С помощью метода йодометрии осуществлена количественная оценка газообразных продуктов взрыва, выходящих через открытые концы полости без участия в дроблении (5—7 %). Чем меньше газообразных продуктов взрыва участвует в дроблении в открытой полости, тем меньше

При наличии плотносомкнутых трещин с шириной, не превышающей на два-три порядка межкломные расстояния, указанное явление имеет наиболее существенное значение при передаче энергии взрыва. Передача может происходить без смещения отдельностей за счет откольных явлений при наличии высоких механических напряжений, отсутствии шероховатости границ раздела, что в реальных условиях встречается редко.

Известно, что повышение КПД взрыва предопределяется увеличением полезных форм работы в общем энергетическом балансе. При взрывном дроблении пород с различным структурным строением к полезным формам работ в первую очередь следует отнести энергию, затраченную на измельчение горной массы и перемещение. Энергию, идущую на измельчение горной массы, определим исходя из следующих соображений. Для того, чтобы разрушить определенный объем горного массива, необходимо привести его в соответствующее напряженное состояние, количественные характеристики которого будут зависеть от вида деформации (растяжение, сжатие, сдвиг и т. д.). Энергия напряженного состояния, как правило, превышает поверхностную энергию вновь образованных границ раздела частей породы. Часть ее идет на развитие микродефектов (эффект уменьшения прочности материала при повторных нагрузках); часть — на тепловые потери, упругие колебания среды и т. д. Таким образом, для разрушения тела надо преодолеть определенный энергетический барьер.

Для трещиноватых горных массивов блочного строения энергию дробления можно представить в виде

$$W_{др} = k \frac{\sigma_R^2}{2E} N v_e \quad (1.4)$$

Здесь k — безразмерный коэффициент, учитывающий вид напряженного состояния; N — число отдельностей, подлежащих разрушению; v_e — средний объем естественной отдельности, m^3 .

Величина σ_R в результате масштабного эффекта будет представлять собой некоторую функцию размера отдельности a_i , возрастающую с уменьшением размера. Тогда энергия дробления имеет вид

$$W_{др} = \sum_{i=1}^N \frac{\sigma_R^2(v_{ei})}{2E} v_{ei} = \frac{1}{2E} \sum_{i=1}^N \sigma_R^2(v_{ei}) v_{ei} \quad (1.5)$$

где v_{ei} — объем i -й отдельности, m^3 .

При таком рассмотрении энергия дробления зависит лишь от блочности массива и свойств его отдельностей. Характеристики конечного продукта дробления в явном виде не входят в предложенные соотношения.

Оценим энергию дробления по вновь образованной поверхности раздробленного материала

$$W_{др} = \gamma_{эф} (S - S_0) \quad (1.6)$$

где $\gamma_{эф}$ — эффективная удельная поверхностная энергия, Дж/ m^2 ; S_0 — площадь поверхности исходного материала, m^2 .

Так как при достаточно интенсивном дроблении $S \gg S_0$, то соотношение (1.6) примет вид

$$W_{др} \approx \gamma_{эф} S. \quad (1.7)$$

Площадь поверхности взорванной горной массы

$$S = \sum_{i=1}^n S_i = n S_{ср} = 6n\alpha^2 d_{ср}^2. \quad (1.8)$$

Здесь S_i — площадь поверхности i -го куска, m^2 ; n — число кусков разрушенной горной массы; α — коэффициент, учитывающий форму куска; $S_{ср}$ — средняя площадь поверхности куска, m^2 ; $d_{ср}$ — диаметр среднего куска.

Число кусков

$$n = V_0 / \alpha^3 d_{ср}^3. \quad (1.9)$$

где V_0 — объем отбиваемой горной массы, m^3 .

Пусть объем V_0 разрушен действием взрыва в одном случае на куски $d_{ср}$, в другом — $d'_{ср}$, тогда энергию, затраченную на дробление, в первом и во втором случаях запишем в виде

$$\frac{W'_{др}}{W''_{др}} = \frac{6V_0}{\alpha d'_{ср}} \cdot \frac{\alpha d''_{ср}}{6V_0} = \frac{d'_{ср}}{d''_{ср}}, \quad (1.10)$$

т. е. энергия дробления при прочих равных условиях обратно пропорциональна диаметру среднего куска взорванной горной массы или прямо пропорциональна степени дробления.

Известно, что полезное действие взрыва при дроблении горных пород заключается не только в достижении определенной степени дробления, но и в создании рациональной формы развала и коэффициента разрыхления горных пород, обеспечивающего максимальную производительность погрузочно-транспортного оборудования. Рыхление связано с перемещением горных пород, которое может быть оценено по смещению центра тяжести горной массы.

В породах одинаковой структуры между степенью дробления, коэффициентом разрыхления и формой развала существуют корреляционные связи. С помощью этих связей можно определить рациональный коэффициент разрыхления и, следовательно, полезную кинетическую энергию горной массы.

При отбойке горных пород с использованием энергии взрыва их кинетическая энергия в процессе разрушения должна меняться в определенных пределах. С одной стороны, кинетическая энергия должна обеспечивать требуемую степень рыхления и форму развала горной массы, с другой — ограничивать разлет кусков породы. В связи с тем, что кинетическая энергия, являясь составной частью энергетического баланса процесса разрушения, очень влияет на распределение энергии взрыва по формам работы, определим кинетическую энергию горной массы при взрывном разрушении горных массивов сложной структуры.

В процессе разрушения кинетическая энергия среды изменяется, а на первых этапах развития определяется массовой скоростью частиц, участвующих в волновом движении. В дальнейшем за счет порш-

невого действия взрыва происходит ускорение осколков породы, и кинетическая энергия возрастает. Энергия достигает максимального значения, а потом переходит в энергию дробления и теплоту за счет пластических деформаций при соударении кусков и работы против сил трения при перемещении горной массы.

Максимальную кинетическую энергию горной массы определяем по смещению центра тяжести разрушаемого объема породы (рис. 7). Согласно теореме о движении центра тяжести системы тел, его движение можно рассматривать как движение материальной точки с массой, равной массе системы. Уравнение движения центра тяжести совокупности отдельных, движущихся в поле сил гравитации, можно определить следующим образом:

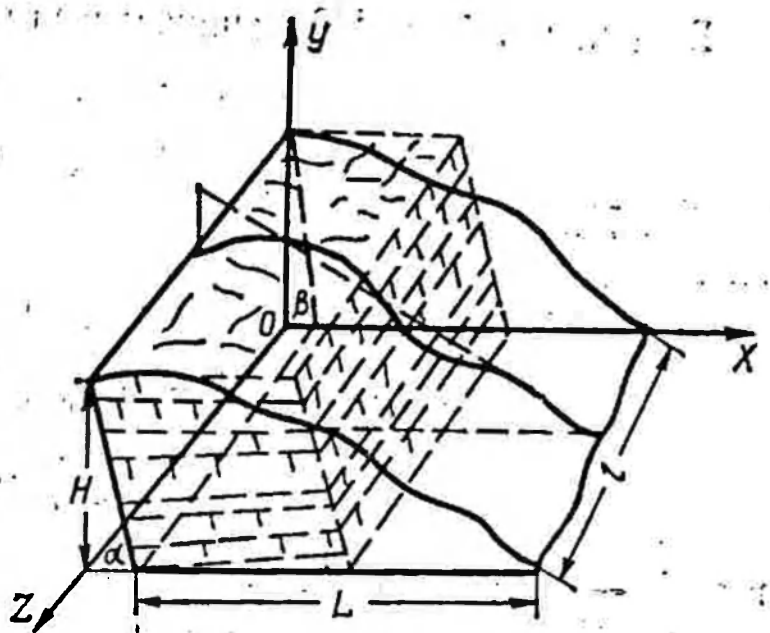


Рис. 7. Расчетная схема определения кинетической энергии горной массы

$$X_c = \sum_{i=1}^N \frac{m_i v_{ix} t}{M} = \frac{t}{M} \sum_{i=1}^N m_i v_{ix} \quad (1.11)$$

$$Y_c = \sum_{i=1}^N \frac{m_i}{M} \left(v_{iy} t - \frac{gt^2}{2} \right) = \frac{1}{M} \left(t \sum_{i=1}^N m_i v_{iy} - \frac{gt^2}{2} \sum_{i=1}^N m_i \right) =$$

$$= \frac{t}{M} \sum_{i=1}^N m_i v_{iy} - \frac{gt^2}{2},$$

где m_i — масса i -го куска, кг; v_{ix}, v_{iy} — проекции начальной скорости i -го куска на оси OX и OY , м/с; t — момент времени, с.

Из кинематических соотношений следует

$$\Delta X_c = \frac{v_0}{g} \left(v_0 \cos \alpha + \sqrt{v_0^2 \cos^2 \alpha + 2g \Delta Y_c} \right) \sin \alpha. \quad (1.12)$$

Здесь ΔX_c — смещение центра тяжести отбиваемой взрывом породы вдоль оси OX , м; v_0 — начальная скорость центра масс породы, м/с; α — угол, составляемый вектором начальной скорости центра масс с горизонталью, град.; ΔY_c — смещение центра тяжести отбиваемой взрывом породы вдоль оси OY , м.

Отсюда следует

$$v_0 = \Delta X_c \sqrt{\frac{g}{\Delta X_c \operatorname{ctg} \alpha + \Delta Y_c \operatorname{csc} \alpha}}. \quad (1.13)$$

Величины ΔX_c и ΔY_c запишем в виде

$$\Delta X_c = X_m - X_y; \quad (1.14)$$

$$\Delta Y_c = Y_m - Y_y, \quad (1.15)$$

где X_m, Y_m, X_y, Y_y — соответственно координаты центров тяжести отбитой горной массы и уступа, м.

Координаты центра тяжести отбиваемой части уступа

$$X_y = \frac{1}{2} [(N_p - 1) b_p + W - H \operatorname{ctg} \theta], \quad (1.16)$$

$$Y_y = \frac{1}{2} H,$$

где N_p — число рядов скважин; θ — угол откоса уступа, град.

Координаты центра тяжести отбитой горной породы определяются формой развала, которую представим в виде прямой призмы с объемом, равным объему горной массы. Считая ее симметричной относительно плоскости, проходящей через центр тяжести перпендикулярно к линии забоя, т. е. полагая смещение центра тяжести относительно оси OZ равным нулю, определим приближенно положение центра тяжести отбитой горной массы

$$X_m = L_p + 4 \frac{K_p V_0}{l L_p} \operatorname{ctg} \theta - \frac{2}{3} \frac{l L_p}{l^2 + 2V_0 R \operatorname{ctg} \theta} \left(L_p^2 + 6 \frac{K_p V_0}{l} \operatorname{ctg} \theta + 8 \frac{K_p^2 V_0^2}{l^2 L_p^2} \operatorname{ctg} \theta \right); \quad (1.17)$$

$$Y_m = \frac{2}{3} \frac{K_p V_0}{l L_p},$$

где L_p — ширина развала, м; l — длина отбиваемого блока по фронту отбойки, м.

Кинетическая энергия движущейся горной массы рассчитывается по формуле

$$W_{\text{кин}} = \frac{1}{2} M v_0^2. \quad (1.18)$$

Угол наклона вектора скорости центра масс к горизонтали определим как средневзвешенное значение углов наклона кусков горной массы

$$\alpha = \frac{1}{M} \sum m_i \alpha_i. \quad (1.19)$$

Тогда с учетом (1.18) и (1.19) получим

$$W_{\text{кин}} = \frac{1}{2} \rho g V_0 \frac{\Delta X_c^2 \operatorname{csc} \left(\frac{1}{M} \sum m_i \alpha_i \right)}{\Delta X_c \operatorname{ctg} \left(\frac{1}{M} \sum m_i \alpha_i \right) + \Delta Y_c}. \quad (1.20)$$

Рассмотрим случай, когда массив горных пород сложен пластами, близкими к горизонтальным. Будем считать, что при взрыве часть отби-

ваемого массива массой m_1 движется горизонтально со скоростью v_r (нижние слои), а часть m_2 — перпендикулярно к откосу уступа (рис. 8), т. е. под углом θ к горизонтали со скоростью v_y . Величина массы m_1 будет пропорциональна средней мощности пластов h : $m_1 = ch$, где c — коэффициент пропорциональности, кг/м, т. е. чем больше масса пласта, тем больше вероятность, что ее начальная скорость будет иметь горизонтальное направление. Тогда

$$\alpha = \frac{m_2 \theta}{M} = \theta \frac{M - ch}{M} = \left(1 - \frac{c}{M} h\right) \theta. \quad (1.21)$$

Величина ch меняется от нуля до M .

Таким образом, для горных массивов подобной структуры формула (1.20) примет вид

$$W_{\text{кин}} = \frac{1}{2} \rho V_c \frac{\Delta X_c^2 \csc \left[\theta \left(1 - \frac{c}{M} h\right) \right]}{\Delta X_c \operatorname{ctg} \left[\theta \left(1 - \frac{c}{M} h\right) \right] + \Delta Y_c},$$

или

$$W_{\text{кин}} = \frac{1}{2} \rho V_c \frac{\Delta X_c^2 \csc \left[\theta \left(1 - \frac{ch}{\rho V_0}\right) \right]}{\Delta X_c \operatorname{ctg} \left[\theta \left(1 - \frac{ch}{\rho V_0}\right) \right] + \Delta Y_c}.$$

5. Влияние структуры горных пород на их разрушение

Значительное влияние на качество дробления горных пород взрывом оказывают их блочность, трещиноватость и слоистость, так как агрегатная прочность породного массива определяется не столько прочностными свойствами породы, сколько структурными особенностями массива той или иной степени трещиноватости.

На результирующий гранулометрический состав взорванных горных пород существенно влияют их неоднородность и нарушенность [12, 14, 47, 71]. Выбор распределения должен быть связан либо с физической сущностью процесса дробления горных пород взрывом, либо с изучением статистических закономерностей разрушения неоднородных и трещиноватых сред.

Исследования на неоднородных моделях (из отдельных блоков) показали, что в распределении гранулометрического состава моделей, содержащих одну какую-либо фракцию, наблюдается по одному максимуму, соответствующему размерам исходных фракций. В распределении гранулометрического состава моделей, составленных из трех видов блоков, содержатся три максимума (рис. 9). Сравнение разру-

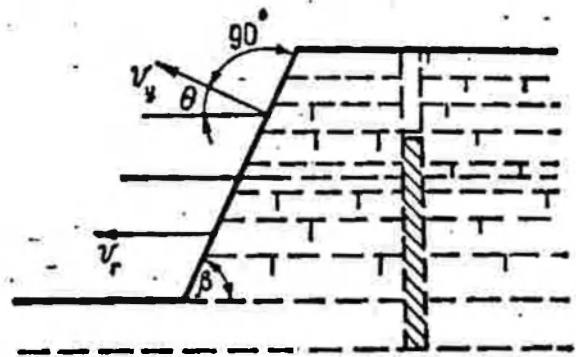


Рис. 8. Схема сдвижения пластов уступа при слоистой структуре

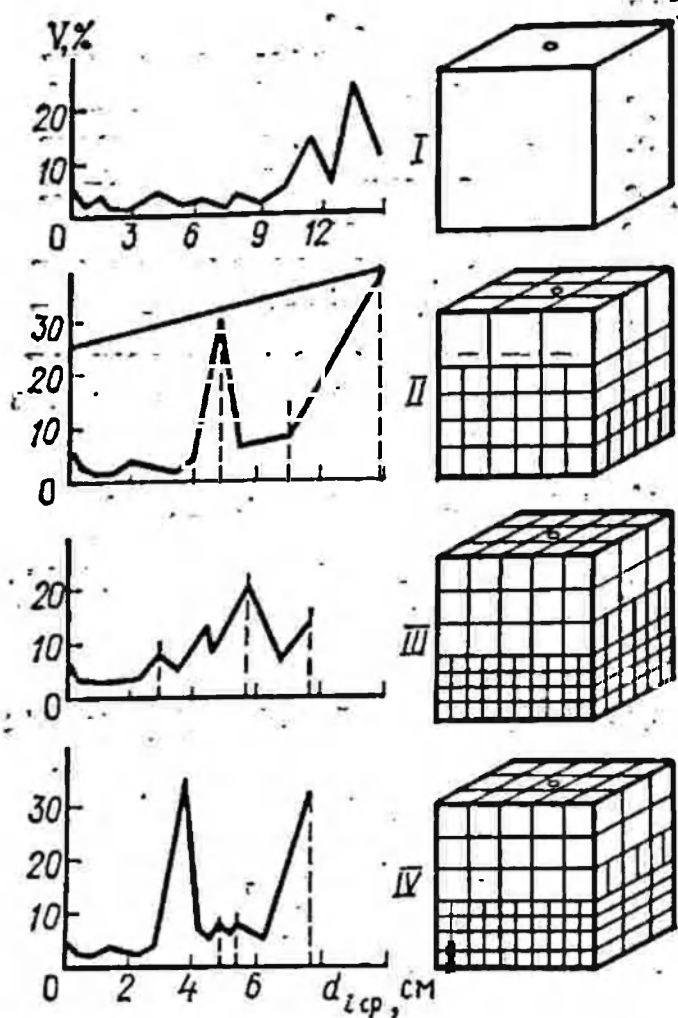


Рис. 9. Зависимость выхода фракций от размеров среднего куска (d) исходных отдельностей моделей:

I — сплошных; II—IV — составленных из блоков трех размеров

шения блочных моделей показало, что чем меньше исходная отдельность, тем больший процент ее сохраняется в гранулометрическом составе после взрыва. Объясняется это большим затуханием напряжений при наличии множества трещин и проявлением масштабного фактора.

Проведенные исследования позволяют сделать выводы, что при взрывном разрушении неоднородных сред различного строения в распределении гранулометрического состава наблюдаются максимумы, соответствующие размерам исходных неоднородностей, т. е. вероятность выхода фракций, соответствующих размерам исходных неоднородностей, больше вероятности появления вновь образовавшихся фракций, и что исходные неоднородности определяют модальность функции распределения гранулометрического состава.

Непосредственно на качество дробления горной массы влияет неравномерность распределения энергии взрыва в трещиноватом массиве. Рудные массивы обычно характеризуются сложной геологической структурой, представленной многочисленными системами трещин. В пределах каждой системы трещины имеют одинаковую пространственную ориентировку, создавая этим значительное число плоскостей и поверхностей ослабления. Это вызывает серьезные трудности при производстве взрывных работ.

Рядом авторов [1, 6] доказано, что в магматических породах, разбитых трещинами, очень трудно установить какую-либо закономерность в ориентировке трещин и отдельностей, за исключением гранитов, в которых строго прослеживается связь между ориентировкой породообразующих минералов и направлением трещин, ограничивающих отдельность. В то же время при взрывном дроблении флюсовых известняков и доломитов, когда технологически определяют необходимость требования минимального выхода переизмельченных фракций (менее 5 мм), обязательно следует учитывать микроструктуру и вещественно-минералогический состав этих пород.

Известняки обычно содержат примеси обломочных минералов и осадочных новообразований. Наиболее обычны примеси глины, осадочного кремнезема и доломита, реже встречаются примеси песка, гип-

са. В известняке, состоящем из зерен связанных слабо сцементированным зернистым кальцитом, раскол происходит по цементу, обходя крупные зерна.

Доломиты обычно имеют примесь кальцита как продукта вторичных изменений породы, а также халцедона, кварца. По структурному строению они в основном разделяются на среднезернистые и мелкозернистые. Структура флюсовых известняков и доломитов во многом предопределяет естественное состояние самого массива. Так, мелкозернистые известняки очень быстро подвергаются выветриванию, обнаженные блоки растрескиваются на тонкие пластинки почти правильной геометрической формы по скрытым трещинам кливажа. Крупнозернистые, вязкие известняки, особенно доломиты, при выветривании в первую очередь разрушаются по направлениям крупных естественных трещин и лишь при длительном процессе выветривания разделяются на мелкие отдельности. Наличие скрытых трещин, степень их развития и величина сил сцепления по трещинам, во многом зависящие от микроструктуры и состава известняков, предопределяют характер взрывного разрушения всего массива. Размеры отдельных зерен и особенности их цементации существенно влияют на энергопроводимость контактного слоя породы вокруг заряда.

В общей деформированной области вокруг заряда по степени разрушения и равномерности измельчения резко выделяется слой незначительной толщины непосредственно на контакте с зарядом. Все разновидности известняков независимо от их физико-механических характеристик в этом тонком слое полностью разрушаются до порошкообразного состояния. Все частицы порошка имеют размеры порядка нескольких микрон и представляют мельчайшие осколки кристаллов. Обычно после взрыва стенки шпуров и скважин сохраняются в кусках породы с определенными следами разрушений. Слой толщиной порядка долей миллиметра полностью отрывается от поверхности зарядной камеры. Порошкообразный материал в процессе расширения продуктов взрыва и разрыва стенки зарядной камеры выносится по трещинам и в условиях высокого давления запрессовывается на их поверхности, образуя характерные язычки белого цвета длиной от 3 до 15 см. Часть порошка в виде бугристого плотного налета оседает и на стенках зарядной камеры.

Зона смятия в известняках внешне выделяется более светлой окраской. Изменение цвета происходит из-за увеличения поверхности отражения за счет образования густой и равномерной сетки микротрещин в отдельных кристаллах и зернах и на контактах между ними. По этим трещинам, а также по образующимся вблизи заряда спиральным поверхностям скольжения происходят сдвиги, за счет которых полуразрушенный материал уплотняется. В шлифах, изготовленных из материала смятой зоны, под микроскопом вся система трещин и поверхностей сдвига прослеживается довольно четко. Вблизи заряда, в зоне смятия, образуются концентрические трещины, появляющиеся в результате последующего расширения сжатого материала. Внешний вид трещин говорит о пластическом характере этого процесса. Зона смятия частично пронизывается радиальными трещинами, густыми

вблизи заряда и затухающими около внешней границы. Незначительная часть из них переходит в зону трещинообразования.

Значительный интерес представляет своеобразное разрушение известняков на границе зон смятия и трещинообразования: В пределах относительно небольшого слоя материала наблюдается качественный скачок в изменении характера разрушения. Если в зоне смятия происходит интенсивное объемное разрушение до пределов отдельных кристаллов и зерен, с образованием сложной системы поверхностей раздела, то в зоне трещинообразования строгая направленность радиальных трещин говорит о разрушении в условиях одноосного сжатия. Суммарные поверхности трещин в эквивалентных объемах обеих зон, а следовательно, и энергоемкости, отличаются на величину нескольких порядков. Очевидно, на границе зон происходит скачкообразное перераспределение энергии взрыва, в зоне смятия поглощается энергия пикового давления ударной волны, в дальнейшем расходуется оставшаяся часть энергии взрыва. На границе зоны возникают радиальные трещины, дальнейшее развитие которых поддерживается остаточной энергией ударной волны.

Для разрушения известняков в зоне трещинообразования особенно характерны специфическое влияние естественных трещин и проявление масштабного фактора. Так как в известняках силы сцепления по естественным трещинам колеблются в большом диапазоне величин — от нуля до величин, приближающихся к силе сцепления по монолиту, — то и раскрытие этих трещин в процессе разрушения массива происходит строго последовательно, соответственно падению давления в ударной волне и уменьшению растягивающих напряжений. В больших масштабах колеблется и скорость их раскрытия. Из-за различия в скоростях развития степень дробления зависит не только от величины взрывного импульса, но в значительной степени от времени воздействия разрушающих сил. При взрыве зарядов малого диаметра массив дробится в основном быстроразвивающимися радиальными трещинами. Разрушение больших объемов зарядами большого диаметра происходит медленнее, в этом случае успевают раскрываться большинство естественных трещин. Полное раскрытие всей системы естественных трещин достигается лишь при способах взрывания, предусматривающих равномерное перераспределение напряжений в массиве и искусственное замедление процесса разрушения.

Мелкозернистые и тонкодисперсные известняки обладают наиболее хрупкими свойствами, в зоне смятия четко прослеживаются спиральные поверхности скольжения, за счет них и происходит в основном некоторое уплотнение материала. Из-за незначительного уплотнения концентрические трещины не образуются, наибольшее поглощение энергии взрыва в этой зоне и малые диссипативные потери увеличивают долю энергии, расходуемой на трещинообразование.

В среднезернистых известняках хорошо развиваются зоны смятия и трещинообразования. Уплотнение материала здесь происходит за счет сдвигов по границам зерен и в результате сдвижений по спиральным поверхностям; наиболее развиты они по торцам зарядов. Наиболее четко выражены концентрические трещины вблизи зарядов;

Т а б л и ц а 2. Характеристика промышленных зон ДФДК

Зона	Мощность зоны, м	Плотность породы, т/м ³	Соппротивление, 10 ⁻⁸ . Па		Мощность пластов, м
			сжатию	растяжению	
I	22	2,55	1,308	0,040	0,6
II	42	2,55	1,160	0,036	3,5
III	32	2,55	0,924	0,028	3,6
IV	36	2,68	1,213	0,038	1,5
V	6	2,68	1,377	0,043	0,7
VI	36	2,66	1,198	0,036	2,5
VII	7	2,64	1,226	0,036	3,5
VIII	36	2,72	1,094	0,034	4,9
IX	25	2,64	1,100	0,034	3,3

полное нарушение сплошности материала в зоне смятия не происходит.

Выход негабаритных фракций в средпезернистых известняках обусловлен недостаточным разрушением массива на внешней границе зоны трещинообразования, особенно в районе верхнего торца зарядов, где усиливается экранирующая роль плоскостей напластования. Наибольшее поглощение энергии взрыва в зоне смятия и уменьшение в зоне трещинообразования особенно усиливаются в крупнозернистых известняках и доломитах.

В зоне смятия происходит полное разрушение связей между отдельными зернами и кристаллами. Энергия ударной волны в этих породах расходуется не на увеличение зоны смятия, как в среднезернистых известняках, а именно на интенсивное разрушение в пределах небольшой зоны, размеры которой составляют (3—4) $R_{зар}$.

По признаку насыщенности кремнеземом флюсовые известняки и доломиты ДФДК разделены на промышленные зоны, характеристики которых представлены в табл. 2.

Большое значение имеет степень рыхлости или сцементированности этих пород, которую обычно называют твердостью. В известняках, состоящих из зерен, связанных слабо сцементированным зернистым кальцитом, раскол происходит по цементу, обходя крупные зерна. Три свойства известняков — структура, текстура и прочность цементации — выражаются очень ярко в изломе, которым обычно они и отличаются.

Анализ данных по механическим характеристикам, приведенным в табл. 2, показал, что отношение предела прочности на сжатие к пределу прочности на растяжение изменяется от 32 до 34. Это указывает на идентичность свойств этих типов пород и способность их к хрупкому разрушению (в пределах зоны радиальных трещин).

Каждая из рассматриваемых зон имеет свои специфические особенности. Зоны I и V содержат пласты малой мощности (0,6—0,7 м), зона IV — средней (1,5 м). Наиболее мощные пласты (2,5—4,9 м) представлены в зонах II, III, VI—IX.

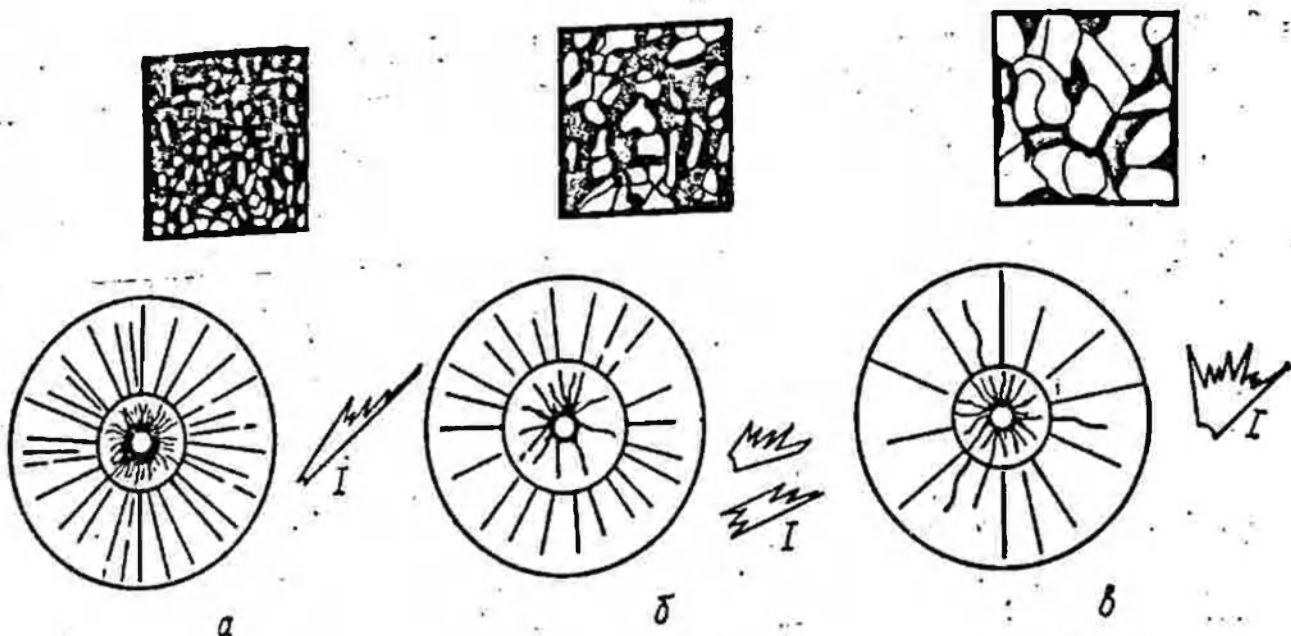


Рис. 10. Схемы разрушения при взрыве известняков (а — в) с различной микро-структурой:

а — $d_3 = 0,05 \div 0,25$; б — $d_3 = 0,25 \div 0,5$; в — $d_3 = 0,5 \div 1,0$ мм

Породы зоны III характеризуются повышенным содержанием кремнезема, придающего им увеличенную прочность при сжатии и хрупкость при динамическом нагружении. Породы зоны IV имеют крупнозернистую структуру и отличаются увеличенным сопротивлением растяжению. Зона V представлена глинистыми сланцами, образующими при разрушении куски плитчатой формы. Зона VI состоит из двух различных по своим свойствам пачек пластов, склонных к переизмельчению при взрывном разрушении. Зона IX характеризуется толсто-слоистым строением и хрупкостью составляющих ее пород.

Зона VI отличается от остальных тем, что при обычных методах ведения взрывных работ в ней наблюдаются увеличенный выход негабаритных кусков и завышения подошвы уступа после взрыва.

На рис. 10 представлены шлифы при двадцатикратном увеличении мелко- (а), средне- (б) и крупнозернистых (в) известняков, а также схемы их разрушения при взрыве, характерные формы осколков (I). Зона смятия в известняках внешне выделяется более светлой окраской. Изменение цвета происходит из-за увеличения поверхности отражения за счет образования густой и равномерной сетки микро-трещин в отдельных кристаллах и зонах, на контактах между ними. В шлифах, изготовленных из материала смятой зоны, под микроскопом вся система трещин и поверхностей прослеживается довольно четко. Вблизи заряда, в зоне смятия образуются концентрические трещины, появляющиеся, как известно, в результате последующего расширения сжатого материала. Зона смятия для мелкозернистых известняков находится в пределах $(1,5-2,0) R_{зар}$, среднезернистых $(1,8-2,6) R_{зар}$, крупнозернистых $(1,07-1,6) R_{зар}$.

**ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ И РАСЧЕТНЫЕ
МЕТОДЫ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ
ДРОБЛЕНИЯ ПОРОД ВЗРЫВОМ**

1. Основы статистической теории дробления

Процесс дробления сопровождается обычно множественным осколкообразованием, обусловленным развитием существующих и образующихся при энергетическом воздействии на среду трещин до их слияния и образования пространственной системы. В результате среда оказывается разделенной на множество частей различных форм и размеров.

В соответствии с представлениями, выдвинутыми С. Н. Журковым [19], в горных породах, содержащих зерна и кристаллы, в достаточно малом объеме возможно равномерное по объему накопление микротрещин. В достаточно большом объеме образуются случайные скопления микротрещин, распределенные в объеме неравномерно.

Предположим, что прочность элемента определяется наличием в нем дефектов структуры, так называемых трещин Гриффитса, и разрушение наступает при достижении в вершине трещин теоретического предела прочности горной породы. Будем считать, что в пределах некоторого объема породы количество трещин постоянно, а распределение трещин по направлениям равномерно независимо от их длины.

Разрушенность тела будем определять существованием в нем трещин длиной $l > l_{кр}$, вероятность наличия которых имеет вид

$$P(l > l_{кр}) = \int_{l_{кр}}^{\infty} f(l) dl = 1 - \exp\left(-\frac{K}{l_{кр}}\right)^{\delta}, \quad (2.1)$$

где δ и K — параметры распределения.

Исходя из условия равномерности распределения трещин по направлениям получаем вероятность того, что тело, содержащее одну трещину, разрушится при напряжении $\sigma_{кр}$ (критическое напряжение для трещин длиной $l_{кр}$) [46]:

$$F(\sigma_{кр}) = \int_0^{\pi/2} \left[1 - \exp\left(-\frac{K}{l_{кр}}\right)^{\delta}\right] \sin \beta d\beta, \quad (2.2)$$

где β — угол, образуемый трещиной с направлением действия напряжения.

Связь между $\sigma_{кр}$ и $l_{кр}$ определяем по формуле

$$\sigma_{кр} = \sqrt{\frac{\pi E \gamma}{2(1-\nu^2) l_{кр}}}, \quad (2.3)$$

где γ — удельная поверхностная энергия.

Тогда

$$F(\sigma_{кр}) = \exp\left[-\frac{K\pi E \gamma}{\sigma_{кр}^2 2(1-\nu^2)}\right] - 1. \quad (2.4)$$

Вероятность того, что напряжение разрушения тела, содержащего n трещин, находится в интервале $\sigma_{кр}$, $\sigma_{кр} + d\sigma_{кр}$, можно определить как

$$dP = n F(\sigma_{кр})^{n-1} \frac{d}{d\sigma_{кр}} F(\sigma_{кр}) d\sigma_{кр}. \quad (2.5)$$

Полученная зависимость основана на ряде предположений, справедливость которых может быть установлена только экспериментально.

Математическая задача построения статистической теории дробления твердых сплошных сред записана следующим образом [42]:

$$N_c = \int_{(\Delta V)} f(\alpha_1, \dots, \alpha_n) \prod_{i=1}^n d\alpha_i, \quad (2.6)$$

где $f(\alpha_1, \dots, \alpha_n)$ — дифференциальная функция распределения, характеризующая закономерности распределения трещин по значениям их параметров, $\prod_{i=1}^n d\alpha_i$ — элемент n -мерного объема.

Конкретный вид этой функции зависит от свойств и структуры рассматриваемой среды. Она определяет вероятность того, что любая случайным образом выбранная трещина будет иметь параметры, лежащие в пределах $(\alpha, \dots, \alpha_n) = [(\alpha_1, \dots, \alpha_n)]$. Для того чтобы трещина начала распространяться при конкретном виде напряженного состояния, ее параметры должны удовлетворять определенным условиям. Математически это означает, что параметры распространяющихся трещин должны лежать внутри некоторой области ΔV значений параметров. Размеры этой области определяются характером поля напряжений, т. е. видом функции $\sigma_{ij}(r, t)$, описывающей динамическое поле напряжений. Следовательно, форма и размеры области ΔV будут представлять собой функцию тензора напряжений:

$$\Delta V = \Phi[\sigma_{ij}(r, t)]. \quad (2.7)$$

Зависимость границ области ΔV от $\sigma_{ij}(r, t)$ может быть представлена в виде

$$F[\alpha_1, \dots, \alpha_n, \sigma_{ij}(r, t)] = 0. \quad (2.8)$$

Соотношение (2.8) представляет собой условие роста трещин. Оно является необходимым, но не достаточным условием дробления, так как в него не входят кинематические характеристики процесса, а лишь силовые.

Число трещин, потерявших устойчивость, N_T будет определяться

уравнением

$$N_{\tau} = \int_{\Delta V} f(\alpha_1, \dots, \alpha_n) \prod_{i=1}^n d\alpha_i = \int_{\sigma_{ij}} f(\alpha_1, \dots, \alpha_n) \prod_{i=1}^n d\alpha_i. \quad (2.9)$$

Кинематическое условие дробления заключается в том, чтобы значения $\sigma_{ij}(r, t)$ в течение промежутка времени τ не попадали внутрь области \bar{W} значений σ_{ij} :

$$\sigma_{ij} \in \bar{W} \text{ при } t_1 \leq t \leq t_1 + \tau, \quad (2.10)$$

где t_1 — некоторый фиксированный момент времени.

Промежуток времени τ является сложной функцией параметров трещин, их количества, напряжений и физико-механических свойств среды

$$\tau = F(\alpha_1, \dots, \alpha_n, b_1, \dots, b_m, \sigma_{ij}, N_{\tau}), \quad (2.11)$$

где b_1, \dots, b_m — упругие константы среды.

Соотношения (2.8) и (2.10) представляют собой необходимое и достаточное условие разрушения и могут быть приняты в качестве обобщенного критерия дробления. Полученные зависимости являются весьма общими, что характеризует лишь то общее, что присуще любому виду разрушения любого материала. Очевидно, что в них не может найти отражения ряд важных качественных сторон конкретных видов разрушения, отличающих их друг от друга. В этой связи необходимо рассматривать особенности хрупкого разрушения горных пород.

Разрушение горных пород под действием взрывных нагрузок представляет собой сложный нестационарный процесс. Явление осложняется особенностями структуры горных пород, представляющих собой в большинстве случаев анизотропные неомогенные системы. Разрывы сплошности, слоистость строения, неоднородность физико-механических свойств делают невозможным точное решение задачи на современном уровне развития науки. Представление о механизме разрушения горных пород носит в основном лишь качественный характер, хотя за последние годы получены количественные энергетические характеристики отдельных фаз процесса [57].

Большинство массивов горных пород — весьма сложные в структурном отношении среды, при описании разрушения которых модель сплошной среды может быть использована лишь в качестве первого приближения. Такие структурные характеристики массива как трещиноватость, блочность, слоистость, во многом определяют гранулометрический состав горной массы, выбор технологических параметров ведения БВР и методов интенсификации дробления. Закономерности процесса разрушения монолитных и трещиноватых горных пород имеют качественное отличие: Если в первом случае возникновение отдельной трещины случайно, при однородном напряженном состоянии, а дальнейший рост ее и отчасти зарождение новых трещин могут быть описаны детерминистскими законами, то во втором случае процесс в основном вероятностный. Это вызвано неоднородностью и квазиизотропностью среды, обусловленными ее трещиноватостью.

Построение статистической теории дробления трещиноватых пород сводится к установлению связи между естественным грансоставом

горного массива, определяемым его трещиноватостью и блочатостью, и кусковатостью разрушенной взрывом горной массы. Кусковатость горной массы в свою очередь зависит от прочности отдельных элементов массива, обусловленной наличием в них микротрещин.

Ввиду отсутствия надежных методов определения микротрещиноватости горных массивов, особенно в случае невидимых микроскопических и плотно сомкнутых трещин, определение закона и параметров распределения трещин по их размерам прямым способом в настоящее время невозможно. Приближенно эта задача может быть решена на основании результатов статических испытаний образцов горных пород. Разрушение образца породы в этом случае определяется трещиной максимального размера. В совокупности результаты испытаний представляют распределение максимальных значений длин трещин. Математически задача в общем виде может быть поставлена следующим образом:

$$f(x) = \lambda \varphi(X)$$

или

$$F(x) = \Lambda \Phi(X), \quad (2.12)$$

где $f(x)$, $F(x)$ — соответственно дифференциальная и интегральная функции распределения гранулометрического состава взорванной горной массы; $\varphi(X)$, $\Phi(X)$ — соответственно дифференциальная и интегральная функции распределения естественных отдельностей в массиве; x , X — соответственно размеры кусков горной массы и естественных отдельностей.

Вид операторов λ и Λ определяется физико-механическими свойствами пород и технологическими параметрами ведения БВР. Основная трудность данной схемы заключается в построении операторов, которое возможно лишь на основе детального изучения механизма дробления.

Другой путь теоретического прогнозирования гранулометрического состава взорванной горной массы заключается в следующем. Предположим, что суммарный объем породы, разрушенной взрывом, равен

$$V_R = n_3 v_R + \Delta V_R, \quad (2.13)$$

где n_3 — число зарядов ВВ; v_R — объем породы, разрушенной взрывом одиночного заряда; ΔV_R — объем породы, разрушенной за счет взаимодействия системы зарядов.

Для получения функции распределения кусков горной массы важен не общий объем разрушенной породы, а объем породы, раздробленной на куски, размеры которых заключены в определенном интервале. Разобьем весь промежуток изменения размеров кусков на K интервалов $(x_0 - x_1)$; $(x_1 - x_2)$, ..., $(x_{i-1} - x_i)$, ..., $(x_{K-1} - x_K)$. Если считать, что при взрыве не все естественные отдельности разрушаются, то максимальный размер куска x_K можно принять равным размеру наибольшей отдельности. Без ограничения общности рассуждений можно считать, что $x_0 = 0$. Тогда долю кусков породы, раздробленной до размеров менее x_i , в общем объеме можно выразить соот-

ношением

$$V_{R_i}/V_R = F(x_i) = \int_0^{x_i} f(X) dX. \quad (2.14)$$

Объем породы V_{R_i} , раздробленной на куски, размеры которых менее x_i , можно представить в виде

$$V_{R_i} = n v_{R_i} + \Delta V_{R_i} + V_i, \quad (2.15)$$

где v_{R_i} — объем породы, разрушенной на куски с размерами менее x_i взрывом одиночного заряда; ΔV_{R_i} — объем породы, разрушенной на куски с размерами менее x_i за счет взаимодействия зарядов; V_i — объем естественных отдельностей с размерами менее x_i .

Величину V_i определим по формуле

$$\frac{V_i}{V_M} = \Phi(x_i) = \int_0^{x_i} \varphi(x) dx, \quad (2.16)$$

где V_M — объем разрушенных пород.

Величины V_{R_i} определяются из анализа структуры зоны дробления одиночного заряда. Основными элементами этой структуры являются форма зоны дробления, ее размеры и закон изменения размеров кусков по мере удаления от центра взрыва. Рассмотрим принципы определения этих величин для трех случаев: массив монолитный или размеры отдельностей l превышают максимальный размер сетки скважин a , $l \geq a$; массив крупноблочного строения, размеры блоков заключены в промежутке $x_{\max} < l < a$, где x_{\max} — максимальный размер кондиционных кусков, l и a представляют собой величины одного порядка; весьма трещиноватые горные породы, $l < x_{\max} < a$.

В случае монолитного или весьма крупноблочного массива формы зоны дробления для изотропной среды представляют собой фигуры вращения или сложные фигуры, состоящие из эллиптических цилиндров и эллипсоидов для анизотропных сред. Размеры зоны дробления (радиус дробления) в этом случае определяются фронтом радиальных трещин. Изменение размеров кусков по мере удаления от центра взрыва в первом приближении можно установить, пользуясь известной расчетной схемой Е. Н. Шера [81].

Определение зависимости среднего куска от расстояния — весьма сложная теоретическая и экспериментальная задача. Существующие вероятностные схемы расчета [64, 70, 72, 74, 75], не учитывающие неравномерность дробления, носят феноменологический характер. В частности, в предложенной Н. Н. Фаддеенковым схеме [74, 75] предполагается одинаковый вид закона распределения по размерам кусков разрушенных отдельностей. Вместе с тем в работе [72] представлен новый методический подход к управлению процессом дезинтеграции горных пород. При этом подтверждается необходимость количественного определения результатов взрывной отбойки пород в соответствии с общей теоретической моделью процесса формирования

кусковатости, разработкой методов количественной оценки энергозатрат и критериев сопротивляемости горных пород взрывному разрушению. Кроме того, отмечено, что необходимым элементом эффективного управления кусковатостью является обеспечение достоверного количественного учета структурных (блочность) характеристик массива.

На практике различное удаление и ориентация отдельностей по отношению к той, в которой расположен заряд, ведут к различному напряженному состоянию и, следовательно, к неодинаковому характеру дробления. Это в первом приближении можно интерпретировать как разрушения с разным удельным расходом ВВ. Кроме того, так как в подобные теоретические схемы не входит механизм разрушения, они, в принципе, не в состоянии объяснить эффект интенсификации дробления при использовании различных методов управления действием взрыва. Сильно трещиноватые горные породы можно представить как сыпучую среду со слабым сцеплением, обусловленным горным давлением. Действие взрыва в подобной среде сводится в основном к рыхлению.

Таким образом, статистическая теория дробления массивов горных пород взрывом систем зарядов, на основании которой возможно прогнозирование гранулометрического состава горной массы, должна включать в качестве одного из основных элементов механизм разрушения, а также структуру, физико-механические свойства и технологические параметры ведения БВР. Это приводит к тому, что данная теория не может носить чисто вероятностный характер, а должна быть вероятностно-детерминистской, т. е. основываться на детерминистских связях между величинами, часть из которых носит вероятностный характер.

В отделе механики взрыва ИГТМ АН УССР ранее были разработаны отдельные элементы подобной расчетной схемы. Для прогнозирования гранулометрического состава взорванной горной массы, согласно этой схеме, необходимо определение структуры массива и радиуса зоны дробления [49].

2. Математическое моделирование прогнозирования гранулометрического состава продуктов разрушения

Прогнозирование фракционного или гранулометрического состава продуктов разрушения получило широкое распространение при решении практических задач добычи, транспортирования и переработки полезных ископаемых. Оно основывается на принципах математического моделирования, т. е. изучения с помощью математических моделей явлений, процессов и их результатов. Причем метод математического моделирования все большее применение находит в прогнозировании и оценке вероятности получения определенных классов (фракций) продуктов разрушения или их усредненных показателей прежде всего при БВР, механическом дроблении и измельчении.

Математическое моделирование с целью прогнозирования и управления гранулометрическим составом продуктов разрушения, исходя из основополагающих представлений математики, можно разделить на

три этапа. Первый этап — формирование законов, связывающих основные размерные (или безразмерные) параметры кусковатости с физическими или статистическими параметрами процесса. Второй — исследование и анализ математической модели с целью получения выходных данных по кусковатости для дальнейшего их сопоставления с результатами изучаемых в практике процессов. Третий этап заключается в выяснении, удовлетворяет ли принятая гипотетическая модель выбранному критерию, т. е. согласуются ли результаты практических наблюдений гранулометрии с теоретическими следствиями модели в пределах точности наблюдений.

Качество дробления горных пород взрывом определяется множеством взаимосвязанных факторов, уровни которых существенно варьируют. Оно зависит как от главных факторов, обуславливающих физические закономерности образования кусков, так и факторов второстепенных, случайных, характеризующих отклонение от этих закономерностей, что предопределяет статистический характер процесса разрушения горных пород взрывом.

Для эффективного управления разрушением горных пород взрывом необходимо иметь количественное описание взаимосвязей между характеристиками взрываемости пород (физико-механические свойства пород, их трещиноватость разных уровней) и применяемых типов ВВ, параметрами расположения и взрывания зарядов ВВ в массиве и конечными результатами взрыва. С этой целью предусматривается установить закон распределения гранулометрического состава взорванной горной массы или вид функции распределения, рассчитать параметры установленного закона, построить математическую модель и осуществить прогнозирование гранулометрического состава взорванной горной массы [59].

Буровзрывные работы прежде всего представляют собой сложную систему, включающую набор технологических параметров, которые содержат в себе элементы случайности. Следовательно, они могут быть отнесены к классу случайных величин. Математическую модель БВР можно представить целевой функцией, преобразующей одну характеристику состояния объекта в другую (рис. 11). Из-за различных ограничений, имеющих физическую или технологическую основу, входные переменные x_i и контролирующие возмущения z_j изменяются в строго определенных пределах: $x_{\min} \leq x_i \leq x_{\max}$; $z_{\min} \leq z_j \leq z_{\max}$. Связь между входными, контролируемыми и выходными параметрами в модели носит стохастический характер. Это значит, что на вариации аргументов целевая функция реагирует изменением параметров распределения.

В настоящее время универсальная математическая модель управления БВК при учете всех входных и контролируемых параметров, равно как и выходных, не может быть получена из-за различных уровней точности исходной оперативной информации. В этой связи целесообразно разработать математическую модель по наиболее значимым входным и выходным переменным. Известно, что степень соответствия математической модели реальному процессу существенно зависит как от числа отобранных факторов, входящих в модель, так и от их значимости.

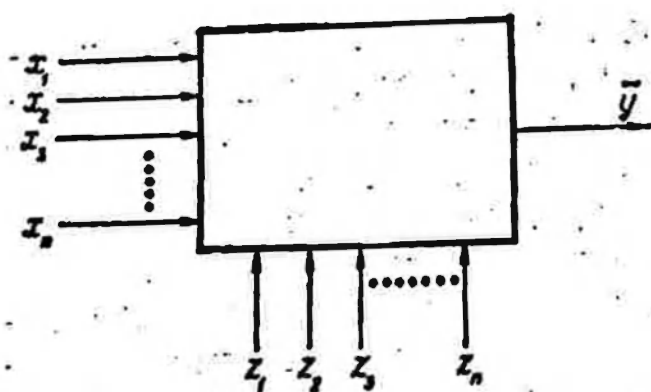


Рис. 11. Стохастическая модель управления БВР

Ввиду того что объективной информации о важности (ценности) факторов часто бывает недостаточно, в то время как отдельные эксперты могут, хотя и субъективно, оценить их, возникает задача сбора и последующей обработки и анализа такого рода информации. При определении субъективных суждений экспертов для принятия решений

можно использовать методику формального определения ценности факторов, подробно описанную в работе М. Найтенгейла [44]. В ней отмечено, что определение ценности факторов не требует изучения корреляционной связи между назначенными рангами и вполне пригодно для случаев принятия решений в условиях неопределенности. В работе [45] подчеркивается, что основная предпосылка значимости коллективной оценки важности факторов заключается в том, что мнение большинства ведущих специалистов приближается к истине, а специалист, мнение которого совпадает с мнением большинства опрашиваемых, является выразителем этой истины. Установление компетентности отдельных экспертов, вычисление коэффициентов ранговой корреляции по Спирмену и другие меры сходства мнений не дают возможности выбрать группу экспертов, выражающих единомыслие, т. е. мнение большинства [24]. В работах [80, 82] показано, что ранжирование факторов является простым в применении, надежным и гарантирующим пригодность анкетного метода опроса. Оно позволяет выбрать из исследуемой совокупности наиболее существенные элементы и произвести количественную оценку.

Наиболее интересным практическим приложением ранговой корреляции является вопрос о нахождении корреляционной связи между несколькими ранжированными рядами, т. е. введение меры для оценки согласованности мнений экспертов по нескольким объектам, влияющим на один конечный результат (качество), которая называется конкордацией [3].

При большом числе экспертов согласованность их мнений оценивается коэффициентом конкордации, т. е. общим коэффициентом ранговой корреляции для группы, состоящей из m экспертов:

$$W_k = \frac{\sum_{i=1}^n \left\{ \sum_{j=1}^m x_{ij} - \frac{1}{2} m (n + 1) \right\}^2}{\frac{1}{12} m^2 (n^3 - n) - m \sum_{j=1}^m T_j}, \quad (2.17)$$

где m — число экспертов; n — число оцениваемых факторов; x_{ij} — оценка i -го фактора, указанная j -м экспертом; T_j — средняя сумма рангов, определяемая по формуле

$$T_j = \frac{1}{12} \sum (t_j^3 - t_j), \quad (2.18)$$

t_j — число одинаковых рангов в j -м ряду факторов.

Компетентность экспертов можно установить по коэффициенту конкордации. Для группы из m экспертов всегда можно построить последовательность этих коэффициентов:

$$W_{k1}, \overline{W}_{k2}, \overline{W}_{k3}, \dots, \overline{W}_{kl}, \dots, W_{kl}. \quad (2.19)$$

Упорядочивая последовательность (2.19) по возрастанию значений коэффициента конкордации, одновременно можно упорядочить и номера экспертов в зависимости от их компетентности. Проведение указанной процедуры в несколько этапов с удалением на каждом этапе

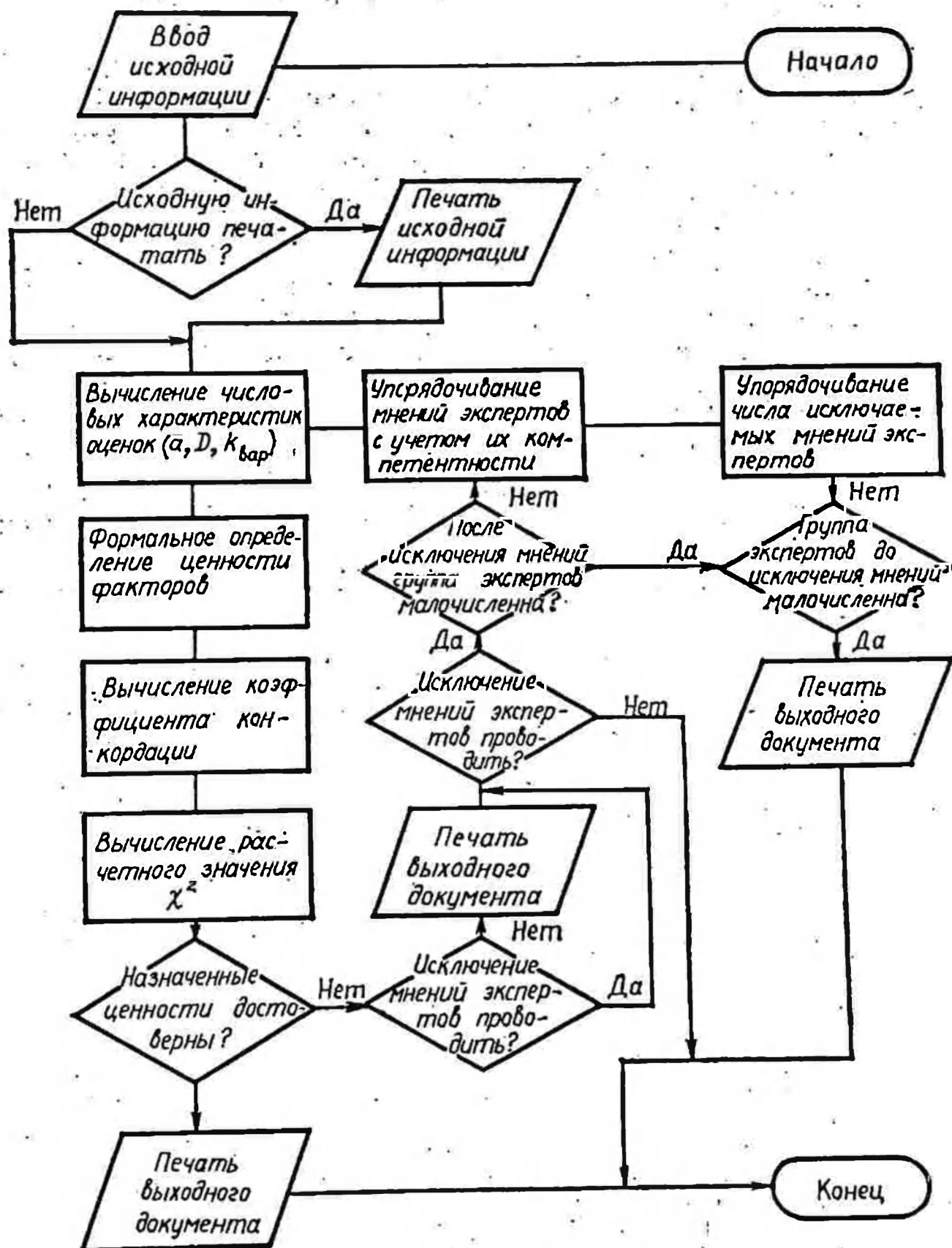


Рис. 12. Блок-схема алгоритма решения задачи определения ценности факторов

определенного числа экспертов; в зависимости от их количества; позволяет выбрать группу экспертов, высказывающих мнение большинства.

На рис. 12 представлена блок-схема алгоритма, реализующего процедуру обработки субъективной информации, полученной на основании анкетного опроса экспертов с учетом компетентности.

С целью получения объективной информации по наиболее значимым факторам был проведен опрос специалистов в области БВР на ГОКах Кривбасса и в ряде научно-исследовательских институтов по анкетам, разработанным на основании анализа литературных источников [9, 56, 63].

Перечень факторов, влияющих на качество дробления горных пород взрывом на открытых разработках и их количественные характеристики, приведен в табл. 3. В нее не вошли некоторые факторы, количественная оценка которых для большинства экспертов в настоящее время затруднена: тип ВВ, порядок инициирования, обводненность, плотность заряжения, конструкция заряда, качество забойки. В этой связи установление факторов, влияющих на качество дробления пород взрывом, носит в какой-то мере приближенный характер.

Вычисленная ценность факторов представлена графически в виде столбиковой гистограммы (рис. 13), где по оси абсцисс указаны номера факторов согласно табл. 3, а по оси ординат — их ценность. Из графика видно, что наибольшее влияние на качество дробления горных пород, по мнению экспертов, оказывают следующие факторы: крепость пород, трещиноватость, удельный расход ВВ, диаметр скважины, линия сопротивления по подошве, расстояние между скважинами в ря-

Т а б л и ц а 3. Перечень факторов и их числовые характеристики

Номер фактора	Исследуемый фактор БВР	Интервал изменчивости
1	Диаметр скважины, м	0,1—0,4
2	Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,5—1,0
3	Интервал замедления между рядами, мс	10—75
4	Трещиноватость (среднее расстояние между трещинами), м	0,1—1,5
5	Коэффициент крепости пород по Протоdjяконову	4—20
6	Схема взрывания (по потенциалу), м ² /с	1000—10 000
7	Длина забойки, м	3—8
8	Длина линии сопротивления по подошве, м	8—14
9	Высота уступа, м	12—30
10	Глубина разработки, м	0—300
11	Число скважин в блоке	30—250
12	Число рядов	2—3
13	Расстояние между скважинами в ряду, м	5—11
14	Расстояние между рядами, м	5—11
15	Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	25—70
16	Объем отбиваемой за один взрыв горной массы, тыс. м ³	50—500
17	Длина перебура, м	2—3,5
18	Стоимость разработки 1 т руды, руб.	0,5—0,9
19	Интервал замедления между скважинами, мс	0—10

ду; расстояние между рядами, схема взрыва, длина забойки, число рядов, интервал замедления между рядами.

Вычисленное значение коэффициента конкордации $\bar{W}_k = 0,9$. Для того чтобы решить вопрос значимости W_k , т. е. согласованию ли эксперты оценили факторы, вычисляется величина χ^2 — распределение с $n - 1$ числом степеней свободы,

$$\chi_{\text{расч}}^2 = m(n - 1)W_k. \quad (2.20)$$

В рассматриваемом случае расчетная и табличная величины имеют значения $\chi_{\text{расч}}^2 = 357,9$; $\chi_{\text{табл}}^2 = 28,8$. Поскольку для 5 %-го уровня значимости $\chi_{\text{табл}}^2 \leq \chi_{\text{расч}}^2$, то принимается гипотеза о наличии согласия экспертов при ранжировании факторов, влияющих на качество дробления горных пород взрывом.

Проверка разработанного алгоритма на фактическом материале показала его высокую эффективность при принятии решения в условиях неопределенности. Указанные факторы должны учитываться при составлении модели управления качеством дробления горных пород взрывом и реализации ее в промышленных условиях. Вместе с тем инженерные рекомендации и формулы для расчета параметров БВР должны включать в себя все основные факторы, от которых в наибольшей мере зависит качество дробления горных пород взрывом.

3. Теоретические и эмпирические функции распределения гранулометрического состава разрушенных пород

При взрывной отбойке горных пород распределение кусков по крупности можно описать двухпараметрической функцией $f_0(x, a, b)$; где a и b зависят от физико-механических свойств и структуры пород, методов и схем взрыва, типов ВВ и других параметров. Предположим, что при короткозамедленном взрывании эффект разрушения накапливается. Следовательно, распределение продуктов дробления по размерам кусков (по аналогии с выводом А. Н. Колмогорова для обогащения [25] и теорией надежности [77]) удовлетворяет логарифмически нормальному закону или распределению Вейбулла

$$f(x) = \frac{1}{x\sqrt{2\pi}\sigma} \exp\left\{-\left(\ln x - \mu\right)^2/2\sigma^2\right\}; \quad (2.21)$$

$$f(x) = \frac{a}{b} \left(\frac{x}{b}\right)^{a-b} \exp\left\{-\left(\frac{x}{b}\right)^a\right\}, \quad (2.22)$$

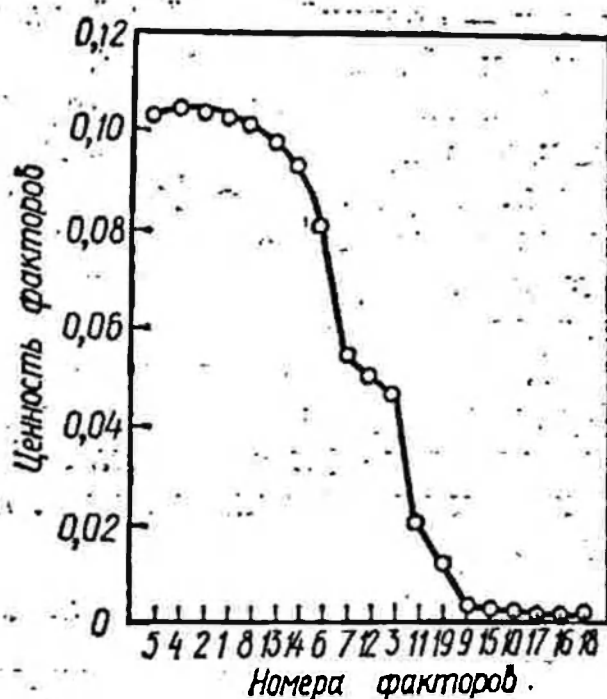


Рис. 13. График изменения ценности факторов

где x — средний линейный размер куска; a, b — параметры формы и масштаба соответственно.

Для определения параметров используют три метода: метод максимального правдоподобия, метод моментов и метод наименьших квадратов. Известно, что для распределения Вейбулла первые два метода сводятся к решению систем нелинейных трансцендентных уравнений, что обычно представляет определенные трудности. Поэтому для определения параметров предпочтительнее использование третьего метода.

I. Рассмотрим логарифмически нормальный закон распределения. Функция $f(x)$ позволяет определить количество частиц в любом интервале $c < x < d$. Если N_n — объем выборки, Δx — шаг класса (считается достаточно малым), n_i — количество частиц в данном классе, то

$$n_i \approx N_n \Delta x f(x). \quad (2.23)$$

На практике вместо количества частиц, попадающих в класс, более удобно рассматривать объем класса. Для решения поставленной задачи примем геометрическое подобие частиц при дроблении. Следовательно, из (2.23) объем i -го класса v_i определится по формуле

$$v_i = N_n a_\phi x_i^3 f(x) \Delta x, \quad (2.24)$$

где a_ϕ — коэффициент, учитывающий форму частиц.

Пусть x_0 — максимальный линейный размер класса, тогда при $n = [x_0/\Delta x]$ полный объем выборки, который считается известным, выразится формулой $V_0 \approx \sum_{i=1}^n v_i$. Устремляя Δx к 0, получаем

$$V_0 = a_\phi N_n \int_0^{x_0} x^3 f(x) dx. \quad (2.25)$$

Отсюда, определив $a_\phi N_n$ и используя (2.24), получим

$$v_i = \frac{x_i^3 f(x) \Delta x}{\int_0^{x_0} x^3 f(x) dx} V_0 = V_0 \Delta x F_1(x). \quad (2.26)$$

Величина x_0 должна удовлетворять условию $a_\phi x_0^3 < V_0$, а в остальном она произвольная и определяется структурными особенностями массива и физико-механическими свойствами породы и способом ее добычи.

Поскольку практически отношение $\int_{x_0}^{\infty} x^3 f(x) dx / \int_0^{x_0} x^3 f(x) dx$ достаточно мало, в дальнейшем вместо функции $F_1(x)$ рассматривается функция $F(x)$, определяемая по формуле

$$F(x) = x^3 f(x) / \int_0^{\infty} x^3 f(x) dx. \quad (2.27)$$

При таком выборе функция будет нормирована: Для дальнейших

преобразований требуется найти интегралы

$$J_n = \int_0^{\infty} x^n f(x) dx = \int_0^{\infty} \frac{x^n}{\sqrt{2\pi}\sigma} \exp\left\{-\frac{(\ln x - \mu)^2}{2\sigma^2}\right\} dx. \quad (2.28)$$

Выполнив подстановку $u = \frac{\ln x - \mu}{\sqrt{2}\sigma}$, $dx/x = \sqrt{2}\sigma du$, получим

$$\begin{aligned} J_n &= \frac{\sqrt{2}}{\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^{\infty} \exp\left\{-u^2 + nu\sqrt{2}\sigma + n\mu\right\} du = \\ &= \frac{\sqrt{2}}{\sqrt{2\pi}} \exp\left\{\frac{n^2}{2}\sigma^2 + n\mu\right\} \int_{-\infty}^{\infty} \exp\left\{-\left(u - \frac{n}{\sqrt{2}}\sigma\right)^2\right\} du. \end{aligned} \quad (2.29)$$

После замены $u = n/\sqrt{2}\sigma = v/\sqrt{2}$ и преобразования получим

$$J_n = \exp\left\{\frac{n^2}{2}\sigma^2 + n\mu\right\}. \quad (2.30)$$

При этом имели в виду, что

$$\frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^{\infty} \exp\left\{-\frac{v^2}{2}\right\} dv = 1. \quad (2.31)$$

Таким образом, используя (2.27) и (2.31), получаем

$$F(x) = x^3 f(x) \exp\left\{-\left(\frac{9}{2}\sigma^2 + 3\mu\right)\right\} = F(x, \mu, \sigma). \quad (2.32)$$

Следовательно, объем элементарных классов можно записать в виде:

$$v_i = V_0 \Delta x \exp\left\{-\left(\frac{9}{2}\sigma^2 + 3\mu\right)\right\} \frac{x_i^2}{\sqrt{2\pi}\sigma} \exp\left\{-\frac{(\ln x_i - \mu)^2}{2\sigma^2}\right\}. \quad (2.33)$$

По самому определению $F(x)$ есть функции объемной плотности классов; $F(x)$ будет известной (а вместе с ней и v_i), если будут известны σ и μ . Для их определения необходимо провести эксперимент над совокупностью кусков породы. Заметим, что σ и μ являются усредненными характеристиками физико-механических свойств породы и способа ее добычи. Исходная совокупность породы после взрыва разбивается на M_k классов ($12 \leq M_k \leq 20$), например обмером кусков или просеиванием через сито с отверстиями определенных размеров. Дальше возможны два пути.

1. Подсчитывается число частиц или кусков в каждом классе n_i .

Число N_B определяется как $\sum_{i=1}^M n_i = N_B$, \bar{x}_i — средний размер класса; μ и σ определяются по формулам

$$\mu = \sum_{i=1}^M \frac{n_i}{N_B} \ln x_i; \quad \sigma^2 = \sum_{i=1}^M \frac{n_i}{N_B} (\ln x_i - \mu)^2. \quad (2.34)$$

Этот путь имеет свои достоинства и недостатки. Преимуществами можно считать непосредственное определение μ и σ без дополнительных

вычислений, которые неизбежно внесут дополнительную погрешность и возможность еще раз проверить основную гипотезу о логарифмически нормальном распределении количества частиц и кусков при добыче.

Недостатками эксперимента являются большая работа по счету с возможностью многочисленных ошибок и большое время выполнения работы.

2. После сортировки определяются массы классов m_i , суммарная масса выборки $M_n = \sum_{i=1}^n m_i$ и относительный выход класса $\hat{p}_i = m_i/M_n$,

который по определению будет $F_1(x_i)\Delta x \approx F(x_i)\Delta x$.

Тогда $F^*(x_i) = \hat{p}_i/\Delta x$. Определим величины

$$\begin{aligned} A &= \sum_{i=1}^{M_k} x_i F^*(x_i) \Delta x \approx \int_0^{\infty} x F^*(x) dx; \\ B &= \sum_{i=1}^{M_k} x_i^2 F^*(x_i) \Delta x = \int_0^{\infty} x^2 F^*(x) dx. \end{aligned} \quad (2.35)$$

Следовательно, из (2.27) запишем

$$A = \frac{\int_0^{\infty} x^4 f(x) dx}{J_3} = \frac{J_4}{J_3}; \quad B = \frac{J_5}{J_3}. \quad (2.36)$$

Таким образом, используя (2.30), получаем $\ln A = \frac{7}{2}\sigma^2 + \mu$, $\ln B = 8\sigma^2 + 2\mu$. Определив отсюда μ и σ , получим

$$\mu = 8 \ln A - \frac{7}{2} \ln B; \quad \sigma^2 = \ln \frac{B}{A^2}. \quad (2.37)$$

Имея числа n по формулам (2.27) определяем μ и σ , а по формуле (2.21) определяем $f(x_i)$.

Далее вычисляется критерий « χ -квадрат» Пирсона

$$\chi^2 = \sum_{i=1}^{M_k} \frac{(n_i - N f(x_i) \Delta x)^2}{N f(x_i) \Delta x}. \quad (2.38)$$

Число степеней свободы $M_k - 3$. По таблицам χ^2_q с заданным χ^2 степенью свободы и достоверностью r определяется степень согласования. По формуле (2.33) определяются значения v_i при $V_0 = 1$.

По известным β_i , Δx и M_k определяются $F^*(x_i)$ и $F(x_i)$ по формулам (2.35). Затем вычисляются величины

$$\left. \begin{aligned} \alpha_i &= F(x_i) - F^*(x_i); \quad \bar{\alpha} = \frac{1}{M_k} \sum_{i=1}^{M_k} \alpha_i; \\ \beta_i &= \left\{ \frac{1}{M_k - 1} \sum_{i=1}^{M_k} (\alpha_i - \bar{\alpha})^2 \right\}^{1/2}; \quad \gamma_i = \frac{|\alpha_i|}{F(x_i)}, \end{aligned} \right\} \quad (2.39)$$

где α_i , $\bar{\alpha}$, β_i и γ_i — соответственно абсолютная, средняя абсолютная, среднеквадратическая и относительная ошибки измерений.

После решения на ЭЦВМ и нахождения $F^*(x_i)$, $F(x_i)$, α_i , $\bar{\alpha}$, β_i и γ_i все расчетные величины выдаются на печать.

При этом методе существенно уменьшается объем работы, появляется возможность проверки соответствия полученного закона распределения экспериментальным данным; сравнения этих экспериментальных данных с другими законами распределения. Следует отметить, что при производстве эксперимента должны учитываться две возможные ошибки.

1. Исходная совокупность должна быть реальной по объему. Сокращение объема, как правило, приводит к искажению соотношений. При организации выборки должны соблюдаться соотношения и ее представительность: в каждом классе должно быть не менее 20 элементов за исключением крайних.

2. Классы должны быть равностоящими, Δx — постоянно, а выборка должна охватывать промежуток от 0 до максимального размера, чтобы исключить влияние накоплений частоты. Кроме того, необходимо, чтобы эксперимент охватывал возможно большее число классов, которые могут встречаться на практике, так как экстраполирование при статистических исследованиях крайне нежелательно.

II. Предположим, что распределение долей объема в раздробленной горной массе подчиняется распределению Вейбулла

$$f(x) = \frac{a}{b} \left(\frac{x-c}{b} \right)^{a-1} \exp \left\{ - \left[\frac{x-c}{b} \right]^a \right\}. \quad (2.40)$$

Очевидно, что $c = 0$, так как в совокупности могут появиться частицы сколь угодно малых линейных размеров. Следовательно, функция плотности приобретает вид

$$f(x) = \frac{a}{b} \left(\frac{x}{b} \right)^{a-1} \exp \left\{ - \left(\frac{x}{b} \right)^a \right\}. \quad (2.41)$$

Требуется определить параметры с помощью метода наименьших квадратов. Обозначим выход i -й фракции

$$P_i = v_i/V_0 = f(x_i) \Delta x_i, \quad (2.42)$$

а накопленную частоту $H_N = H_i + P_i - \varepsilon$, где ε — сколь угодно мало. При этом $H_1 = P_1$, $H_N < 1$. Проинтегрировав (2.41) по dx , получим

$$H(x) = 1 - \exp \left\{ - (x/b)^a \right\}. \quad (2.43)$$

После двойного логарифмирования уравнение (2.43) запишем в виде

$$a \ln x - a \ln b = \ln [- \ln (1 - H)], \quad (2.44)$$

или

$$a \ln x + A = \delta(x),$$

где

$$A = -a \ln b; \quad \delta(x) = \ln [- \ln (1 - H)]. \quad (2.45)$$

Выберем a и A так, чтобы

$$S = \sum_{i=1}^{N_B} [a \ln x_i + A - \delta(x_i)]^2 = \min. \quad (2.46)$$

— После преобразования выражения (2.46) параметры a и b определим по формулам

$$a = \frac{\sum_{i=1}^{N_K} (\ln x_i - \overline{\ln x_i}) (\delta(x_i) - \overline{\delta(x_i)})}{\sum_{i=1}^{N_K} (\ln x_i - \overline{\ln x_i})^2}, \quad (2.47)$$

$$b = \exp \{ (\overline{\ln x_i} - \overline{\delta(x_i)}) / a \}. \quad (2.48)$$

4. Оценка размеров зон взрывного разрушения

До настоящего времени значительный практический интерес при ведении взрывных работ представляет установление границ области с определенной интенсивностью разрушения, т. е. зоны управляемого дробления. Теоретическое решение этой задачи чрезвычайно сложно, потому что одним из определяющих факторов процесса дробления является характер трещиноватости горного массива, а поэтому при строгом ее решении нельзя пользоваться методами механики сплошной среды.

При взрыве бесконечного цилиндрического заряда в монолитном или весьма крупноблочном массиве (размеры блоков превосходят радиусы зон дробления) формами зон дробления являются круговые или эллиптические цилиндры для анизотропных пород. Размеры зоны дробления в этом случае определяются фронтом радиальных трещин.

При взрывном дроблении массивов крупноблочного строения существенно проявляется квазианизотропия среды. Форма зоны дробления в плане для цилиндрического заряда меняется от крестообразной до эллиптической. Наиболее интенсивно разрушаются отдельности, имеющие большую площадь контакта с блоком, содержащим заряд.

Размеры зоны дробления в этом случае нельзя определять фронтом радиальных трещин, так как в силу трещиноватости границы этого фронта неопределимы. Радиус дробления определится расстоянием от оси заряда, на котором гранулометрический состав горной массы не будет отличаться от естественного.

Объем породы, разрушенной на куски с размерами менее x_i , определяется параметрами сетки скважин, схемами соединения зарядов и выбранным размером максимального куска x_i [28]. С увеличением расстояний между зарядами, ростом трещиноватости массива объем породы, разрушенной за счет взаимодействия зарядов, будет уменьшаться. Для каждого конкретного случая ведения БВР будет существовать такое значение $x_i = x_j$, при котором $\dot{V}_{D_j} = 0$, т. е. взаимодействие зарядов не увеличивает объем породы, раздробленной на куски менее x_j .

В трещиноватых средах и до взрыва будет содержаться некоторое количество отдельностей с размерами менее a_i . Обозначим эту величину, выраженную в относительных единицах, через η_{0i} . Кроме того, будет существовать зона, где наряду с кусками размером менее a_i будут встречаться и большие осколки.

Предельный радиус дробления $r_{пр}$ определит границу области, внутри которой размер кусков не превышает a_i . В промежутке ($r_{пр}$, r_i) величина суммарного относительного выхода фракции падает от 1 до η_{0i} . Зависимость величины суммарного относительного выхода фракций a_i от расстояния до центра взрыва представим в виде

$$\eta_i(r) = \begin{cases} 1 & \text{при } r \leq r_{пр}, \\ Kr + c & \text{при } r_{пр} \leq r \leq r_i, \\ \eta_{0i} & \text{при } r \geq r_i, \end{cases} \quad (2.49)$$

где
$$K = \frac{1 - \eta_{0i}}{r_i - r_{пр}}; \quad c = \frac{r_i - \eta_{0i} r_{пр}}{r_i - r_{пр}}.$$

Суммарный относительный выход фракций a_0 в этом случае имеет вид

$$\eta_i = \frac{1}{V_0} \int_{V_0} \eta_i(r) dr. \quad (2.50)$$

Будем считать, что разрушенная порода заключена в объеме, ограниченном плоскостные подошвы уступа, поверхностью кругового цилиндра с радиусом, равным $r_{др}$, и полусферой того же радиуса, центр которой расположен на глубине $1/3 r_{др}$. Тогда объем породы, разрушенной взрывом одиночного скважинного заряда до крупности кусков a_i , определится выражением

$$V_{R_i} = \int_0^{2\pi} \int_0^{L - l_n - \frac{1}{3} r_{др}} \int_0^{r_{др}} \eta_i(r) dr dH d\varphi + \\ + \int_0^{2\pi} \int_0^{\pi/2} \int_0^{r_{др}} \eta_i(r) r^2 \sin \theta dr d\varphi d\theta. \quad (2.51)$$

Принимая во внимание, что при уступной отбойке

$$V_0 = a_c n_c H [(N_p - 1) b_p + W], \quad (2.52)$$

где n_c — число скважин в ряду.

Подставляя в формулу (2.52) соотношение (2.51) и производя некоторые несложные преобразования, получаем

$$\eta_i - \beta \eta_{0i} = \frac{\pi N_p (1 - \eta_{0i}) r_{др}^2}{3 a_c H [(N_p - 1) b_p + W]} \left\{ (L_{зар} - l_n) (1 + \alpha_1 + \alpha_i^2) + \right. \\ \left. + \frac{1}{6} r_{др} (1 + \alpha_i + \alpha_i^2 + 3\alpha_i^3) \right\}, \quad (2.53)$$

где
$$\beta = \frac{\pi N_p r_{др}^2 [3(L_{зар} - l_n) + r_i]}{3 a_c H [(N_p - 1) b_p + W]};$$

$L_{зар}$ — длина заряда; l_n — величина перебура.

Величина β представляет собой отношение суммы объемов породы, разрушенных взрывами отдельных скважин, к объему разрушаемого

Таблица 4. Расчетные значения взрывного дробления по некоторым зонам в гранулометрическом составе

Зона	Расстояние, м		Процентное содержание естественных отделимых в массиве (мм)		
	между скважинами	между рядами скважин	0—200	200—400	400—600
VI	8,5	7,5	19,2	25,6	18,4
VIII	8,3	8,0	16,2	25,4	21,2
	8,4	7,0	24,2	14,6	22,1
IX	8,5	7,3	20,2	22,0	13,4
	8,5	7,3	20,2	21,2	17,4
IV	8,8	7,6	19,2	26,3	15,4
	7,0	7,0	32,1	18,3	6,2
V	7,4	6,4	28,3	14,2	13,6
	8,0	7,0	24,2	12,6	13,8
	8,0	7,0	12,6	28,4	14,2
	8,0	6,6	18,4	28,1	18,4
	8,0	6,6	13,2	28,6	21,2
	8,0	7,8	18,6	13,4	18,1

блока. При рациональных параметрах ведения БВР $\rho \approx 1$, α_i меняется в диапазоне $0 < \alpha_i \leq 1$.

Формула (2.53) выражает зависимость относительного суммарного выхода кусков фракции a_i от основных геометрических параметров ведения БВР и структуры горного массива.

При известном выходе фракций η_i и величине η_{0i} радиусы зон дробления определяются как действительный положительный корень кубического уравнения

$$r_{др}^3 + a_1 r_i^2 + a_2 = 0, \quad (2.54)$$

где

$$a_1 = 6 \frac{(l_{зар} - l_n) (1 + \alpha_i + \alpha_i^2)}{1 + \alpha_i + \alpha_i^2 + 3\alpha_i^3};$$

$$a_2 = \frac{18 (\eta_i - \beta \eta_{0i}) a_c H [(N_T - 1) b_D + W]}{\pi N_p (1 + \alpha_i + \alpha_i^2 + 3\alpha_i^3) (1 - \eta_{0i})}$$

Дискриминант этого уравнения при используемых на открытых разработках параметрах БВР отрицательный, т. е. уравнение (2.54) имеет три действительных корня. Анализ, произведенный на основе известных свойств корней кубических уравнений, показал, что один из них положительный, а два других — отрицательные. Таким образом, полученное уравнение имеет одно обладающее физическим смыслом решение.

В табл. 4 для промышленных зон ДФДК приведены расчетные величины радиусов взрывного дробления.

промышленным зонам ДФДК при различной структуре горного массива

Процентное содержание фракций (мм)					Радиус дробления, м
600—800	0—200	200—300	300—400	Более 900	
14,2	66,9	11,2	2,1	3,4	4,30
24,1	48,4	13,2	9,8	3,2	4,25
28,3	68,3	8,3	4,1	2,1	4,35
21,2	52,4	4,6	3,0	1,8	3,68
16,8	42,4	12,1	3,6	4,1	3,48
22,7	54,2	8,9	6,4	2,6	4,15
8,9	50,4	8,6	3,8	3,4	4,75
11,4	52,1	6,2	7,1	3,1	3,78
14,6	56,1	9,1	3,4	2,6	4,05
18,6	59,2	10,2	4,8	2,1	4,32
19,1	61,2	7,4	3,1	1,8	3,62
9,4	68,3	6,2	4,8	2,9	4,15
14,2	65,2	11,2	3,1	3,4	4,09

5. Выбор основных параметров математической модели взрывных систем

В результате анализа имеющихся в литературе научно-технических данных установлено, что в основу создания современных методов эффективного и надежного воздействия взрыва на массив положены принципы изучения состояния среды (крепость и другие физико-механические характеристики, трещиноватость, обводненность, температурные и другие климатические факторы); физико-химические свойства взрывчатых материалов; вероятностно-статистические показатели технологических взрывных систем, технологические и технико-экономические результаты их применения. Поэтому важнейшими направлениями, требующими дальнейшего изучения, являются управление надежностью и безотказностью взрывных систем; определение методов и способов пылегазоподавления и нейтрализации выбросов в атмосферу при ведении взрывных работ; учет параметров, снижающих вредное действие взрыва на горные объекты и оборудование (разлет, развал и др.); нахождение оптимального состояния, при котором получается требуемый гранулометрический состав взорванной горной массы и в наименьшей мере проявляются отрицательные эффекты.

Таким образом, с математической точки зрения целью исследования являются нахождение функционала, определяющего гранулометрический состав горной массы, и дальнейшая его минимизация.

Пусть γ — указанный функционал; требуется найти $\max \gamma_{-0,5}$, т. е. выход классов — 0,5, в зависимости от указанных факторов. Обозначая через N_n — надежность, V_r — объем газов взрыва, R_D — разлет и развал, получаем математическую задачу оптимизации: $\gamma_{-0,5}(N_n, V_r, R_D) \rightarrow \max$. В свою очередь N_n, V_r, R_D — функции многих

переменных, зависящие от ряда факторов. Укажем на основные из них: надежность зависит от крепости, трещиноватости, удельного расхода ВВ, параметров сетки скважин, обводненности, надежности элементов взрывных систем и схемы взрывания;

объем газов взрыва определяется химическим составом и кислородным балансом ВВ, его скоростью детонации и бризантностью, количеством газов в единице массы;

разлет и развал также зависят от крепости породы, ее трещиноватости, удельного расхода ВВ и схемы взрывания.

Функционал γ будем искать в виде

$$\gamma = \prod \gamma_i = \gamma_1 \gamma_2 (N_n) \gamma_3 (V_r) \gamma_4 (R_p), \quad (2.55)$$

где γ_i — функционалы, $|\gamma_1| \leq 1$; γ_1 — выход горной массы с учетом горно-геологических условий и способов ведения БВР; $\gamma_2, \gamma_3, \gamma_4$ можно трактовать как коэффициенты, учитывающие надежность взрывных систем и газоопасность ВВ, а также характеристику разлета и развала пород, определяющую опасность поражения горных объектов и оборудования. Функционал γ_1 будем интерпретировать как функцию распределения взорванной горной массы.

Выбор теоретической функции распределения, адекватной наблюдаемой эмпирической для условий взрывного дробления, до настоящего времени является актуальной задачей, наиболее приемлемым путем решения которой [38, 50, 76] является построение двух параметрических функций $f(x, a, b)$. Параметры a и b этих функций зависят от физико-механических свойств и структуры пород, методов и схем взрывания, типов ВВ и других факторов. К наиболее распространенным функциям, удовлетворительно описывающим эмпирические распределения, многие авторы относят распределение Вейбулла, гамма-распределение, логнормальное и ряд других, причем применимость того или иного распределения обосновывается с помощью определенного критерия. Отметим, что при выборе того или иного закона распределения существенное значение имеет статистическое определение параметров a и b . На основе замеров гранулометрического состава взорванной горной массы путем обработки опытных данных находятся наиболее адекватные теоретическому параметры и производится оценка отклонения полученных таким образом функций от наблюдаемого распределения по одному из выбранных критериев (Пирсона, Колмогорова и др.). Наиболее известным критерием является мера Колмогорова:

$$D_k = \max |F^*(x) - F_i(x)|, \quad (2.56)$$

где $F^*(x)$ — эмпирическая функция; $F_i(x)$ — теоретические функции.

Рассматривая различные функции $F_i(x)$ и множество параметров j , находят различные D_{ij} и из них выбирают наименьшее D_{i0j0} , соответствующее которому распределение считают оптимальным.

Однако существенным недостатком предложенного метода является приближенная определенность функции $F^*(x)$ в результате обработки данных эксперимента, что можно существенно повлиять на

выбор распределения, когда различные значения D_{ij} близки между собой.

Предполагается рассматривать меру близости теоретических распределений, т. е. $\rho [F_i(x), F_j(x)]$, и относить в класс эквивалентных распределений все функции F_i , которые близки между собой по этой мере. Преимуществом указанного метода является то, что эта разность не зависит от ошибки эксперимента, причем при различных классах крупности она может быть различной. Следовательно, на различных участках может быть выявлено соответствие отличающимся между собой теоретическим распределениям, на что ранее указывалось в работах [24, 36, 38, 50, 62, 76]. Мера $\rho [F_i(x), F(x)]$ может быть выбрана с использованием нескольких методов. Предполагается следующий метод. Гранулометрический состав взорванной горной массы зависит от свойств взрываеваемого массива, что определяет те или иные значения параметров распределения.

К настоящему времени проведены значительные исследования по анализу влияния горногеологических условий и технологических показателей БВР на средний размер куска, который в явном или неявном виде входит во все двухпараметрические распределения. Средний размер куска зависит от крепости и трещиноватости пород, удельного расхода ВВ, диаметра скважин, линии сопротивления по подошве и других [24]. Поэтому предполагается в качестве меры близости теоретических функций распределения рассматривать разность

$$\rho [F_i(x), F_j(x)] = |d_{сп_i} - d_{сп_j}| \quad (2.57)$$

и считать эквивалентными те распределения, у которых эта разность минимальна. Проверка разработанной методики осуществлялась путем обработки статистических данных, полученных в результате замеров гранулометрического состава взорванной горной массы на железорудных карьерах Кривбасса. Были обработаны результаты 52 массовых взрывов, проведенных в 1980—1987 гг. на карьерах Криворожского ЦГОКа.

Рассматривали три теоретических распределения, которые, как сказано ранее, считаются наиболее приемлемыми для данных условий:

экспоненциальное

$$F_1(l) = Ae^{-bl}; \quad (2.58)$$

Вейбулла

$$F_2(l) = 1 - e^{-a/l^b}; \quad (2.59)$$

логнормальное

$$F_3(l) = \frac{1}{\sqrt{2\pi\sigma}} \int_0^l \exp\left\{-\frac{(\ln x - \mu)^2}{2\sigma^2}\right\} x^{-1} dx, \quad (2.60)$$

где l — линейный размер куска; A , B , a , b — параметры распределения.

С помощью метода наименьших квадратов найдены параметры этих функций, которые имеют следующий вид:

$$F_1(l) = 146,4 \exp\{-0,188/l\}; \quad (2.61)$$

$$F_2(l) = 1 - \exp\{- (l/0,216)^{0,838}\}; \quad (2.62)$$

$$F_3(l) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}0,71} \int_0^l \exp\{- (\ln x - 3,03)^2/2 \cdot 0,71^2\} x^{-1} dx. \quad (2.63)$$

Проверялось соответствие этих распределений по критерию Пирсона и установлено, что все они удовлетворяют данному критерию. Рассчитывался также диаметр среднего куска. Для распределений (2.61), (2.62), (2.63) $d_{\text{ср}}$ соответственно равны 0,260; 0,216; 0,207.

С применением разработанной методики установлено, что для описания кусковатости горных пород после взрыва для карьеров ЦГОКа оптимальными являются распределение Вейбулла и логнормальное. Кроме того, были обработаны и проанализированы результаты 94 взрывов, проведенных на карьерах Кривбасса в скальных породах, а также неокисленных и окисленных рудах, которые приведены в работе [55]. В результате получено соответствие эмпирического распределения распределению Вейбулла и экспоненциальному. Таким образом, на основе выполненных исследований можно сделать следующие выводы: при обосновании соответствия эмпирического распределения взорванной горной массы по размерам кусков теоретическому предлагается рассматривать не одно конкретное теоретическое распределение, а ряд эквивалентных; рассматривается не только близость экспериментального и теоретического, но и между собой теоретических распределений, причем на различных классах крупности теоретические распределения могут быть различными; в качестве меры близости теоретических распределений предлагается рассматривать разность диаметров среднего куска, вычисленных на их основе.

Рассмотрим далее функционал $\gamma_2(N_n)$; его можно трактовать как вероятность безотказной работы взрывной системы:

$$\gamma_2(N_n) = P. \quad (2.64)$$

Вероятность P должна стремиться к единице при снижении отрицательного действия факторов, указанных ранее при анализе надежности и безотказности взрывных систем. Для данных горногеологических условий и способа ведения взрывных работ вероятность $P = \text{const}$, и при нахождении $\gamma_{-0,5}$ ее можно рассматривать как постоянный коэффициент.

Далее, так как разлет R_p зависит от факторов, входящих аргументами в параметры a и b , можно считать $\gamma_4(R_p)$ функционалом от переменных a, b , т. е. $\gamma_4(R_p) = \gamma_4(a, b)$.

Тогда

$$\gamma_{-0,5} = P \gamma_1(a, b) \gamma_3(V_r) \gamma_4(a, b), \quad (2.65)$$

где $\gamma_3(V_r)$ не зависит от параметров a, b , поэтому требуется определить тах произведения $\gamma_1(a, b) \gamma_4(a, b)$. Прежде чем искать этот тах, обратим внимание на следующий факт. Если в качестве $\gamma_1(a, b)$ рассматривать распределение Вейбулла, то $a \approx \bar{a}_{\text{ср}}$, поэтому с уменьшением a $\gamma_1(a, b)$ возрастает, а $\gamma_4(a, b)$ — убывает, так как возрастает разлет мелких фракций. И наоборот, если $\gamma_1(a, b)$ убывает, то $\gamma_4(a, b)$ возрастает, поэтому есть физический смысл в нахождении экстремума $\gamma_1(a, b) \gamma_4(a, b)$.

Будем искать $\gamma_4(a, b)$ в виде

$$\gamma_4(a, b) = K_N \exp \{-(a - a_0)^2 - (b - b_0)^2\}, \quad (2.66)$$

где K_N — коэффициент надежности (определяется статистическим путем).

Параметры a_0 и b_0 таковы, что при $a = a_0$, $b = b_0$ $\gamma_4(a, b)$ принимает наибольшее значение, равное коэффициенту надежности, т. е. $\gamma_4(a, b) = K_N$.

Имеем

$$\gamma_4 = K_N P \gamma_3(V) \gamma_1(a, b) \exp \{-(a - a_0)^2 - (b - b_0)^2\}. \quad (2.67)$$

Определим a_0 и b_0 из условия (2.67) при параметрах, полученных из ранее приведенного расчета для Криворожского ЦГОКа:

$$\gamma_1(a, b) = 1 - \exp \{-(0,5/a)^b\};$$

$$\left. \frac{\partial \gamma_4}{\partial a} \right|_{\substack{a=0,216 \\ b=0,838}}; \quad \left. \frac{\partial \gamma_4}{\partial b} \right|_{\substack{a=0,216 \\ b=0,838}};$$

$$\begin{aligned} \frac{\partial \gamma_4}{\partial a} = & K_N P \gamma_3(V_r) \frac{\partial \gamma_1}{\partial a} \exp \{-(a - a_0)^2 - (b - b_0)^2\} + \\ & + K_N P \gamma_3(V_r) \gamma_1 \exp \{-(a - a_0)^2 - (b - b_0)^2\}. \end{aligned} \quad (2.68)$$

Тогда при

$$\frac{\partial \gamma_1}{\partial a} + 2\gamma_1(a_0 - a) = 0 \quad (2.69)$$

$$a_0 = a - \frac{\partial \gamma_1}{\partial a 2\gamma_1} \quad (2.70)$$

Аналогично

$$b_0 = b - \frac{\partial \gamma_1}{\partial b 2\gamma_1}; \quad (2.71)$$

$$\frac{\partial \gamma_1}{\partial a} = \frac{\partial (1 - \exp \{-(0,5/a)^b\})}{\partial a} = -\exp \{-(0,5/a)^b\} 0,5^b a^{-b-1}; \quad (2.72)$$

$$\frac{\partial \gamma_1}{\partial b} = \exp \{(0,5/a)^b\} \ln \frac{0,5}{a}. \quad (2.73)$$

Подставляя $a = 0,216$; $b = 0,838$, получаем $a_0 = 0,42$, $b_0 = 0,723$.

Коэффициент надежности определяем по формуле

$$K_N = 1 - m/n, \quad (2.74)$$

где n — число проведенных взрывов; m — число существенных повреждений горного оборудования.

Для Криворожского ЦГОКа при $n = 52$, $m = 0$, $K_N = 1$, поэтому

$$\gamma_4 = \exp \{-0,2^2 - (0,1)^2\} = 0,95. \quad (2.75)$$

Величину $P\gamma_4$ будем трактовать как максимальный уровень надежности. Для ЦГОКа $P = 0,99$. Следовательно, $P\gamma_4 \approx 94\%$. Таким образом, при уровне надежности, равном 94%, на Криворожском ЦГОКе гарантируется выход фракций — 0,5. Аналогично при других параметрах распределения уровень надежности системы достигает $\gamma_1(0,216; 0,834) = 1 - \exp \{-(0,5/0,216)^{0,834}\} = 0,92$, т. е. 92%.

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ДРОБЛЕНИЯ ПОРОД ВЗРЫВОМ С УЧЕТОМ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ТРЕБОВАНИЙ К ДОБЫВАЕМОЙ ПРОДУКЦИИ

1. Особенности строения месторождений нерудных полезных ископаемых и методы их учета

Более половины нерудных полезных ископаемых, добываемых с использованием БВР, потребляет строительная промышленность в виде щебня и блочного камня; значительная часть добычи приходится на долю металлургической промышленности, использующей флюсово-доломитное сырье. Физические свойства пород и особенности структуры массивов нерудных полезных ископаемых оказывают большое влияние не только на технологию разрушения их энергией взрыва, но и на конечные промышленные изделия. Например, технология отделения от массива облицовочного и декоративного камня определяется в основном качеством исходного сырья и особенностями внутреннего строения породы (микроструктурой), технология же производства щебня в значительной мере обусловлена трещиноватостью массива (макроструктурой). При добыче монолитов буровзрывным способом важно не допустить или свести к минимуму появление дополнительных трещин, вызванных взрывными нагрузками, приводящих к порче и браку изделий, имеющих высокую стоимость. В процессе отбойки пород на щебень необходимо не только обеспечить оптимальные по условиям экскавации развал взорванной горной массы и ее дробление, но и сохранить естественную прочность породы, а также уменьшить потери полезного ископаемого в виде переизмельченных фракций. Поэтому при расчете и выборе оптимальных параметров буровзрывных работ помимо прочностных свойств пород необходимо учитывать особенности внутреннего строения, т. е. трещиноватость, делимость и слоистость.

Разрушаемые взрывом массивы нерудных полезных ископаемых представлены интрузивными, метаморфическими и осадочными породами. По характеру трещиноватости и особенностям внутреннего строения месторождения нерудных полезных ископаемых можно разделить на три большие группы: месторождения массивных интрузивных пород; месторождения метаморфических и осадочных пород, смятых в складки, и пластовые месторождения.

Массивы интрузивных пород, представленных гранитами, гранодиоритами, сиенитами, габбро-диабазами, габбро, разрабатываются как на блочный камень, так и на щебень. Отличительной особенностью

интрузивных пород является четкая взаимосвязь между ориентировкой в одном преимущественном направлении удлиненных зерен отдельных минералов и их агрегатов, слагающих породу, и пространственным расположением систем микро- и макротрещин, расчленяющих породу на блоки и отдельности. На месторождениях интрузивных пород обычно изучают ориентировку породообразующих минералов по форме и внутреннему строению зерен, пространственное положение микро- и макротрещин, устанавливают направления скрытых расколов пород, используемых при камнедобыче. При этом в зависимости от сложности решаемых задач используют различные методы исследования (структурный и микроструктурный анализ) и аппаратуру (горный компас, стереофотограмметрическое оборудование, поляризационный петрографический микроскоп).

Изучение трещиноватости интрузивных массивов необходимо для предварительного заключения о его строении. В дальнейшем полученные данные должны быть использованы для увязки микро- и макроструктуры. На обнаженных участках массива методика изучения трещиноватости не отличается от стандартной [41], т. е. при массовых замерах элементов залегания трещин следует руководствоваться структурно-генетическим подходом. Это значит, что в ходе измерений не должно произойти смешение различных генетических типов трещин.

Поскольку процесс измерения трещиноватости горным компасом чрезвычайно трудоемкий, а в условиях действующих карьеров происходит постоянное перемещение линии забоя, то для получения сведений о трещинно-тектоническом строении массива целесообразно использовать метод наземной стереофотограмметрической съемки. Он позволяет не только производить замеры элементов залегания трещин, но и многократно воспроизводить в камеральных условиях стереомодели обнаженного участка забоя для количественных расчетов. Упрощенный вариант метода, не требующий применения дорогостоящей аппаратуры, подробно изложен в работе [39].

При обработке фактического материала, полученного в ходе измерений, важно исключить элемент субъективизма при выделении систем трещин. Это связано с тем, что замерами могут быть охвачены случайные трещины, не входящие в систему. Поэтому при обработке данных необходимо пользоваться математически обоснованными методами. Наиболее предпочтителен векторный метод Брайча [4].

Результаты исследований трещиноватости массивов горных пород могут быть представлены в виде таблиц, графиков, диаграмм, схем и прогнозных планов трещиноватости. Схемы и погоризонтные прогнозныe планы трещиноватости наиболее наглядно характеризуют естественную нарушенность массива. Они служат основой для разработки рациональных параметров эксплуатации месторождения, подсчетов блочности, проектирования параметров взрывных работ и т. п. Ориентировку фронта горных работ и направление его перемещения, линию забоя, параметры сетки взрывных скважин наносят непосредственно на план в виде соответствующих обозначений.

В интрузивных горных породах имеются по меньшей мере шесть систем макротрещин, закономерно связанных со структурами «тече-

ния» (ориентированным расположением в пространстве удлиненных минеральных частиц) слагающих пород [1]. Решающее влияние на процесс разрушения оказывают системы вертикальных трещин, характеризующихся различными морфологическими особенностями (раскрытостью, протяженностью, густотой), а потому в разной степени влияющих на процесс распространения в массиве энергии взрыва и, в конечном счете, на процесс разрушения анизотропной полиминеральной среды.

Экспериментами по выявлению степени влияния особенностей внутреннего строения на характер разрушения гранитов взрывом [6, 20, 79] было установлено следующее.

1. Воронка взрыва в монолитных частях массива гранитов имеет эллипсоидную форму, а большая ось эллипса совпадает с направлением вытянутости удлиненных агрегатов кварцевых зерен.

2. Зона дробления при взрыве одиночного шпурового заряда в трещиноватом массиве имеет вытянутую в плане, близкую к эллипсоидной форму. Коэффициент анизотропии (отношение большой оси воронки разрушения к малой) изменяется от 1,08 до 2,20. Преобладающее влияние на конфигурацию зоны разрушения гранитов взрывом одиночного заряда оказывают системы вертикальных трещин. В зоне преимущественного развития плотносомкнутых трещин сжатия воронка взрыва вытянута в направлении трещин и имеет в плане эллипсоидную форму с коэффициентом анизотропии до 1,45. На участках массива, которые характеризуются преимущественным развитием раскрытых трещин разрыва, воронка взрыва чаще всего имеет форму параллелограмма. Направление большой стороны параллелограмма, лежащего в основании параллелепипеда, совпадает с простиранием раскрытых трещин. Коэффициент анизотропии в центре зоны достигает значений 2,0—2,2.

При взрывном разрушении средне- и крупноблочных пород в местах совместного развития раскрытых и плотносомкнутых трещин зона разрушения имеет в плане форму, близкую к крестообразной, а при разрушении мелкоблочных пород — эллипсоидную с коэффициентом анизотропии, равным более 1,45. Направление большой оси воронки разрушения (большой балки креста) всегда совпадает с направлением наиболее развитой системы трещин в данной точке массива.

Экспериментальные исследования по разрушающему действию взрыва в трещиноватом массиве анизотропной интрузивной породы были положены в основу для разработки новых способов взрывного разрушения пород, которые учитывают структуру массива. В частности, фронтальную плоскость разрушаемого блока ориентируют параллельно направлению вектора максимальных значений плотности потока энергии взрыва в массиве [67]. При этом вектор совпадает с простиранием системы раскрытых трещин. Как следствие при разрушении трещиноватых пород даже с меньшими затратами достигается повышение качества получаемого сырья.

Технология отделения монолитов от массива зависит в значительной мере от структурных особенностей месторождения. В гранитах направления расколов, используемых для добычи блоков камня, свя-

заны с ориентировкой слагающих породу минеральных компонентов [85]. Термин «раскол» обозначает направление наиболее легкого вертикального раскола, которые, как правило, совпадают с параллельно расположенными полосками пузырьков газожидких включений и мелких трещинок в зернах кварца. Термин «волокистость» обозначает другое направление легкого раскола, ориентированного обычно под углом 90° к плоскости раскола. Волокистость параллельна плоскости уплощения кварцевых агрегатов. Термин «торец» обозначает третье направление, в котором нужно расколоть породу, чтобы отделить монолит от массива. Причем в этом направлении порода раскалывается с большим трудом, чем в первых двух. При отделении монолита от массива по линии наилучшего раскола в нем не образуется дополнительных трещин, которые приводят к браку и порче изделий при их дальнейшей обработке. В случае отбойки монолита буровзрывным способом можно значительно увеличить расстояние между зарядами при расположении их по линии наилучшего раскола, благодаря чему повышаются производительность труда и экономическая эффективность добычи.

При исследовании особенностей внутреннего строения гранитов была установлена закономерность пространственного распределения в этих породах кварца и дефектов его строения. Закономерность заключается в том, что кварц в гранитах содержится в виде ориентированных в одном преимущественном направлении агрегатов зерен, причем в 50 % отдельных зерен, составляющих агрегат, имеет в своем составе субвертикальные плоскости газожидких включений, средне-статистическая плоскость которых составляет с горизонтальной проекцией вектора линейности агрегатов угол 35° . Значение угла всегда отрицательное и отсчитывается от азимута линейности против хода часовой стрелки. Данная закономерность позволяет для любого месторождения блочного гранита определить направление наилучшего раскола по результатам исследования микроструктуры ориентированного образца породы. Разработаны экспресс-методы определения направления наилучшего раскола гранитов в условиях карьеров [68, 69].

Обычно массивы метаморфических и осадочных пород, смятых в складки, интенсивно расчленены трещинами, которые закономерно сочетаются с элементами залегания складок. Выделяют три главные системы трещин.

Трещины сплющивания — плотносмянутые, крутопадающие поверхности, простирание которых совпадает с ориентировкой осевой поверхности (плоскости симметрии складки). Густота трещин сплющивания, определяющих характер разрушения пород взрывом, достигает максимума на крыльях складок. Поэтому такие месторождения метаморфических и осадочных пород в трещинно-тектоническом отношении представлены обычно в виде узких, вытянутых зон повышенной трещиноватости, чередующихся с практически монолитными породами.

Вертикальные трещины отрыва — открытые, располагающиеся вкрест простирания складчатости. Эти крутопадающие поверхности

встречаются в массивах пород в виде серий по несколько трещин (5—10 шт.); расстояние между сериями трещин колеблется от 20 до 100 м и более. При расчете параметров сетки скважинных зарядов следует учитывать в основном влияние на характер взрыва плотносомкнутых трещин сплющивания. Влияние вертикальных трещин отрыва следует учитывать при разработке схем коммутации, поскольку с трещинами отрыва может быть связан повышенный разлет горной массы при взрыве в сторону откоса уступа, если группа одновременно взрывааемых зарядов расположена в зоне развития серии открытых трещин отрыва.

При анализе трещиноватости метаморфических и осадочных пород, смятых в складки, методами структурного и микроструктурного анализов устанавливаются зависимости густоты трещин сплющивания от угла наклона слоев породы. При наличии на карьере детальных структурных планов маркирующих горизонтов несложно составить прогнозные погоризонтальные планы трещиноватости месторождения. Обычно на таких планах показывают зоны пород повышенной трещиноватости и зоны практически монолитных пород [34].

Образование трещин в пластовых месторождениях связано с процессами сокращения осадка (для осадочных пород) в результате дегидратации или с уменьшением объема тела полезного ископаемого в результате охлаждения (изверженные породы). М. Р. Рац и С. Н. Чернышев показали, что среднее расстояние между трещинами пропорционально корню квадратному из мощности слоя [61]. Для прогнозирования параметров трещиноватости в пластовых месторождениях необходимо знать мощность пласта в той или иной точке массива. Вариации интенсивности трещиноватости пласта обычно отражаются на плане горных работ в виде изолиний. Если месторождение представлено несколькими слоями разной мощности и слои эти разрабатываются одним уступом, то прогнозный план трещиноватости целесообразно разрабатывать для того слоя, который наиболее влияет на результаты взрыва. При выборе оптимального направления забоя необходимо учитывать ориентировку трещин в том слое, в котором после взрыва образуются наиболее значительные заколы в тыл массива. Как правило, это наиболее мощный слой. В каждом слое обычно развиваются не более двух взаимно перпендикулярных систем вертикальных трещин, каждая из которых в равной степени влияет на характер взрывного дробления. Если слой породы имеет переменную мощность, то, следовательно, будет изменяться от места к месту интенсивность трещиноватости (это весьма характерно для флюсово-доломитных известняков, песчаников, базальтов). Поскольку для дробления пород различной степени трещиноватости устанавливают свой оптимальный удельный расход ВВ, целесообразно для пластовых месторождений составлять прогнозные планы, где удельный расход ВВ наносят в виде линий равных значений.

2. Исследования характера разрушения флюсовых известняков и доломитов при взрывании одиночного заряда

Известно, что при взрывании шпуровых и скважинных зарядов их нижняя часть находится в камуфлетных условиях и в некоторых случаях после взрыва сохраняет первоначальную форму полости, хотя давление продуктов детонации при этом превышает прочностные параметры среды. При скважинной отбойке таких прочных пород, как диабазы, доломиты, мелкозернистые граниты и известняки, часто обнаруживаются так называемые стаканы, в которых отсутствуют ВВ. Это можно объяснить тем, что в начальной стадии взрыва происходит резкое снижение давления за счет истечения газообразных продуктов через забойку, а также через существующие и вновь образованные трещины. Подобное предположение в свое время высказывалось Г. И. Покровским, а также исследовалось в работе [26]. В работах [7, 31] вопрос о взаимодействии газообразных продуктов детонации с твердой средой рассматривается с новой точки зрения — как источник необратимых энергетических и массовых потерь, а также фактор, существенно влияющий на процесс дробления горной породы.

Уменьшение давления во взрывной камере до уровня сдвиговой прочности приводит к тому, что сдвигание стенок камеры происходит упругим образом, а основной механизм разрушения в случае оболочки вокруг заряда конечного радиуса носит откольный характер. В этом случае имеются в виду множественные отколы при вторичных отражениях, а также движение среды в сторону свободной поверхности под действием газообразных продуктов. В промышленных условиях проведение экспериментальных исследований проникновения газов в трещины и поры весьма затруднительно, так как в ближайшей зоне взрыва, где эти процессы наиболее существенны, напряжения, смещения и скорости весьма велики. В этой связи обычно используют косвенные доказательства, полученные при проведении экспериментальных исследований. С целью изучения и оценки характера разрушения в донной части удлиненных зарядов на Восточном карьере ДФДК была проведена серия экспериментальных взрывов шпуровых зарядов на блоках, имеющих форму, близкую к кубической, из доломитов и доломитизированных известняков с коэффициентом крепости $f = 10 \div 12$. Размеры блоков по ребру составляли 1,0—1,5 м. Поверхность блоков со стороны шпура практически плоская, диаметр шпура составляет 42 мм при глубине от 80 до 170 мм. Шпуры бурили в центре блока. В качестве ВВ использовали аммонит № 6 ЖВ. Масса заряда 50—100 г, высота 43—45 мм. В качестве забойки использовали песок.

В результате взрывов установлено отсутствие видимой деформации в донной части шпура, где находились навески ВВ (начальный диаметр «стакана» равен конечному), независимо от глубины заложения заряда. Отсутствовали также видимые трещины в нижней части боковой поверхности стакана (не менее чем на $\frac{2}{3}$ начальной высоты стакана) и на его дне независимо от глубины залегания заряда.

В процессе экспериментальных исследований при взрыве зарядов диметил-... примерно на 40% выше, чем в... продукты детонации выше... углублении заряды... боковая поверхность и днище... стальные пластины и разрушения... углублением заряды... неогкрытых трещин, нижний... в два раза гладкие, без... между осколками... крупные трещины в массиве...

В условиях Доломитного карьера... взрывы на блоках доломита... 14. Подтвердилась идентичность... того, что на стенках... мелкие трещины. В данном случае... в надрезании зерен, связанных слабо... раскол происходит по цементу... разрушение имеет упруго-хрупкий характер... в данном случае заключается в... за счет проникновения продуктов... прочности материала от сорбционной... пути повышения КПД взрыва... обеспечить изоляцию продуктов взрыва от... с широким забойкой и создавать... напряжений по высоте колонки заряда, равномерно... зонный фактор путем снижения уровня... трещины и забойку.

Характерной особенностью горных массивов с линейной трещиноватостью является то, что при взрывном разрушении ослабевает роль забойного материала, что подтверждается неравномерным проходом газов не у устья скважины, и на уровне груди забоя. Причем в таких случаях основное значение имеют не образующиеся в процессе разрушения трещины, а существовавшие до взрыва и имеющие непосредственный контакт с зарядной полостью.

С целью исследования влияния трещин, пересекающих скважину, на степень дробления блочных сред были проведены полигонные эксперименты [61] на песчано-цементных моделях и блоках известняка, имеющих прослойки и трещины. Модели изготавливали трех типов (рис. 14). Сплошные модели (I) имели размер 150 x 150 x 300 мм, а составные (II, III) представляли собой два блока размером 150 x 150 x 150 мм, соединенных торцами. В первом случае (II) поверхность контакта блоков, моделирующие берега трещины, прилегали непосредственно друг к другу, во втором (III) — между ними размещали слой пластилина для более плотного контакта между блоками. Таким образом, все модели имели одинаковый объем, что позволило для сравнения принципов энергетического подобия (постоянство

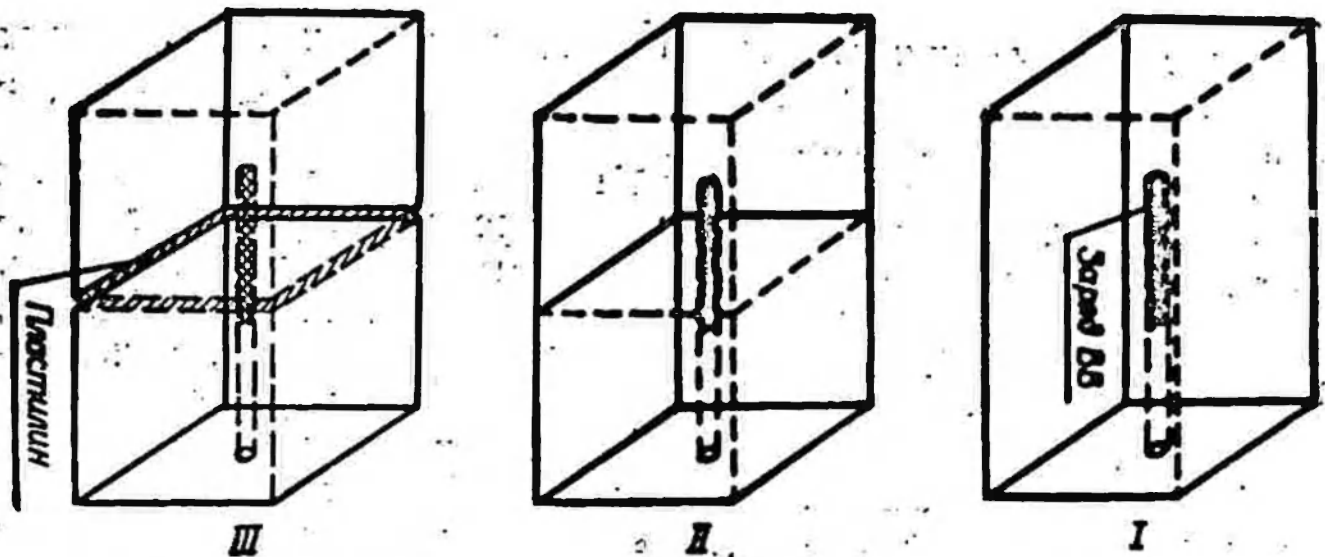


Рис. 14. Схемы песчано-цементных моделей

удельного расхода ВВ) применять заряды одинаковой массы. В качестве заряда ВВ. использовали отрезки детонирующего шнура длиной 0,1 м, которые помещали в шпуров глубиной, равной $\frac{2}{3}$ длины наибольшей грани модели, вследствие чего центр тяжести заряда совпадал с центром тяжести модели. Взрывание производили в металлическом боксе, стенки которого были обложены транспортной лентой с целью исключения вторичного дробления при соударении с ними кусков породы. Гранулометрический состав горной массы определяли методом ситового анализа. В табл. 5 приведен усредненный по трем сериям экспериментов гранулометрический состав моделей; а также рассчитанные диаметры среднего куска $d_{\text{ср}}$ и площадь вновь образованной поверхности $S_{\text{н}}$. Вычисление этих величин производилось по известным формулам [11]: $d_{\text{ср}} = \frac{\sum Q_i d_i}{Q}$; $S_{\text{н}} = \frac{6}{\gamma_{\text{м}}} \sum \frac{Q_i}{d_i} - S_0$, где Q_i — масса куска i -й фракции; d_i — средний диаметр кусков i -й фракции; $\gamma_{\text{м}}$ — плотность материала моделей.

Из приведенных данных следует, что наибольший выход продуктов дробления приходится на фракции 40—70, 70—110, 110—170 мм. Это обусловлено образованием зон разрушения, ограниченных радиальными трещинами в пределах исходных блоков. Величины радиусов этих зон равняются 15—30 радиусов зарядной полости и соизмеримы с размерами блоков. Указанные параметры зон разрушения превы-

Т а б л и ц а 5. Характеристика качества взрывного дробления песчано-цементных моделей

Модель	Процентное содержание фракций при d_i (мм)						$d_{\text{ср}}$, мм	$S_{\text{н}}$, м ²
	0—10	10—25	25—40	40—70	70—110	110—150		
Сплошная	12,94	9,49	12,02	21,88	18,95	24,72	67,44	1,41
Составная								
без заполнителя	7,49	4,56	5,47	18,41	14,16	49,91	90,72	0,79
с заполнителем	5,84	5,16	4,57	26,63	14,57	16,23	79,05	0,83

шают достигнутые при экспериментальных взрывах на сплошных моделях больших размеров, что обусловлено влиянием границ раздела и боковых поверхностей.

Анализ результатов исследований показал, что наличие трещины или плоскости ослабления, проходящей через зарядную полость, существенно влияет на характер взрывного дробления твердой среды. Так, диаметр среднего куска в трещиноватых моделях (тип *II* и *III*) больше, чем в сплошной, на 34,5 и 17,2 % соответственно. Выход условных переизмельченных кусков (фракция 0—10 мм) обусловлен в основном бризантным действием взрыва и при одном и том же типе ВВ зависит от величины площади контакта ВВ со средой. В сплошной модели площадь контакта была максимальная и выход фракций 10 мм составлял 12,94 %. Из-за неплотного прилегания боковых поверхностей блоков в моделях к трещинам площадь поверхности контакта уменьшилась, что вызвало уменьшение выхода фракций 10 мм (7,49 и 5,84 % соответственно). Несмотря на то, что в трещиноватых моделях с заполнителем и без него условия для истечения газов были различны, суммарный выход фракций 0—25 мм был близок по величине (11,0 и 12,05 %). Это свидетельствует о том, что выход мелких фракций обусловлен начальными стадиями процесса развития взрыва и структура разрушаемой среды оказывает на него незначительное влияние.

Суммарный же выход крупных фракций (70—150 мм) в значительной степени зависит от условий истечения газообразных продуктов взрыва, т. е. характера изменения давления в зарядной полости на последующих стадиях развития процесса взрывного разрушения. Так, суммарный выход этих фракций для моделей *I—III* типов равен 43,67, 64,07 и 57,8 % соответственно. Энергетические затраты на дробление, пропорциональные величине вновь образованной поверхности, имеют ту же тенденцию изменения.

Аналогичные результаты были получены и при проведении полигонных исследований на моделях известняка. Размеры блоков и условия взрывания соответствовали песчано-цементным моделям, но в *IV* серии экспериментов при размерах блока 150 × 150 × 300 мм в средней части его имелась трещина шириной 6 мм, заполненная кальцитом.

В табл. 6 приведены результаты экспериментальных взрывов на

Т а б л и ц а 6. Характеристика качества взрывного дробления моделей из известняка

Модель	Процентное содержание фракций (мм)						Средний диаметр куска, мм
	0—10	10—30	30—50	60—70	70—100	100—150	
Сплошная	17,3	8,1	11,6	15,8	10,7	36,5	65,4
Составная							
без заполнителя	12,2	7,6	6,6	10,2	9,4	54,0	82,4
с заполнителем	8,2	7,6	8,1	9,4	26,2	40,5	75,2
с прослойками кальцита	15,1	8,4	8,3	23,1	17,8	25,3	70,4

блоках известняка. Анализ приведенных данных показал, что наибольший массовый выход продуктов дробления приходится на долю фракций 60—70, 70—100 и 100—150 мм. Средний размер куска разрушенных составных моделей был выше, чем сплошных. Это связано прежде всего с тем, что механизм соударения блоков при взрыве на свободные поверхности практически не реализуется. Достигнутое улучшение качества дробления составных моделей с заполнителем и прослойком кальцита обусловлено снижением потерь взрыва и меньшими потерями волн напряжений при переходе через границы раздела, заполненные гораздо более плотным материалом, чем воздух.

Уменьшение диаметра куска (70,4 мм) в IV серии эксперимента по сравнению с II и III сериями (82,4 и 75,2 мм) обусловлено более плотным контактом заполнителя (кальцита) с прилегающими гранями и меньшими потерями энергии взрыва на границе прослоя кальцита. Наряду с этим в полигонных условиях была проведена серия экспериментов на объемных моделях из известняков по установлению зависимости выхода переизмельченных фракций 0—5 мм от массы заряда (табл. 7).

Методика эксперимента заключалась в следующем. Из блоков известняка, отобранных на карьере, изготавливали модели, близкие по форме к кубической, в которых пробуривали шпуры диаметром 20 мм и глубиной, равной $\frac{2}{3}$ длины ребра модели. Длина размещенного в полости заряда ВВ массой 30 г равнялась 10 см, а массой 50 г — 16 см. В верхней части шпура помещалась забойка из сухого песка. Удельный расход ВВ для зарядов массой 30 г изменялся от 3,75 до 0,46 кг/м³, а для зарядов массой 50 г — от 6,25 до 0,78 кг/м³. Анализ результатов экспериментальных исследований показал, что независимо от размеров взрывааемых моделей выход переизмельченных фракций при неизменном типе ВВ и массе заряда остается постоянным. Вместе с тем с изменением массы заряда от 30 до 50 г наблюдается повышение выхода переизмельченных фракций, что свидетельствует о влиянии массы ВВ на показатели их выхода. Кроме того, наблюдается увеличение выхода переизмельченных фракций при применении порошкообразного ВВ (аммонита № 6 ЖВ)

Т а б л и ц а 7. Интенсивность дробления в ближней зоне при взрывном разрушении известняковых моделей

Тип ВВ	Выход фракций 0—5 мм (кг) при грани блоков (см)				Средневзвешенный выход фракций 0—5 мм, кг	Выход переизмельченных фракций на единицу массы ВВ
	20	25	30	40		
Аммонит № 6 ЖВ	4,2	4,3	3,9	3,8	4,0	133
	<u>7,1</u>	<u>6,9</u>	<u>7,2</u>	<u>7,3</u>	<u>7,1</u>	<u>142</u>
Гранулотол	3,5	3,2	3,2	3,1	3,2	107
	<u>6,0</u>	<u>5,8</u>	<u>6,2</u>	<u>6,2</u>	<u>6,0</u>	<u>120</u>

Примечание. Над чертой — при массе заряда 30 г, под чертой — 50 г.

по сравнению с гранулированным ВВ (гранулотол), хотя у последнего скорость детонации выше. Это можно объяснить полнотой детонационного процесса порошкообразных ВВ в зарядах, диаметр которых гораздо выше критического. Следовательно, усиливается ударное нагружение на границе ВВ — порода за счет импульса большей продолжительности и действия газообразных продуктов в ближней зоне, дающей наибольший выход переизмельченных породных фракций.

3. Разработка расчетной схемы напряжений и зон взрывного дробления с учетом физико-механических свойств горных пород

Управление процессом разрушения твердых тел энергией взрыва осуществляется путем изменения параметров динамических полей напряжений, возникающих в разрушаемой среде. Характер динамического поля напряжений в горном массиве определяется как прикладываемой механической нагрузкой, так и физико-механическими и структурными свойствами среды. Для описания механического поведения горного массива принципиально возможны два пути. Первый заключается в рассмотрении массива как системы, состоящей из множества элементов. Поведение такой системы будет обусловлено как внешними силами, так и взаимодействием элементов. Этими элементами при рассмотрении горного массива являются отдельные, образуемые пространственной сеткой трещин. Они имеют в общем случае некоторое распределение по размерам, различную форму и состояние поверхностей. Детерминированные расчетные схемы в данном случае неэффективны ввиду их чрезвычайной сложности и необходимости учета множества параметров, влияющих на ход процесса. Второй путь основан на применении методов механики сплошной среды, механическое поведение которой было бы эквивалентно поведению горного массива под действием взрывных нагрузок. Даже если, принимая во внимание динамический характер нагружения и свойства крепких горных пород, слагающих массив, считать среду упругой, то теоретическое определение так называемых приведенных упругих констант сложно. Однако в настоящее время эта задача решена для ряда идеальных структур, подверженных действию статических напряжений.

Приведенные упругие постоянные можно определить экспериментальным путем по значениям скоростей распространения продольных и поперечных волн в массиве. Таким образом, динамические поля напряжений, возникающие при взрыве в трещиноватых горных массивах, можно приближенно описывать упругой средой с эффективными (усредненными) упругими константами. Будем моделировать горный массив упругой средой с эффективными (усредненными) упругими константами. Для описания возникающих при взрыве скважинных зарядов ВВ динамических полей напряжений в массиве воспользуемся уравнениями динамической теории упругости [28]. Точнее, будем рассматривать осесимметричную плоскую задачу о действии давления газообразных продуктов взрыва P на стенки скважины радиуса r_0 .

В такой формулировке рассматриваемые уравнения имеют вид

$$\frac{\partial^2 u}{\partial r^2} - \frac{1}{r} \frac{\partial u}{\partial r} - \frac{1}{r^2} u = \frac{1}{c^2} \frac{\partial^2 u}{\partial t^2}; \quad (3.1)$$

$$u|_{t=0} = 0, \quad \frac{\partial u}{\partial t} \Big|_{t=0} = 0, \quad (3.2)$$

$$\rho c^2 \left(\frac{\partial u}{\partial r} + \frac{v}{1-v} \frac{u}{r} \right)_{r=r_0} = -P(t), \quad (3.3)$$

где u — перемещение; r — радиальная координата; t — время; c — скорость продольных волн; ρ — плотность среды.

Давление $P(t)$ для дальнейшего удобно представить в виде

$$P(t) = \begin{cases} P_{\max} \frac{t}{\tau}, & 0 < t < \tau; \\ P_{\max} \frac{T-t}{T-\tau}, & \tau < t < T; \\ 0, & t > T, \end{cases} \quad (3.4)$$

где τ — время нарастания давления; T — общее время действия давления; P_{\max} — максимальное давление.

Параметры взрывного импульса τ , T , P_{\max} для сплошного заряда приближенно определим следующим образом:

$$\tau \approx L_{\text{зар}}/D; \quad T = 10\tau; \quad P_{\max} = \rho_{\text{ВВ}} D^2/8, \quad (3.5)$$

где $L_{\text{зар}}$ — длина заряда.

Соотношения ((3.1) — (3.5)) позволяют моделировать напряженное состояние горного массива при взрыве скважинного заряда ВВ в зависимости от характеристик среды (v , c , ρ) и конструкции заряда (r_0 , $L_{\text{зар}}$, $\rho_{\text{ВВ}}$, D). Численное решение задачи ((3.1) — (3.5)) проводилось на основе обращения интегрального преобразования Лапласа [28]. Напряжения σ_r , σ_ϕ определим по перемещению u в соответствии с законом Гука. Задача, таким образом, состоит в обращении трансформант:

$$\bar{\sigma}_r = \frac{SK_0 \left(\frac{Sr}{r_0} \right) - \frac{1-2v}{1-v} \frac{r_0}{r} K_1 \left(\frac{Sr}{r_0} \right)}{SK_0(S) + \frac{1-2v}{1-v} K_1(S)} \bar{P}(S); \quad (3.6)$$

$$\bar{\sigma}_\phi = \frac{-v}{1-v} SK_0 \left(\frac{Sr}{r_0} \right) - \frac{1-2v}{1-v} \frac{r_0}{r} K_1 \left(\frac{Sr}{r_0} \right)}{SK_0(S) + \frac{1-2v}{1-v} K_1(S)} \bar{P}(S), \quad (3.7)$$

где K_0 , K_1 — функции Макдональда; параметру преобразования соответствует безразмерное время tc/r_0 .

Одним из важнейших факторов повышения КПД взрыва в условиях флюсовых карьеров является уменьшение радиуса зоны переизмельчения, основной предпосылки выхода готовой товарной продукции. Область переизмельчения определяется неравенством

$$\max\{|\sigma_r|, |\sigma_\phi|\} \geq K_d [\sigma_{\text{сж}}], \quad (3.8)$$

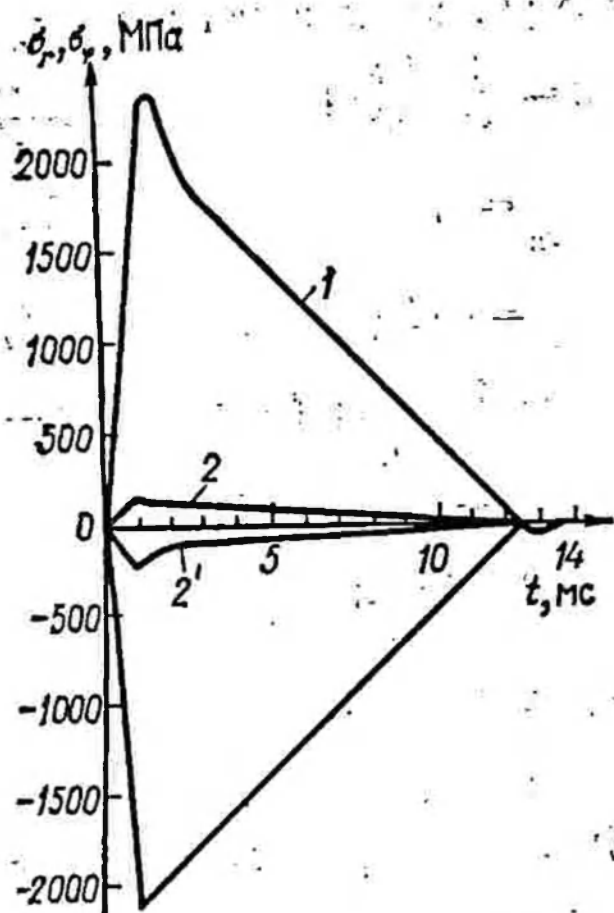


Рис. 15. Изменение радиальных (1', 2') и тангенциальных (1, 2) напряжений во времени:

1-1' — $r = r_0$; 2-2' — $r = 4r_0$

ным промышленных взрывов. Промышленные взрывы производили в известняках с отличающимися прочностными характеристиками по различным зонам флюсовых карьеров ДФДК. Коэффициент динамичности

где: K_d — коэффициент динамичности (учитывает нестационарность приложения взрывной нагрузки); $[\sigma_{сж}]$ — статический предел прочности на сжатие.

Из (3.8) следует, что радиус зоны переизмельчения может быть определен из уравнения

$$\max \{ |\sigma_r|, |\sigma_\phi| \}_{r=R_{пер}} = K_d [\sigma_{сж}] \quad (3.9)$$

На рис. 15 приведен характер изменения напряжений во времени для выбранных частных значений r . Из рисунка видно, что условия (3.8), (3.9) могут быть соответственно упрощены

$$\max |\sigma_r| \geq K_d [\sigma_{сж}] \quad (3.10)$$

$$\max |\sigma_r|_{r=R_{пер}} = K_d [\sigma_{сж}] \quad (3.11)$$

В связи со сложностью экспериментального определения коэффициента динамичности, величину его целесообразно определить по дан-

Т а б л и ц а 8. Исходные данные для расчета радиуса переизмельчения по

Номер взрыва	Горизонт	Зона	Тип ВВ	Длина заряда, м	Коэффициент Пуассона
				В о с т о ч н ы й	
1	60/50	IV	Гранулотол	6,8	0,22
2	60/50	IV	Граммонит 30/70	6,8	0,22
3	60/50	IV	Гранулотол частично обводненный	7,2	0,22
4	60/50	VI	То же	5,8	0,16
5	50/40	VIII	Граммонит 30/70	6,0	0,18
6	50/42	VIII	Гранулотол (обводненный)	5,6	0,18
7	50/42	VI	То же	5,6	0,16
8	50/42	VI	Гранулотол (обводненный)	5,6	0,16
9	50/38	VIII	Гранулотол	6,8	0,18
10	50/42	VIII	Граммонит 30/70	7,2	0,18

$\max[\sigma_r], \text{ МПа}$

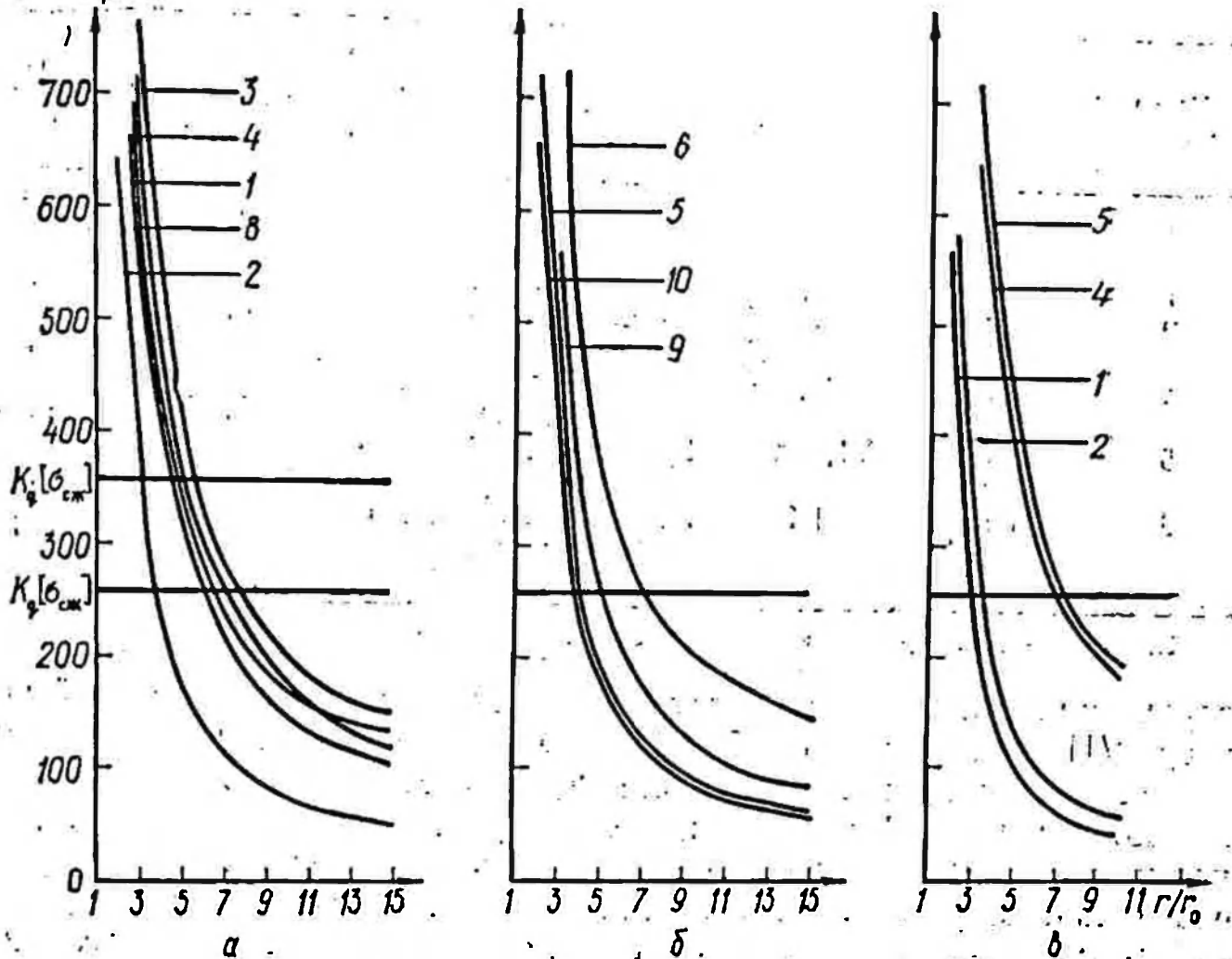


Рис. 16. Зависимость максимальных сжимающих радиальных напряжений от расстояния:

а — Восточный карьер, взрывы №№ 1—4, 8; б — Восточный карьер, взрывы №№ 5, 6, 9, 10; в — Центральный карьер, взрывы №№ 1, 2, 4, 5

результатам промышленных взрывов на карьерах ДФДК

Скорость детонации, м/с	Максимальное давление газов, МПа	Общее время давления, мс	Время нарастания давления, мс	Прочность на сжатие, МПа	Скорость продольной волны, м/с
карьер					
4800	3629	14,2	1,42	106,5	4800
3800	2130	17,9	1,79	106,5	4800
5100	4047	14,1	1,41	106,5	4800
5100	4047	11,4	1,14	137,7	6200
4200	2426	14,3	1,43	108,8	6180
5300	3862	10,6	1,06	108,8	6180
5300	3862	10,6	1,06	137,7	6200
5300	4010	12,6	1,26	137,7	6200
5300	3629	15,0	1,50	108,8	6180
3500	2130	12,6	1,26	108,8	6180

Номер взрыва	Горизонт	Зона	Тип ВВ	Длина заряда, м	Коэффициент Пуассона
				Центральны	
1	50	VIII, IX	Гаммонит 79/21	6,8	0,18
2	50	VIII, IX	То же	5,8	0,18
3	50	VIII, IX	» - »	6,0	0,18
4	50	VIII, IX	Гранулотол частично обводненный	5,6	0,20
5	50	VI, IX	Гранулотол (обводненный)	6,6	0,2
6	50	IX	Гранулотол (частично обводненный)	6,6	0,2

Примечание. Диаметр скважины во всех случаях равен 250 м.

определяли (рис. 16) по результатам взрыва № 9 (Восточный карьер, VIII зона, горизонт 50/42). Согласно графической зависимости $R_{пер} \approx 5r_0$, коэффициент динамичности составит $K_d \approx 2,6$. Далее из соотношения (3.11) были определены радиусы переизмельчения для промышленных взрывов в условиях Восточного и Центрального карьеров (табл. 8, рис. 16): Значения радиуса переизмельчения ($R_{пер} = 4 \div 8r_0$) близки по значению к данным, полученным при определении $R_{пер}$ в некоторых промышленных зонах экспериментально при взрывании одиночных шпуров и скважинных зарядов, что подтверждает надежность разработанной схемы.

4. Прогнозирование выхода переизмельченной горной массы при ведении взрывных работ в условиях флюсовых карьеров

Выход переизмельченного продукта при получении готовой продукции на ДОФ в условиях флюсовых карьеров определяется выражением

$$\eta = \sum v_i / V. \quad (3.12)$$

Здесь η — выход отсева (в частях); v_i — объем фракций ($d \leq 5$ мм), образующийся при i -й технологической операции, м³; V — объем перерабатываемого сырья, м.

Рассматривая основные технологические операции, выражение (3.12) преобразуем к виду

$$\eta = \frac{v_{взр} + v_m + v_0}{V} = \eta_{взр} + \eta_m + \eta_0, \quad (3.13)$$

где $v_{взр}$, v_m , v_0 , $\eta_{взр}$, η_m , η_0 — объем и выход мелочи при взрывных работах, механическом дроблении и в ненарушенном горном массиве.

Известно, что при взрывной отбойке крепких горных пород разли-

Скорость детонации, м/с	Максимальное давление газов, МПа	Общее время давления, мс	Время нарастания давления, мс	Прочность на сжатие, МПа	Скорость продольной волны, м/с
карьер					
3800	1750	18,9	1,89	106	6100
3800	1450	15,3	1,53	106	6100
3800	1450	15,8	1,58	106	6100
4800	3250	11,7	1,17	103	5200
5200	3900	12,9	1,29	103	5200
4800	3455	12,7	12,7	103	5200

чают три зоны действия взрыва: ближняя (зона смятия, пластических деформаций), зона радиальных трещин и зона рыхления; где не происходит образование новых поверхностей разрушения (трещин). Гранулометрический состав взорванной горной массы в этой зоне полностью определяется трещиноватостью (блочностью) массива. Будем считать, что в ближней зоне отсутствуют куски с размерами более 5 мм, т. е. объем выхода мелочи равен объему зоны, для этой зоны $\eta_{пл} = 1$. Тогда

$$v_{пл} = \eta_{пл} v_{з.пл} = v_{з.пл}, \quad (3.14)$$

где $v_{з.пл}$ — объем ближней зоны, м³.

Для зоны трещинообразования определим объем мелочи

$$v_{тр} = \eta_{тр} v_{з.тр}. \quad (3.15)$$

Здесь $\eta_{тр}$ — средний (по объему) выход мелочи в этой зоне; $v_{з.тр}$ — объем зоны трещинообразования, м³.

На основании формулы (3.13) с учетом (3.14) и (3.15) получим:

$$\eta - \eta_m - \eta_0 = \theta_1 (1 - \eta_0) + \theta_2 (\eta_{тр} - \eta_0), \quad (3.16)$$

где θ_1, θ_2 — относительные доли объемов разрушения в ближней зоне и зоне трещинообразования соответственно,

$$\theta_1 = v_{з.пл}/V; \quad \theta_2 = v_{з.тр}/V. \quad (3.17)$$

При скважинной отбойке приближенно можно считать

$$\theta_1 = \frac{\pi r_{пл}^2 \cdot h}{\pi R_{тр}^2 \cdot h} = \frac{r_{пл}^2}{R_{тр}^2}. \quad (3.18)$$

Для флюсовых известняков, разрабатываемых на карьерах ДФДК, согласно экспериментально определенным величинам радиусов зон пластических деформаций и трещинообразования величина $r_{пл}$ не превышает 0,01. Таким образом, выход из ближней зоны действия взрыва

в общий выход отсева составляет не более 1 %. Определим средний выход отсева в зоне трещинообразования при взрывных работах.

Допустим, что локальный выход отсева в этой зоне меняется по закону $\eta(r)$, где r — расстояние от оси скважинного заряда. Тогда

$$\eta_{\text{тр}} = \frac{1}{V_{\text{тр}}} \int_{V_{\text{пл}}}^{V_{\text{тр}}} \eta(r) dv. \quad (3.19)$$

Расчет производим только для скважинных (цилиндрических) зарядов:

$$V_{\text{тр}} = \pi (R_{\text{тр}}^2 - r_{\text{пл}}^2) h; \quad dv = r d\varphi dr dh. \quad (3.20)$$

Будем считать, что в зоне трещинообразования выход мелочи пропорционален частоте трещин, т. е.

$$\eta(r) = a/r. \quad (3.21)$$

Так как зона трещинообразования граничит с одной стороны с ближней зоной ($r = r_{\text{пл}}$), а с другой — с зоной рыхления ($r = R_{\text{тр}}$), то

$$\eta(r_{\text{пл}}) = 1 = a/r_{\text{пл}} \quad (3.22)$$

и, следовательно,

$$\eta(r) = r_{\text{пл}}/r. \quad (3.23)$$

С учетом (3.22) и (3.23) выражение (3.19) примет вид

$$\eta_{\text{тр}} = \frac{1}{\pi (R_{\text{тр}}^2 - r_{\text{пл}}^2) h} \int_0^h dh \int_0^{2\pi} d\varphi \int_{r_{\text{пл}}}^{R_{\text{тр}}} \frac{r_{\text{пл}}}{r} r dr = \frac{2r_{\text{пл}}}{\sqrt{2}R_{\text{тр}} + r_{\text{пл}}}. \quad (3.24)$$

Для определения выхода отсева при массовых взрывах с использованием $R_{\text{тр}}$, установленным для одиночного заряда, необходим учет взаимодействия зарядов [66]. В первом квазистатическом приближении это достигается увеличением $R_{\text{тр}}$ в $\sqrt{2}$ раз, т. е. формула (3.24) будет иметь вид

$$\eta_{\text{тр}} = 2r_{\text{пл}}/(\sqrt{2}R_{\text{тр}} + r_{\text{пл}}). \quad (3.25)$$

Рассчитаем выход отсева при механической обработке горной массы. Горная масса, полученная при взрывной отбойке, будет иметь различную прочность, так как под воздействием напряжений произошли рост микротрещин и ослабление межзерновых связей. Это изменение прочности будет зависеть от расстояния до центра взрыва. Так, для породы из ближней зоны локальная прочность $\sigma_l = 0$, а из зоны рыхления $\sigma_l = \sigma_R$.

Предположим, что локальный выход отсева $\eta_{\text{л.м}}$ при механическом дроблении зависит от прочности породы:

$$\eta_{\text{л.м}} = A_n \exp\{-\alpha_n \sigma_l\}, \quad (3.26)$$

где A_n и α_n — постоянные величины для данной породы и типа механической нагрузки.

Определим A_n и α_n из условий на границе. Прочность меняется только в пределах зоны трещинообразования. Вне этой зоны она постоянна; равна нулю в ближней зоне и σ_R — за зоной трещинообра-

зования. Тогда на границе с ближней зоной имеем

$$1 = A_n \exp \{-\alpha_n \cdot 0\}; \quad A_n = 1; \quad \eta_1 = \exp \{-\alpha_n \sigma_R\}$$

$$\ln \eta_1 = -\alpha_n \sigma_R; \quad \alpha_n = -\frac{\ln \eta_1}{\sigma_R}, \quad (3.27)$$

где η_1 — выход мелочи при механическом дроблении породы, не подверженной разупрочняющему действию взрыва.

Тогда при принятых ранее допущениях запишем

$$\eta_m = \int_0^{V_{з.тр}} \eta_{л.м} dv = \frac{1}{\pi (R_{тр}^2 - r_{пл}^2) h} \int_0^h dh \int_0^{r_{пл}} d\varphi \int_{r_{пл}}^{r_{тр}} \exp \{-\alpha_n \sigma_r\} dr =$$

$$= \frac{2}{(R_{тр}^2 - r_{пл}^2)} \int_{r_{пл}}^{r_{тр}} \exp \{-\alpha_n \sigma_r\} dr. \quad (3.28)$$

Полагаем, что прочность в зоне трещинообразования меняется по линейному закону

$$\sigma_r = b' (r - r_{пл}). \quad (3.29)$$

В этом случае, учитывая условия на границах зоны трещинообразования, получаем

$$\sigma_r |_{r=R_{тр}} = b' (R_{тр} - r_{пл}) = \sigma_R \quad (3.30)$$

или $b' = \frac{\sigma_R}{R_{тр} - r_{пл}}$; $\sigma_r = \sigma_R \frac{r - r_{пл}}{R_{тр} - r_{пл}}$.

Подставляя (3.29) и (3.30) в формулу (3.28), записываем

$$\eta_m = \frac{1}{\pi (R_{тр}^2 - r_{пл}^2)} \int_{r_{пл}}^{r_{тр}} \exp \left\{ \frac{\ln \eta_1}{\sigma_R} \sigma_R \frac{r - r_{пл}}{R_{тр} - r_{пл}} \right\} dr =$$

$$= \frac{\exp \{-\ln \eta_1 r_{пл}\}}{\pi (R_{тр}^2 - r_{пл}^2)} \int_{r_{пл}}^{r_{тр}} \exp \left\{ \frac{r \ln \eta_1}{R_{тр} - r_{пл}} \right\} dr =$$

$$= \frac{2}{(R_{тр} + r_{пл}) \ln^2 \eta_1} [R_{тр} (\eta_1 \ln \eta_1 - \eta_1 + 1) + r_{пл} (\eta_1 - \ln \eta_1 - 1)]. \quad (3.31)$$

В табл. 9—11 представлены объемы выхода переизмельченных фракций после механической переработки и различном структурном строении флюсовых известняков.

Т а б л и ц а 9. Расчетные данные выхода переизмельченных фракций в известняках с различными структурными характеристиками после механической переработки

Микроструктура известняка	Прочность пород на сжатие, 10^{-8} , Па	Радиус зоны, $R_{зар}$		Объем переизмельченных фракций, %
		смятия	трещинообразования	
Мелкозернистый	1,110	1,5—2,0	27—32	21,51
Среднезернистый	1,213	1,80	18—30	16,44
Крупнозернистый	1,301	1,07	16—20	14,46

Т а б л и ц а 10. Изменение выхода объема переизмельченных фракций при различном вещественно-минералогическом составе флюсовых известняков в условиях Восточного карьера

Горизонт	Зона	Микроструктура известняка	Удельный расход ВВ, г/м³	Выход фракций	
				менее 200 мм, %	Выход переизмельченной горной массы, %
60/50	VI	Мелкозернистый	420	56,4	24,8
60/50	VI	То же	380	52,2	23,1
60/50	VI	Среднезернистый	380	50,6	20,4
108/96	VI	То же	390	53,8	19,6
108/96	VIII	Крупнозернистый	480	54,8	14,1
108/96	VI, VIII	Средне- и крупнозернистый	460	56,8	16,8
86/73	IX	Крупнозернистый	550	60,4	12,6
73/60	IX	То же	570	61,8	14,6
73/60	IX	» »	500	53,2	14,4

Т а б л и ц а 11. Изменение выхода объема переизмельченных фракций при различных прочностных свойствах флюсовых известняков

Зона	Прочность, МПа		Тип ВВ	Процентное содержание фракций (мм)			Выход переизмельченных фракций, %
	на сжатие	на растяжение		0—200	200—400	Более 900	
— Восточный карьер —							
IV	119,8	3,6	Граммонит 79/21	54,2	10,2	3,1	16,4
	119,8	3,6	То же	50,1	8,4	2,8	13,2
	119,8	3,6	» »	56,2	12,2	3,2	14,8
IX	119,8	3,6	» »	60,1	14,1	2,4	10,6
	121,2	4,0	Гранулотол	48,6	16,2	3,2	12,8
	121,2	4,0	То же	51,4	10,4	3,4	13,4
	121,2	4,0	» »	54,3	8,9	2,8	18,3
— Центральный карьер —							
VI	104,2	3,2	Аммонит 6 ЖВ	48,6	7,68	3,4	20,4
	104,2	3,2	Граммонит 79/21	46,2	11,20	4,1	19,6
	104,2	3,2	То же	40,4	6,42	2,9	18,4
	104,2	3,2	» »	44,8	8,42	2,4	22,1
VIII	104,2	3,2	» »	44,8	12,40	4,2	14,6
	109,4	3,4	Граммонит 79/21	56,4	12,4	2,8	19,6
	109,4	3,4	То же	58,2	10,1	2,0	22,4
	109,4	3,4	» »	60,4	14,8	1,8	18,2
	109,4	3,4	» »	62,1	10,6	3,4	16,4
— Доломитный карьер —							
	131,8	4,8	Аммонит 6 ЖВ	50,2	4,1	3,2	14,2
	131,8	4,8	То же	48,6	16,2	4,1	16,2
	131,8	4,8	» »	44,2	8,2	2,8	18,1
	131,8	4,8	» »	40,8	14,2	3,0	12,4
	131,8	4,8	» »	46,1	10,6	2,2	13,4
	131,8	4,8	» »	49,4	8,4	2,0	9,8

5. Влияние трещиноватости и блочности известняков и доломитов на кинетическую энергию горной массы и КПД взрыва

Установление закономерностей и факторов, определяющих распределение энергии взрыва между различными формами работы, позволяет найти наиболее эффективные пути увеличения коэффициента полезного действия взрыва на открытых горных разработках. Кинетическую энергию взрыва, согласно предложенной расчетной схеме, определялась в условиях флюсовых карьеров ДФДК в породах с различным структурным строением. При этом по каждому промышленному взрыву инструментальным способом определяли величину коэффициента разрыхления и параметры развала горной массы.

Известно, что коэффициент разрыхления в определенной мере представляет характеристику горной массы и часто используется в ряде расчетов технологического и буровзрывного комплекса, а также значительно влияет на производительность погрузочного и транспортного оборудования. Коэффициент разрыхления определяли с помощью наземной стереосъемки, которая решает эту задачу по фотоснимкам исследуемого участка [22]. По фотоснимкам, образующим стереопару, составляли совмещенный план целика в масштабе 1:1000 с положениями верхней, средней и нижней бровок и отметками взорванной горной массы в горизонталях через 2 м.

По плановому положению основных элементов уступа до и после взрыва строили поперечные разрезы через 10 м. Отношение площадей взорванной горной массы и целика дает значение коэффициента разрыхления для данного сечения

$$K_p = S/S_0, \quad (3.32)$$

где S_0 — площадь целика.

Среднее значение коэффициента разрыхления для данного блока определяется как соотношение соответствующих объемов взорванной массы и целика:

$$K_{cp} = V/V_0, \quad (3.33)$$

где V — объем взорванного блока; V_0 — объем целика.

При подсчете по вертикальным поперечным разрезам через равные интервалы

$$K_{cp} = \frac{0,5S_1 + S_2 + \dots + S_{n-1} + 0,5S_n}{0,5S_{01} + S_{02} + \dots + S_{0n-1} + 0,5S_{0n}}. \quad (3.34)$$

Здесь S_1, S_2, \dots, S_n — площади разрезов взорванной горной массы; $S_{01}, S_{02}, \dots, S_{0n}$ — площади разрезов целика.

Установлено, что для условий ДФДК (если выбраны рациональный удельный расход ВВ и сопротивление по подошве уступа 7,8—9,3 м, что обеспечивает развал 22—32 м) при взрывании на подобранный забой среднее значение коэффициента разрыхления составляет для тонкослоистых трещиноватых известняков $K = 1,3 \div 1,36$; для известняков, представленных толстослоистыми пачками ($m_{сл} >$

$> 1,4$ м), плотных доломитов $K = 1,38 \div 1,45$. Средние значения коэффициента разрыхления по 11 промышленным взрывам приведены в табл. 12.

Расчет величины кинетической энергии горной массы производили по промышленным взрывам, осуществленным в IV, VI—VIII зонах. Условно IV зону можно отнести к трудновзрываемой, VI—IX — легко взрываеваемой, но это зависит не только от коэффициента крепости пород по Протодьяконову, а и от специфических особенностей механизма взрывного разрушения известняков с различным вещественно-минералогическим составом. В VI зоне имеются отдельные породные слои с повышенной крепостью, но им свойственна большая хрупкость, пласты характеризуются сильно развитой вертикальной трещиноватостью.

Основные данные промышленных взрывов, расчетные значения кинетической энергии горной массы и КПД взрыва в известняках с различным структурным строением представлены в табл. 12, 13.

Коэффициент полезного действия взрыва определялся по формуле

$$\eta_{\text{п}} = \frac{q_{\text{уд}} S_{\text{п}} \xi}{A_{\text{м}}} \cdot 100 \%, \quad (3.35)$$

где $q_{\text{уд}}$ — удельная энергоемкость, Дж/м²; $S_{\text{п}}$ — вновь образованная поверхность гранулометрического состава, м²; $A_{\text{м}}$ — механическая работа взрыва, Дж; ξ — коэффициент, учитывающий выход переизмельченных фракций, равный 0,2.

Механическую работу запишем в виде

$$A_{\text{м}} = Q [1 - (V_{\text{н}}/V_{\text{к}})^{\kappa-1}], \quad (3.36)$$

где $V_{\text{н}}$, $V_{\text{к}}$ — начальный и конечный объем газов соответственно, м³; κ — показатель адиабаты.

При расширении газообразных продуктов детонации в 10 и более раз $\kappa = 1,15 \div 1,3$. При расчетах принималось, что отношение $V_{\text{н}}/V_{\text{к}}$ в момент начала разлета кусков равно 100.

Анализируя изменение величины кинетической энергии горной массы по различным промышленным зонам (табл. 13), необходимо учитывать не только прочностные свойства разрабатываемого массива, отражающие взрываемость слагающих пород и их взаимное расположение, а также трещиноватость массива, или, точнее, характер и размеры естественных отдельностей в массиве, обусловленных системой трещин, контактами напластования или слоистостью.

Интенсивно развитая трещиноватость массива, при которой размер естественной отдельности не превышает кондиции, предъявляемой к куску взорванной горной массы, облегчает работу взрыва: достаточно встряхивания и небольшого смещения массива, чтобы нарушилось его статическое равновесие и он разрушился на отдельности. В этом случае кинетическая энергия взорванной горной массы будет минимальной. Так, при величине естественной отдельности $D_{\text{ср}}$ в пределах 30—50 см величина кинетической энергии горной массы составляет по IV, VI зонам 30—45 Дж · 10³ и соответственно повышается КПД взрыва в этих условиях (табл. 13). При ведении взрывных работ

Т а б л и ц а 12. Основные показатели промышленных взрывов в условиях Центрального карьера ДФДК

Горизонт, зона	Высота уступа, м	Угол откоса уступа, град	Сопротивление по подошве уступа, м	Число рядов скважин	Расстояние между скважинами в ряду, м	Расстояние между рядами скважин, м	Объем отбитой горной массы, м ³	Коэффициент разрыхления	Плотность поро-массы, кг/м ³	Полная ширина развала горной массы, м	Длина отбавки этого блока по фронту, м	Тип ВВ
Горизонт 110/100												
IV	12,2	74	9,8	2	8,2	7,3	37 134	1,31	2,68	45	178	Аммонит 6ЖВ
IV	12,0	81	9,2	2	9,2	7,9	24 624	1,32	2,68	50	120	Граммонит 82/18
IV	13,0	72	9,3	2	8,0	7,0	44 499	1,38	2,68	51	210	То же
IV	12,2	82	9,5	2	9,3	7,9	30 568	1,41	2,64	42	144	»
IV	12,1	77	8,3	1	8,8	—	16 069	1,30	2,58	49	160	»
Горизонт 120/110												
IV, III	12,9	82	8,3	3	9,0	7,8	20 354	1,40	2,56	42	48	»
Горизонт 130/120												
VI	11,6	80	8,0	2	9,3	8,1	39 301	1,42	2,62	40,2	140	Аммонит 6ЖВ
Горизонт 120/110	15,1	76	10,0	2	8,3	6,8	30 442	1,42	2,64	46	120	Граммонит 82/18
VIII, VII, VI	13,6	83	9,9	4	7,5	7,7	46 370	1,46	2,72	44	110	То же
Горизонт 130/120												
VI, VIII	14,2	78	9,2	2	8,5	7,6	40 078	1,44	2,72	48,2	168	»
VII, VIII	14,6	81	9,2	2	7,5	7,7	43 683	1,40	2,72	42	170	»

Т а б л и ц а 13. Расчетное значение кинетической энергии горной массы и взрыва в известняковых породах с различными структурными свойствами

Характеристика зоны	Удельная энергоемкость разрушения, 10^6 Дж/м ³	Средний диаметр естественной отдельности, см	Кинетическая энергия, 10^6 Дж	КПД взрыва, %
IV зона, мощность пластов 1,3—1,8 м	0,038	48	38	9
	0,046	52	40	6
	0,046	58	58	7
	0,046	41	44	8
IV зона, средняя мощность пластов 0,6—0,8 м	0,046	36	27	12
VI зона, средняя мощность пластов 0,4—0,7 м с развитой трещиноватостью	0,042	38	37	10
VI, VII, VIII зоны, средняя мощность пласта 0,4—1,6 м	0,044	68	88	6
	0,046	54	43	9
	0,042	74	95	4
	0,042	68	79	8

по VI—VIII зонам, где на контактах слагаемых пластов имеются монолитные включения, значительно превышающие кондиционный кусок, при среднем радиусе естественной отдельности 60—70 см величина кинетической энергии выше при соответственном уменьшении КПД взрыва до 6—7 %. Поэтому применение в этих условиях рациональных конструкций скважинных зарядов, взрывания в зажатой среде, схем взрывания, позволяющих увеличить затраты энергии взрыва на дробление за счет снижения доли энергии, расходуемой на ее разлет, позволит повысить КПД взрыва. Установлено, что при расположении отдельных частей рассредоточенного заряда внутри блоков, слагающих массив, скорость разлета разрушенного взрывом материала выше на 25 %, чем при расположении их на контакте блоков.

**МЕТОДЫ УПРАВЛЕНИЯ
ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИМ СОСТАВОМ
ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ**

**1. Взрывное разрушение пород
и гранулометрический состав горной массы**

Современная наука и практика располагают большим набором высокоэффективных методов взрывного дробления горных пород, среди которых следует выделить многорядное короткозамедленное взрывание (МКЗВ), взрывание в зажатой среде обычных и высоких уступов, рациональные конструкции скважинных зарядов и схемы очередности их взрывания, ВВ заводского и местного изготовления, регулирование дроблением пород, удельным расходом ВВ и т. д. Рациональная область применения известных методов взрывания определяется горногеологическими и горнотехническими условиями, физико-механическими свойствами горных пород и их обводненностью, глубиной разработки, параметрами рабочих площадок уступов и близостью промышленных и гражданских объектов, экономической целесообразностью использования и др. Рост объемов добычи полезных ископаемых открытым способом ведет к увеличению глубины разработки и, как следствие, к усложнению горнотехнических и горногеологических условий разработки. При этом увеличиваются объемы добычи крепких горных пород, повышается их обводненность и изменяется трещиноватость, что влияет на эффективность современных методов взрывной подготовки горной массы. Уменьшение с глубиной ширины рабочих площадок уступов влияет на удельный вес высокоэффективных методов взрывного дробления пород, применение которых связано с большим числом рядов скважинных зарядов и переходящими запасами взорванной горной массы.

Наличие в непосредственной близости промышленных и гражданских объектов ставит серьезные требования к масштабности массовых взрывов по условиям сейсмической опасности и разлету осколков породы при взрыве.

Глубокое проникновение в сущность процессов, происходящих во взрываемой среде, кроме теоретического интереса имеет большое практическое значение, так как позволяет правильно проектировать и вести взрывные работы. Известно, что степень и равномерность дробления горных пород взрывом определяются физико-механическими свойствами и структурными особенностями взрывааемых пород, условиями взрывания и параметрами взрывного импульса (максимальное давление

на фронте волны и время приложения взрывной нагрузки к разрушаемой среде). Свойства разрушаемой среды определяют выбор параметров сетки скважин, удельный расход ВВ, конструкцию зарядов и схему очередности их взрывания. Непосредственно на качество дробления горной массы влияет неравномерность распределения энергии взрыва в горном массиве, что вызвано его блочностью, трещиноватостью и слоистостью. Условия взрывания — наличие или отсутствие зажима, обводненные или необводненные скважины — влияют на выбор типа и количества ВВ, определяют число рядов скважинных зарядов. Наконец, изменение параметров взрывного импульса достигается за счет диаметра и длины колонки заряда, типа ВВ и кратности нагружения (схемы и очередности инициирования отдельных зарядов и их рядов).

Анализируя факторы эффективности современных методов взрывного дробления горных пород энергией взрыва, следует выделить физические параметры: энергетические и временные (давление продуктов детонации и длительность приложения взрывной нагрузки); технологические и конструктивные параметры взрывания (подпорная стенка, высота уступа, конструкция скважинных зарядов) и энергетические (регулирование удельным расходом ВВ и удельной плотностью энергии). Как правило, методы взрывания, основанные на физических предпосылках, не связаны с дополнительными затратами средств, в то время как увеличение удельного расхода ВВ ведет к росту материальных затрат и не всегда оказывается экономически целесообразным.

Критерием оценки эффективности того или иного метода взрывного дробления пород служит (при минимальных затратах средств) гранулометрический состав взорванной горной массы.

Наибольшее распространение на карьерах страны получило многорядное короткозамедленное взрывание, что объясняется его эффективностью в различных горногеологических условиях и универсальностью. С физической точки зрения эффективность короткозамедленного взрывания объясняется интерференцией волн напряжений, увеличением времени действия взрыва на массив и очагов действия отраженных волн напряжений (за счет увеличения плоскостей обнажения). Существенное влияние на эффективность дробления пород при этом оказывает соударение движущихся при взрыве потоков горной массы. Ограничивающий фактор многорядного короткозамедленного взрывания — необходимость наличия широких рабочих площадок уступов.

Управление взрывом с целью достижения высокой степени дробления пород, регулирования параметров их развала и снижения вредного сейсмического действия взрыва обеспечивается при короткозамедленном взрывании правильным размещением в массиве горных пород скважинных зарядов и соответствующей конкретным условиям последовательности их взрывания. Определенная же последовательность взрываемых зарядов достигается применением соответствующей схемы соединения зарядов. Применение рациональных схем короткозамедленного взрывания скважинных зарядов в различных горногео-

Т а б л и ц а 14. Влияние схем короткозамедленного взрывания на степень дробления пород

Место взрыва	Схема взрывания	Коэффициент крепости пород	Процентное содержание фракции дробления, мм			
			0—200	201—300	301—400	Более 400
СевГОК	Порядная	10—14	57,0	—	10,1	32,9
	диагональная		61,7	—	12,2	26,1
НКГОК	Продольно-секционная	12—14	60,2	9,1	6,3	24,5
ЮГОК	Диагональная	14—16	70,1	10,3	6,8	12,8
	Порядная	14—16	70,1	1,8	4,4	23,7
	Радиальная	14—16	83,6	2,8	3,9	9,7

логических условиях обеспечивает высокое качество дробления (табл. 14). При этом наибольшее распространение получили диагональные, волновые, диагонально-волновые, комбинированные, клиновидные и другие схемы взрывания.

В 60-е годы в условиях карьера ЮГОКа впервые осуществлено взрывание в зажатой среде (на подпорную стенку из ранее взорванной горной массы). Впоследствии этот метод взрывания получил широкое распространение не только у нас в стране, но и за рубежом, что обеспечивало как улучшение дробления пород, так и возможность управлять развалом горной массы при взрыве. Можно считать, что взрывание в зажатой среде является новым шагом в совершенствовании многорядного короткозамедленного взрывания, так как эффективность метода достигается лишь при взрывании не менее трех рядов скважинных зарядов, причем особое значение приобретает выбор схемы взрывания зарядов. Одним из основных факторов эффективности взрывания в зажатой среде является перераспределение энергии взрыва с метательного на дробящее действие за счет подпорной стенки. Как следствие, улучшается качество дробления пород (табл. 15). С физической точки зрения увеличение длины колонки заряда ведет к росту времени действия взрыва на разрушаемую среду. Расчетами показано, что увеличение высоты уступа (длины колонки заряда в скважине) с 15 до 45 м ведет к изменению времени действия взрыва с 40 до 150 мкс, т. е. более чем в три раза. Это должно способствовать улучшению степени дробления пород взрывом.

Опыт взрывания высоких уступов в различных горногеологических условиях как на свободную плоскость, так и в зажатой среде подтвердил теоретические предпосылки. На улучшение степени дробления пород при взрывании высоких уступов (табл. 16); кроме увеличения времени действия взрыва на среду, повлияли и многорядное короткозамедленное взрывание, присущее данному методу, и взрывание в зажатой среде, и повышение равномерности распределения ВВ по высоте уступа. При взрывании высоких уступов в условиях Верещанского гипсового карьера (Черновицкая область) выход

Т а б л и ц а 15. Влияние условия взрывания на степень дробления пород

Место взрыва	Условия взрывания	Коэффициент крепости пород	Процентное содержание фракций дробления, мм				
			0—200	201—300	301—400	401—500	Более 400
ЮГОК	На свободную плоскость	17—19	63,7	10,8	9,7	5,3	15,8
	В зажатой среде	17—19	66,8	11,4	9,6	1,2	12,2
ИнГОК	На свободную плоскость	10—14	66,2	10,5	16,1	3,7	7,2
	В зажатой среде	10—14	70,1	18,2	8,4	2,0	3,3
	На свободную плоскость	18—20	59,4	9,7	14,8	5,8	6,1
	В зажатой среде	18—20	63,4	17,4	11,3	3,0	7,9
ЦГОК	На свободную плоскость	10—15	68,7	13,4	10,8	3,0	7,1
	В зажатой среде	10—15	70,3	12,5	12,2	2,6	5,2
	На свободную плоскость	15—17	63,3	10,7	14,5	4,7	10,5
	В зажатой среде	15—17	68,5	14,2	10,2	2,9	7,1
ДФДК	На свободную плоскость	8—12	72,9	6,8	3,0	—	17,3
	В зажатой среде	8—12	73,3	7,5	7,0	—	12,2

Т а б л и ц а 16. Влияние высоты уступа на степень дробления пород взрывом

Место взрыва	Высота уступа, м	Коэффициент крепости пород	Процентное содержание фракций дробления, мм				
			0—200	201—300	301—400	401—500	Более 400
ЦГОК	21,0	10—12	83,5	6,6	4,5	3,5	5,4
	21,0	12—16	73,4	9,1	8,3	7,7	9,2
	30,0	12—18	70,7	9,4	9,3	8,4	10,6
ИнГОК	24,0	8—10	78,0	12,4	4,5	3,4	5,1
	27,0	10—14	73,6	17,1	5,3	2,9	4,0
ЮГОК	15,0	8—16	79,4	2,7	2,7	3,0	15,2
	30,0	8—16	85,3	2,2	2,8	2,6	9,7
	15,0	15—18	63,4	10,8	8,5	11,5	17,3
	30,0	15—18	71,3	12,5	7,1	6,8	9,8
НКГОК	27,0	16—18	53,9	25,4	11,8	—	8,9
	27,0	16—18	70,8	10,3	11,4	—	7,5
	25,0	10—12	61,2	16,4	10,4	—	12,0
	23,0	13—15	69,8	15,7	8,3	—	6,2
Западно-Кадыковский карьер Балаклавского рудоуправления	10,0—15,0	10—12	61,4	5,5	6,8	—	26,3
	28,0	10—12	73,4	11,3	6,5	—	8,8

фракций свыше 700 мм по сравнению с обычными уступами уменьшился с 51,5 до 9,9 %.

Многорядное короткозамедленное взрывание, взрывание в зажатой среде высоких и обычных уступов — это методы, основанные на взаимодействии отдельных зарядов и их групп, предусматривающие

Т а б л и ц а 17. Влияние конструкции заряда на степень дробления пород

Место взрыва	Конструкция скважинного заряда	Коэффициент крепости пород	Процентное содержание фракций дробления, мм				
			0—200	201—300	301—400	401—500	Более 400
Кальмакырский карьер Алмалыкского горнометаллургического комбината	Сплошная колонка	8—18	75,3	6,0	5,0	—	13,7
	Заряд рассредоточен воздушным промежутокком	8—18	78,0	6,5	1,5	—	14,0
НКГОК	Сплошная колонка	13—16	64,8	6,1	3,6	8,8	25,5
	Комбинированный заряд	13—15	69,8	3,4	5,6	3,4	21,2
	То же	10—14	76,8	4,2	4,3	3,8	10,9
	Рассредоточенный заряд	16—18	62,7	1,8	7,7	4,7	20,1
	С внутрискважинным замедлением	16—18	75,2	3,3	5,8	1,9	13,8
Кременчугский комбинат нерудных ископаемых	Рассредоточенный заряд	14—16	71,4	10,4	6,5	4,3	11,7
	С внутрискважинным замедлением	14—16	79,1	8,2	6,2	3,3	6,5
	Сплошная колонка	12—14	20,0	20,2	10,5	—	38,0
ДФДК	Комбинированный заряд	12—14	22,4	10,1	12,1	—	39,4
	Сплошная колонка	8—10 (известняки)	62,4	7,2	4,1	—	25,3
	Комбинированный заряд		68,3	8,3	4,1	—	19,6
	Сплошная колонка	8—10 (доломиты)	62,4	8,7	4,1	—	24,8
	Комбинированный заряд		68,4	6,2	5,8	—	19,6
	Сплошная колонка	8—12 (доломиты)	54,6	9,2	8,7	—	27,5
ДФДК	Комбинированный заряд		70,4	8,4	4,8	—	16,4
	Рассредоточенный заряд	10—12	68,4	5,8	4,2	—	21,6
	С внутрискважинным замедлением	10—12	72,4	8,4	2,7	—	16,5
ИНГОК	Рассредоточенный заряд	16—18	72,8	9,4	5,9	—	11,8
	С внутрискважинным замедлением	16—18	78,2	6,4	9,3	—	6,1

Таблица 18. Влияние удельного расхода ВВ на степень дробления пород.

Место взрыва	Коэффициент крепости пород	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Процентное содержание фракций дробления, мм				
			0—200	201—300	301—400	Более 400	
ЮГОК	16—18	0,70	51,2	15,8	11,4	21,6	
		0,75	69,1	6,4	10,5	12,3	
		0,85	60,7	19,0	11,4	8,9	
ИНГОК	10—12	0,50	74,1	8,3	7,5	11,1	
		0,60	78,4	7,5	6,2	7,9	
		0,60	72,3	6,7	9,8	11,1	
НКГОК	10—14	0,75	78,7	6,9	7,3	7,1	
		0,68	64,7	14,9	13,3	7,1	
	13—15	0,78	69,8	15,7	8,3	6,2	
		0,71	65,1	7,2	10,1	17,6	
	15—17	0,81	67,2	10,9	9,5	12,4	
		16—18	0,64	41,4	28,8	14,2	15,6
			0,90	53,9	25,4	11,8	8,9
		0,96	70,8	10,3	11,4	7,5	

взрывание большого количества скважинных зарядов. Следовательно, масштабы внедрения этих методов ограничены технологическими условиями разработки, и в частности наличием широких рабочих площадок уступов. Современная тенденция — увеличение глубины разработки — ведет к сокращению размеров рабочих площадок уступов. В этих условиях особое значение приобретает проблема управления дроблением пород за счет конструктивных параметров скважинного заряда. В настоящее время на карьерах используют множество конструкций скважинных зарядов, среди которых следует выделить удлиненный заряд со сплошной и рассредоточенной колонкой ВВ, комбинированные заряды, заряды с переменным диаметром по высоте уступа, заряды с верхним, нижним, встречным и многоточечным инициированием и т. д. Рациональная конструкция скважинного заряда выбирается в каждом конкретном случае с учетом физико-механических свойств и структуры массива, его обводненности, технологичности и др. Улучшение дробления пород при этом (табл. 17) достигается за счет равномерности распределения ВВ по высоте уступа и динамического поля напряжений в объеме разрушения, создания условий рационального взаимодействия частей скважинного заряда, перераспределения энергии взрыва во времени и пространстве, т. е. за счет изменения конструктивных параметров заряда и физических параметров взрыва.

Из методов взрывания, эффективность которых базируется не на физических предпосылках, а на прямых затратах энергии, наиболее очевиден метод управления дроблением за счет удельного расхода ВВ. Там, где в силу стесненных условий нельзя применить многорядное короткозамедленное взрывание, увеличивали удельный расход и достигали, как правило, улучшения дробления. Увеличение затрат на дополнительное ВВ компенсировалось затратами на стадии механического дробления пород. В последние годы появилось новое направ-

ленне, связанное с дезинтеграцией руд. Рядом исследователей доказано, что значительное увеличение удельного расхода ВВ при разрушении горных пород в карьере способствует сокращению затрат на механическое дробление и измельчение руд, более полному извлечению руд в процессе их обогащения.

Для каждого типа пород существует оптимальный удельный расход ВВ; превышение которого может привести даже к ухудшению дробления пород. Однако очевидно, что во всех случаях увеличение удельного расхода ВВ (до определенного предела) способствует улучшению дробления пород (табл. 18).

Приведенные данные об эффективности современных методов взрывного разрушения горных пород далеко не исчерпывают многообразия путей решения проблемы управления гранулометрическим составом взорванной горной массы. В каждом конкретном случае эта проблема решается с учетом состояния среды, технологических требований и экономических показателей. Часто используют комплекс методов, обеспечивая требуемое дробление пород.

2. Выбор рациональных параметров буровзрывных работ с учетом прочностных свойств пород и типов ВВ

К взрывной подготовке горной массы на современных карьерах предъявляется ряд требований, успешное выполнение которых позволяет создавать условия для эффективной добычи полезных ископаемых при принятых технологических схемах горных работ. К этим требованиям относятся обеспечение высокого качества дробления пород при взрыве; создание достаточно крутого и устойчивого откоса уступа с рациональными величинами ЛСПП для последующей взрывной отбойки блока; формирование компактного канала и развала горной массы; достижение качественной проработки подошвы уступа — без завывшений. Указанные факторы — основные при применении на глубоких карьерах как циклической технологии с автомобильным, железнодорожным или железнодорожно-автомобильным транспортом, так и циклично-поточной технологии с комбинированным транспортом. Очевидно, что решение одной из главных задач обеспечения требуемого качества дробления пород энергией взрыва может быть выполнено только при комплексном использовании рациональных параметров БВР, конструкций и схем соединения зарядов на основе глубокого понимания механизма взаимодействия систем зарядов. Важное значение при этом имеет форма поперечного сечения заряда. В настоящее время наиболее распространены скважинные заряды с круглой формой поперечного сечения. Это предопределило разработку общего методического подхода к расчету параметров БВР.

Современные методы расчета параметров БВР при уступной отбойке [8, 35, 65] не учитывают в явном виде ни физико-механических, ни структурных свойств горных массивов, ни характеристик ВВ. Косвенный учет этих факторов производится с помощью эмпирических коэффициентов, меняющихся в довольно широких пределах. Уточне-

ние их для конкретных горногеологических условий требует проведения опытных взрывов. Поэтому представляет определенный интерес аналитический расчет расстояния между зарядами с учетом прочностных свойств разрушаемых пород и характеристик применяемых ВВ.

Процесс разрушения скальных горных пород взрывом условно можно разделить на две стадии, определяемые соответственно динамическим и квазистатическим действием продуктов детонации. На стадии динамического (волнового) действия взрыва вокруг заряда образуется зона интенсивного дробления. На внешней границе этой зоны радиальные напряжения равны прочности породы на сжатие [40]. Среднее начальное давление в зарядной полости определяется по формуле

$$P_0 = \frac{1}{8} \rho_{ВВ} D^2. \quad (4.1)$$

На границе зоны интенсивного дробления выполняется условие

$$\sigma_r = P_0 / r^\beta = \sigma_R; \quad r_* = r_* / r_0 \quad (4.2)$$

где σ_r — радиальные напряжения; β — показатель степени убывания напряжений с расстоянием; r_* , r_* — относительный и абсолютный радиус зоны интенсивного дробления, соответственно; r_0 — радиус скважины.

Согласно работе [87], величину β можно приближенно принять равной двум. Тогда получим

$$r_* = r_0 \sqrt{P_0 / \sigma_R}. \quad (4.3)$$

Зона радиальных трещин в основном обусловлена действием квазистатического давления газообразных продуктов взрыва. Растягивающие тангенциальные напряжения τ , возникающие в точке с радиус-вектором r в квазистатическом приближении, согласно [84], определяются по формуле

$$\tau = P_1 \frac{r_a^2 / r^2 + 1}{r_a^2 / r^2 - 1}, \quad (4.4)$$

где r_a — радиус зоны разрушения.

Величина P_1 — квазистатическое давление на внутренней границе зоны радиальных трещин, равное, в силу непрерывности радиальных напряжений, давлению на внешней границе зоны интенсивного дробления, соответствует предельной прочности породы на растяжение, т. е. $P_1 = \sigma_0$. Тогда выражение (4.4) примет вид

$$\tau = \sigma_0 \frac{r_0^2 / r^2 + 1}{r_a^2 / r^2 - 1}. \quad (4.5)$$

Условием разрушения массива между скважинами является достижение суммарными растягивающими напряжениями в точке $a_c/2$ (a_c — расстояние между скважинами) предела прочности породы на разрыв τ_R . На внешней границе зоны разрушения (зоны радиальных трещин) $r_a = r = a_c/2$. Тогда используя формулу (4.5), с уче-

том взаимодействия зарядов получаем

$$\tau_R = 16\sigma_0/(\bar{a}_0^2 - 4), \quad (4.6)$$

где \bar{a}_0 — относительное расстояние между скважинами, $\bar{a}_0 = a/r_*$.

Отсюда

$$a_0 = 2r_* \sqrt{4\sigma_0/\tau_R + 1}. \quad (4.7)$$

Подставив в данную формулу выражение (4.3) и преобразовав ее, окончательно получим

$$a_0 = r_0 D \sqrt{\frac{\rho_{ВВ} (4\sigma_0 + \tau_R)}{\sigma_R \tau_R}}. \quad (4.8)$$

Рассчитанное таким образом расстояние между скважинами обеспечивает лишь соприкосновение зон разрушения (рис. 17), область $abcd$ остается неразрушенной. Сближение зарядов по сравнению с рассчитанным определим, исходя из энергетического принципа, согласно которому суммарная площадь зон перекрытия $S_{aa_1a_2}$ (заштрихованные области на рис. 17) должна равняться площади фигуры $abcd$. Зоны перекрытия представляют собой сегменты окружностей радиусом a . Тогда $S_{abcd} = 4S_{aa_1a_2}$; $a^2 (4 - \pi) = 4 \frac{a^2}{2} (\alpha - \sin \alpha)$, или

$$\frac{1}{2} (4 - \pi) = \alpha - \sin \alpha, \quad (4.9)$$

где α — центральный угол сегмента в радианах.

Определив из уравнения (4.9) угол α , найдем с помощью соответствующих математических таблиц относительную величину стрелы сегмента h . Энергетический коэффициент сближения зарядов приближенно запишем в виде

$$K_c = \frac{a-h}{a} = 1 - \frac{h}{a}; \quad (4.10)$$

$$\alpha \approx 78,6^\circ; \quad h/a = 0,23; \quad K_c = 0,77.$$

Ориентацию линии скважин по отношению к направлению трещин в горном массиве учтем с помощью коэффициента геологических условий K_y [32]. Тогда расстояние между скважинными зарядами можно рассчитать по формуле

$$a_c = 0,546 r_0 K_y D \sqrt{\frac{\rho_{ВВ} (4\sigma_0 + \tau_R)}{\sigma_0 \tau_R}}. \quad (4.11)$$

Определим параметры квадратной сетки взрывных скважин для горных пород, разрабатываемых на ДФДК. Исходные данные, резуль-

Т а б л и ц а 19. Параметры сетки скважин для горных пород, разрабатываемых ДФДК (Центральный карьер)

Зона	Расстояние между скважинами $a_c \times b_p$, м	
	расчетное *	применяемое
II	7,2×6,2	7,0×6,0
III	7,2×6,2	7,0×6,0
IV	7,2×6,2	7,0×6,0
VI	8,7×7,3	8,5×7,5
VII	8,5×7,6	8,5×7,5
VIII	8,3×7,2	8,0×7,0
IX	8,7×7,6	8,5×7,5

* Расчеты приведены для графмонита № 21 при $\rho_{ВВ} = 0,9$ кг/см³; $D = 4$ км/с; $K_y = 1,0$; $r_0 = 0,11$ м.

таты расчетов и применяемые на предприятии расстояния между скважинными зарядами приведены в табл. 19.

Опытно-промышленные взрывы, проведенные с рекомендуемыми параметрами буровой сетки скважин в условиях ДФДК, показали, что увеличение расстояния между скважинными зарядами, согласно расчетным данным, не ухудшает качества дробления горной массы, так как выход фракций менее 400 мм при обычных параметрах и рекомендуемых составил соответственно 62,3 и 61,4 %, поскольку практически весьма близок по значениям.

Проблема интенсификации взрывного дробления весьма крепких и крепчайших горных пород особенно в условиях железорудных карьеров предопределила поиск новых путей ее решения. Выполненные в ИГТМ АН УССР исследования [52] показали, что изменяя форму поперечного сечения заряда, можно более эффективно управлять процессом трещинообразования при взрывной отбойке пород. При этом на основе аналитических и экспериментальных исследований был разработан метод взрывного разрушения весьма крепких и крепчайших пород, включающий в себя создание системы зарядов цилиндрической и эллиптической форм, выбор рациональных параметров сетки скважин и условий их взаимодействия [37].

При расчете параметров БВР оценивали размеры зоны регулируемого дробления, обусловленного динамическим и квазистатическим действием взрыва. Основные параметры расположения зарядов в плане зависят от радиуса зоны радиальных трещин, обусловленных динамическим и квазистатическим действием продуктов взрыва. Согласно работе [21] определим максимальное расстояние между зарядами

$$a_{\max} = 2R_{\text{тр}} \sqrt{P_1/2\sigma_0}, \quad (4.12)$$

где

$$R_{\text{тр}} = \frac{\sigma_*}{\sigma_0} r_0 \sqrt{\frac{P_0}{\sigma_*}}, \quad (4.13)$$

σ_* , σ_0 — прочность породы на растяжение и сжатие соответственно, Па; r_0 — радиус зарядной полости, м; P_1 — квазистатическое давление в эквивалентной полости, Па.

После преобразования выражение (4.12) примет вид

$$a_{\max} = \frac{1}{2} \frac{\sigma_*}{\sigma_0} r_0 \sqrt{\frac{P_{\text{ин}} D^3 P_1}{\sigma_* \sigma_0}}, \quad (4.14)$$

Т а б л и ц а 20. Основные параметры и показатели буровзрывных работ

Горизонт карьера, м	Блок	Сопротивление по подошве уступа, м	Расстояние между скважинами, м	Расстояние между рядами скважин, м	Длина забойки, м	Выход горной массы, м ³	Удельный расход ВВ, кг/м ³
—120/—135	Контрольный	10,0—11,0	8,0	7,5	6,0	58,0	0,8
	Экспериментальный	10,0	8,5	8,0	6,4	62,0	0,789
—120/—135	Контрольный	10,5	8,0	7,5	6,0	55,0	0,83
	Экспериментальный	11,0	8,0	7,5	6,1	58,0	0,847
—60/—75	То же	10,0—11,0	8,5	7,5	6,5	60,1	0,79
—75/—90	» »	10,0—11,0	8,0	7,5	6,8	59,0	0,74
—120/—135	» »	10,0—11,0	8,0	7,5	6,0	56,2	0,86
—120/—135	» »	10,0—10,5	8,0	7,5	6,2	58,0	0,837

Примечание. Величина перебура скважин на всех блоках составляла 2,3—2,5 м.

На основе аналитического решения [52] установлено, что при изменении формы поперечного сечения зарядной, а следовательно, и «эквивалентной» полости и их ориентирования относительно друг друга напряженное состояние взаимодействующих зарядов в определенных направлениях может быть усилено в 1,5—1,7 раза при условии, что площади сечения полостей эллиптического и кругового сечения взаимодействующих зарядов равны по величине. Следовательно, максимальные значения параметров сетки скважин для случая взаимодействующих эллиптических и цилиндрических зарядов

$$a_{\max} = \alpha_v \frac{\sigma_*}{\sigma_0} r_0 \sqrt{\frac{\rho_{ВВ} D^2 P_1}{\sigma_* \sigma_0}}, \quad (4.15)$$

где α_v — коэффициент взаимодействия; $\alpha_v = 0,6 \div 0,65$.

С применением разработанной методики были рассчитаны параметры сетки скважин и осуществлена опытно-промышленная проверка разработанного метода в условиях карьера ЮГОКа. Данные по физико-механическим свойствам пород получены экспериментально. Породы были представлены карбонатно-силикатно-магнетитовыми и гематито-магнетитовыми кварцитами, плотными с коэффициентом крепости по Протодяконову, равным 18—20. При обурировании опытных блоков были применены станки огневого бурения типа СБО-160/20. Образование эллиптических полостей с большой осью, равной 0,32 м, и малой — 0,2 м, осуществляли специальным способом расширения огневых скважин без вращения горелки. При этом скважины располагали так, что в центре находились цилиндрические, а в тыльной части — эллиптические, обращенные большой осью вдоль линии простирания блока, а в первом от откоса уступа ряду — эллиптические, чередующиеся через одну перпендикулярно и параллельно ЛСПП. Параметры и показатели БВР при проведении опытно-промышленных взрывов на уступах высотой 15 м приведены в табл. 20. В схеме

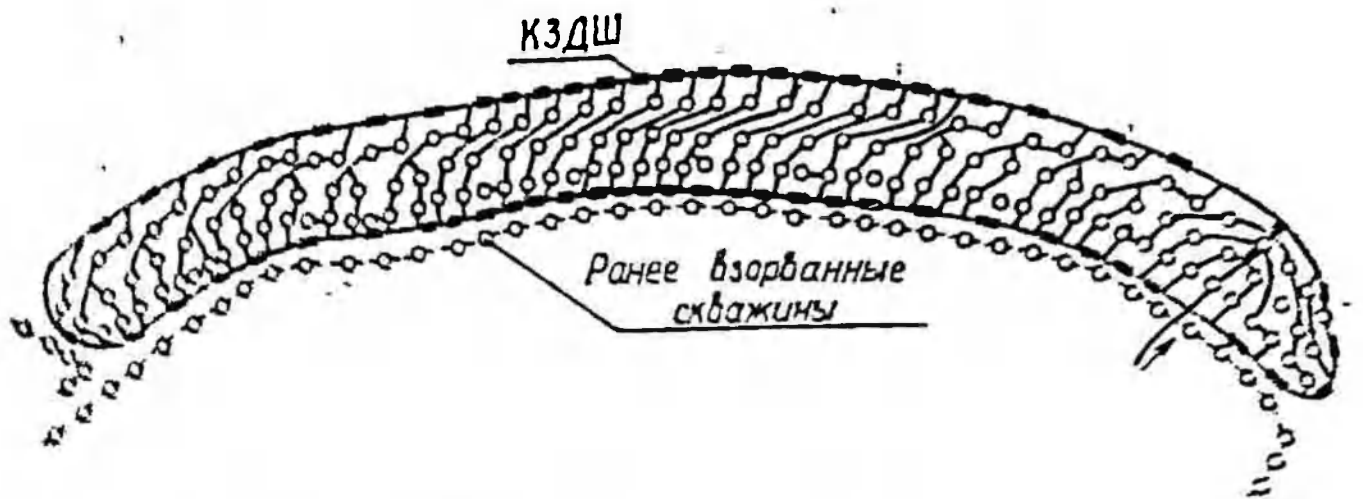


Рис. 18. Схема соединенных скважинных зарядов на блоке

соединенные заряды (рис. 18) предусматривалось взрывание зарядов группами (секциями) с обязательным взаимодействием зарядов с различной фермой поперечного сечения. Для определения качества дробления пород были проведены замеры гранулометрического состава извлеченной горной массы. Средний гранулометрический состав по экспериментальным и контрольным блокам представлен в табл. 21. Из данных видно следует, что в результате применения разработанного метода получены высокие показатели выхода транспортируемых фракций (I—III кл.) — 94,4%, что полностью удовлетворяет требованиям индустриально-технологической технологии.

При проведении исследований одной из величин развала, прочности подошвы уступа и угла откоса вновь образованного уступа получены следующие результаты: величина приращения развала при выемке с каменной стеной шириной 15—20 м не превышает 10—15 мм; подошва уступов проработана без завалов; угол откоса, образованный при взрывной отбойке уступа, составил не менее 70—75°.

Таким образом, применение разработанного комплексного метода в труднообрабатываемых породах на глубоких горизонтах жатворудного массива позволяет решать в совокупности четыре технологические задачи: получать требуемое качество дробления и развала пород, продвигать подошву уступа до проектных отметок и увеличивать угол откоса уступа, что особенно важно при дальнейшей углубке карьера. Кроме этого, при незначительном отклонении удельного расхода ВВ на экспериментальных блоках по сравнению с контрольными

Т а б л и ц а 21. Гранулометрический состав горной массы

Блок	Процентное содержание фракций (мм)					Диаметр среднего куска, мм
	0—200	200—400	400—600	600—800	Более 800	
Экспериментальный	78,5	13,1	5,5	2,1	0,8	112,5
Контрольный	70,7	11,8	8,9	0,5	2,1	210,6

за счет расширения сетки скважин, увеличения выхода горной массы с 1 м скважины, экономический эффект на 1,0 млн. м³ отбитой горной массы составил около 100 тыс. руб. Следовательно, разработанный метод, параметры БВР которого были научно обоснованы, высокоэффективен как с технической, так и с экономической точек зрения.

3. Расчет диспозиции массового взрыва на карьерах

Одна из задач технологической оптимизации на открытых горных разработках — получение требуемого гранулометрического состава взорванной горной массы. Для ее получения следует выразить математически вид целевой функции и пространства управляющих переменных БВР и на ее основе рассчитать их параметры. В качестве целевой функции принят максимальный выход определенных фракций при заданных ограничениях. Формальная схема синтеза оптимальных управляющих воздействий буровзрывного комплекса представлена на рис. 19. Зададимся пространством исходной информации, включающим неуправляемые и управляемые переменные. Следует учесть, что исходная информация относится к области с определенными физико-механическими свойствами пород и горногеологическими условиями. Одним из основных показателей, учитываемых при подготовке и разделении массива данных, является коэффициент крепости пород по Протодьяконову.

Пространство неуправляемых переменных z представим в виде следующих параметров: X_1 — масса скважинного заряда, кг; X_2 — длина перебура, м; X_3 — длина забойки, м; X_4 — диаметр скважины, м. Пространство управляемых переменных u состоит из расстояния между рядами X_5 и расстояния между скважинами X_6 .

Выполненные исследования показали, что переменные пространства z имеют ограничения, которые не влияют на выход определенной фракции продуктов взрывного дробления. Пространство u в свою очередь ограничено технологическими параметрами: $4 \leq X_5 \leq 9$; $4 \leq X_6 \leq 9$.

Для построения модели выхода фракции в зависимости от переменных пространства z и u были проведены экспериментальные исследования (пассивный эксперимент). Моделирование основано и проведено на достовер-

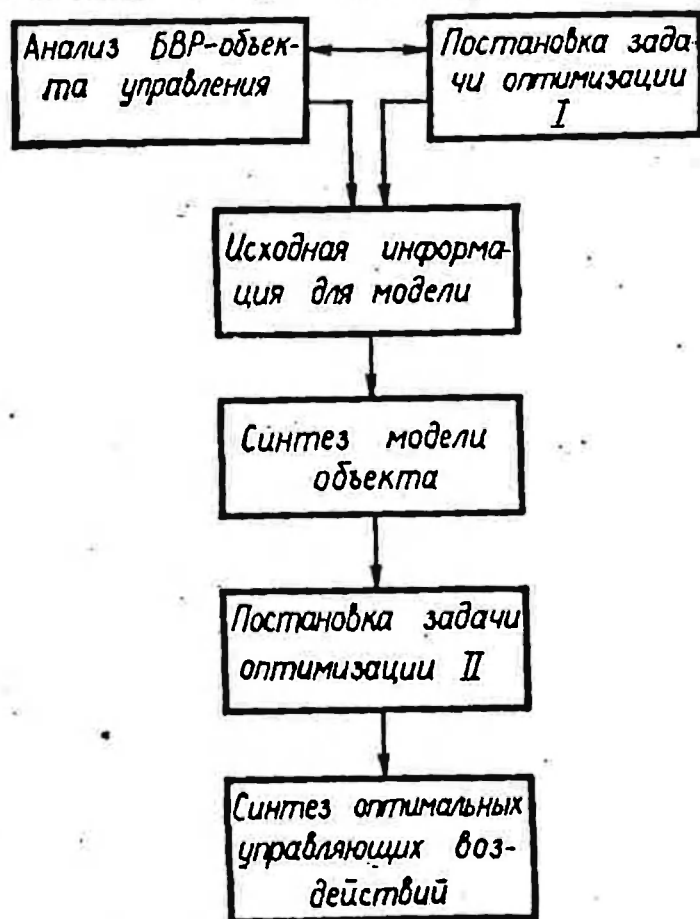


Рис. 19. Структурная блок-схема расчета оптимальных параметров БВР

ном экспериментальном материале. В связи с тем что выборка оказалась малой по переменным z и u , при построении математической модели применен метод собственных векторов [80], обуславливающий построение линейной зависимости целевой функции в произвольной степени от переменных:

$$(y)^{\alpha} = A_0 + \sum_{i=1}^{i=6} A_i X_i \quad (4.16)$$

Идея этого метода заключается в построении матрицы Громма для векторов X_i , нахождении собственных чисел и собственных векторов и восстановлении коэффициентов линейной формы. Моделирование в соответствии с зависимостью (4.16) для пород крепостью $f = 18 \div 20$ баллов привело к зависимости вида

$$(y)^{-1/2} = 0,1321 - 0,207X_1 - 0,0042X_2 + 0,006X_3 - 0,017X_4 + \\ + 0,0011X_5 - 0,0007X_6; \quad (4.17)$$

для пород крепостью 16—18 баллов

$$(y)^{-1/2} = 0,112 - 0,0109X_1 + 0,001X_2 - 0,006X_3 + \\ + 0,028X_4 - 0,0002X_5 - 0,0005X_6; \quad (4.18)$$

для пород крепостью 14—16 баллов

$$(y)^{-1/2} = 0,079 - 0,0011X_1 + 0,0012X_2 + 0,0014X_3 + \\ + 0,0551X_4 - 0,0033X_5 + 0,0005X_6. \quad (4.19)$$

С учетом вида модели задача оптимизации сводится к решению линейного уравнения. Так как число управляющих воздействий равно двум и они эквивалентны, то принято положение о введении соответствия между X_5 и X_6 в виде

$$X_6 = K X_5. \quad (4.20)$$

В дальнейшем для построения квадратной сетки при $K = 1$ для X_5 получили

$$(X_1)_1 = \frac{-0,1321 + 0,207X_1 + 0,0042X_2 - 0,006X_3 + 0,0117X_4}{0,0004}; \quad (4.21)$$

$$(X_5)_2 = \frac{-0,112 + 0,0109X_1 - 0,001X_2 + 0,006X_3 - 0,028X_4}{-0,0008}; \quad (4.22)$$

$$(X_5)_3 = \frac{-0,079 + 0,011X_1 - 0,001X_2 - 0,0014X_3 - 0,0551X_4}{-0,0002}. \quad (4.23)$$

Таким образом, решение системы уравнений (4.21) — (4.23) позволяет определить квадратную сетку скважин при взрывании зарядов, в которых обеспечивается необходимый выход кондиционных фракций в зависимости от параметров БВР. Вполне возможно, что при решении одного из уравнений (4.21) — (4.23) будет получено X_5 , которое

не удовлетворяет наложенному ограничению. В этом случае следует выбрать грань величины X_5 , ближайшую к расчетному значению.

Задача сводится к перебору различных вариантов по X_1, X_5, X_6 при заданной высоте уступа и категории по бурению. Блок-схема решения задачи основана на следующих блоках реализации:

блок 1 — выбор управляемых, управляющих и возмущающих параметров объекта (X, u, Z);

блок 2 — формальная постановка — максимизация выхода определенной фракции при заданных ограничениях;

блок 3 — набор данных для моделирования;

блок 4 — получение уравнения $y = f(X_1 \dots X_6)$, где выход заданной фракции $|X_1 \dots X_6| \subset |X \cup u \cup Z|$;

блок 5 — выбор u обеспечивающего $y \rightarrow \max$ при $\inf u < u < \sup u$.

Оптимальным считается вариант, обеспечивающий минимум затрат на отбойку одного м³ горной массы при получении требуемой степени дробления:

$$F(x) = \frac{X_1 c_{зар} + (H + X_2) c_{бур}}{X_5 X_6 H} \quad (4.24)$$

где $c_{зар}$ — стоимость 1 кг ВВ, руб/кг; $c_{бур}$ — стоимость бурения 1 м скважины, руб/м.

Задача решается методом пошагового поиска с циклическим перебором координат. Величина шага выбирается равной для X_5 . Результаты расчета выдаются на печать в виде таблиц диспозиции массового взрыва (табл. 22), которые используются при планировании и проведении массовых взрывов на открытых горных работах. При производстве БВР на карьерах необходимо для конкретных условий выполнить проект массового взрыва, в основу которого закладываются исходные данные и расчетные показатели параметров скважинных зарядов и временных характеристик короткозамедленного способа взрывания.

Конечной целью решения такой технологической задачи является составление таблиц корректировочного расчета зарядов и величины

Т а б л и ц а 22. Диспозиция массового взрыва

Номер блока	Высота, м		Коэффициент крепости пород	Расстояние, м			Масса заряда, кг	Перебур, м	Забойка, м	Длина заряда, м	Выход фракции более 400 мм	Функции стоимости, руб.
	столба воды в скважине	уступа		между скважинами	между рядами	между скважинами в 1-м ряду						
69	—	12	14	8,0	7,0	5,5	420	2,5	5,00	9,5	13,94	0,1969
69	—	10	12	8,0	7,0	5,0	220	1,5	6,50	5,0	13,55	0,1547
27	—	12	18	7,0	6,0	4,5	460	3,0	4,54	10,4	15,85	0,3325
27	—	12	16	7,0	7,0	3,0	440	3,0	5,00	10,0	14,65	0,3073
50	—	12	12	8,0	7,0	5,5	420	2,5	5,00	10,5	13,94	0,2587
36	1,0	16	20	7,0	6,0	4,5	600	3,0	4,50	13,5	15,48	0,4467
46	9,0	15	20	7,0	6,0	4,5	600	3,0	4,50	13,5	15,48	0,6489
44	1,0	15	20	7,0	6,0	4,5	600	3,0	4,50	13,5	15,48	0,6489
41	12,0	15	20	7,0	6,0	4,5	600	3,0	4,50	13,5	15,48	0,6489
41	12,0	15	20	7,0	6,0	4,5	600	3,0	4,50	13,5	15,48	0,6934

зарядов на одну ступень замедления. Для ее реализации на ЭВМ необходимо разработать алгоритмы и программу. При этом составляются элементарные алгебраические уравнения для нахождения сумм и средних. Входная информация включает параметры, записанные в виде таблиц. В таблицу корректировочного расчета зарядов записывают следующую информацию, полученную маркшейдерской и другими службами рудника: номер скважины с надстрочным индексом «р» — руда или «с» — скала; диаметр скважины или заряда в (мм) проектный $d_{пр}$ и фактический $d_{ф}$; при шарошечном бурении скважин практически всегда $d_{ф} = d_{пр}$, при огневом бурении диаметр скважины фактически имеет отклонение в $\pm 5-10\%$ от проектного; высоту уступа (м) проектную H_y и фактическую H'_y ; глубину скважины (м) проектную $L_{пр}$ и фактическую $L_{ф}$; перебур скважины (м) проектный \bar{L}_2 и фактический L'_n , определяемый с точностью до $\pm 0,1$ м по формуле $L'_n = L_2 - H'_y$; высоту столба воды в скважине (м) проектную $l'_в$ и фактическую $l'_в$; ЛСПП проектную $\bar{W}_{пр}$ и фактическую $W_{ф}$; РМС (м) проектное $a_{пр}$ и фактическое $a_{ф}$; РМР (м) проектное $b_{пр}$ и фактическое $b_{ф}$.

Расчетным путем определяют следующие показатели, фактические значения которых устанавливают после выполнения всех работ по взряжанию скважин: длину забойки проектную $l'_{заб}$, определяемую с точностью $\pm 0,5$ м по формуле $l'_{заб} = \lambda \frac{H'_y}{15} \hat{a}$, где λ — коэффициент пропорциональности, $0,02 \leq \lambda \leq 0,032$; для скважин последнего ряда принимается $\lambda = 0,028 \div 0,032$; величину скважинного заряда проектную $Q_{ВВ}$ определяют с точностью ± 10 кг по формуле $Q_{ВВ} = l'_{заб} \rho (L_2 - \lambda \frac{H'_y}{15} \hat{a}) \rho$, где ρ — вместимость 1 м скважины, кг/м; удельный расход ВВ проектный $q_{пр}$ определяют с точностью $\pm 0,001$, кг/м³, по формулам для скважинных зарядов первого ряда

$$q_{гр.1} = \frac{Q'_{ВВ}}{V_1} = \frac{Q'_{ВВ}}{H'_y W_{ф} a_{ф}} = \frac{\left(L_{ф} - \lambda \frac{H'_y}{15} d \right) \rho}{H'_y W_{ф} a_{ф}} ;$$

для последующих рядов

$$q_{гр} = \frac{Q'_{ВВ}}{V} = \frac{Q'_{ВВ}}{H'_y a_{ф} b_{ф}} = \frac{\left(L_{ф} - \lambda \frac{H'_y}{15} d \right) \rho}{H'_y a_{ф} b_{ф}} ;$$

величину заряда из ВВВ или заряда в водоизолирующей оболочке при наличии воды в скважине проектную $Q_{ВВВ}$, определяемую с точностью ± 10 кг по формуле $Q_{ВВВ} = K h_b \rho$, где K — коэффициент пропорциональности, учитывающий повышение уровня воды в скважинном заряде при ее заполнении порового пространства, $K = 2 \div 2,5$. При $Q_{ВВ} > Q_{ВВВ}$ определяется также величина $Q_{НВВ} =$

$= Q_{\text{ВВ}} - Q_{\text{ВВВ}}$. При $Q_{\text{ВВ}} < Q_{\text{ВВВ}}$ $Q_{\text{НВВ}} = 0$ и записывается лишь величина $Q_{\text{ВВВ}} = Q_{\text{ВВ}}$.

Кроме табличных данных по каждому блоку приводятся следующие показатели.

1. Общий объем взорванной горной массы в плотном теле $V = V_{\text{р}} + V_{\text{с}} = \sum_{i=1}^m V_i + \sum_{j=1}^n V_j = \sum_{k=1}^N V_k$, где m, n — количество скважин по руде и по скальным породам соответственно, $m + n = N$; N — общее число скважин.

2. Количество ВВ по проекту $Q' = \sum_{k=1}^N Q'_k$, из них $Q'_\text{р} = \sum_{i=1}^m Q'_i$ — по руде; $Q'_\text{с} = \sum_{j=1}^n Q'_j$ — по скальным породам, в том числе $Q'_{\text{ВВВ}} = \sum_{k=1}^N Q'_{k,\text{ВВВ}}$. Из них $Q'_{\text{р,ВВВ}} = \sum_{i=1}^m Q'_{i,\text{ВВВ}}$ — по руде, а $Q'_{\text{с,ВВВ}} = \sum_{j=1}^n Q'_{j,\text{ВВВ}}$ — по скальным породам; $Q'_{\text{НВВ}} = \sum_{k=1}^N Q'_{k,\text{НВВ}}$ или $Q'_{\text{НВВ}} = Q' - Q'_{\text{ВВВ}}$. В случае, если $Q' < Q_{\text{ВВВ}}$, то $Q'_{\text{НВВ}} = 0$.

3. Объем буровых работ фактический

$$L_0'' = L_{\text{р}}'' + L_{\text{с}}'' = \sum_{i=1}^m L_i'' + \sum_{j=1}^n L_j'' = \sum_{k=1}^N L_k''.$$

4. Удельный расход ВВ проектный: средний по блоку $\bar{q} = Q'/V = \sum_{k=1}^N Q'_k / \sum_{k=1}^N V_k$

средний по руде $\bar{q}_{\text{р}} = Q'_{\text{р}}/V_{\text{р}} = \sum_{i=1}^m Q'_i / \sum_{i=1}^m V_i$

средний по скальным породам $\bar{q}_{\text{с}} = Q'_{\text{с}}/V_{\text{с}} = \sum_{j=1}^n Q'_j / \sum_{j=1}^n V_j$

5. Выход горных пород в плотном теле с 1 м скважины

средний по блоку $\bar{v} = V/L_0'' = \sum_{k=1}^N V_k / \sum_{k=1}^N L_k''$

средний по руде $\bar{v}_{\text{р}} = V_{\text{р}}/L_{\text{р}}'' = \sum_{i=1}^m V_i / \sum_{i=1}^m L_i''$

средний по скальным породам $\bar{v}_{\text{с}} = V_{\text{с}}/L_{\text{с}}'' = \sum_{j=1}^n V_j / \sum_{j=1}^n L_j''$

Для составления таблицы величины зарядов на одну ступень замедления при короткозамедленном взрывании с помощью ДШ необходимо определить следующие параметры:

длину секции $L_{\text{секц}} = (k + 1) l_{\text{с}}$,

где k — число скважин в секции; $l_{\text{с}}$ — расстояние между скважинами в направлении вдоль секции, м;

общее время взрыва зарядов в секции $\Delta t = \frac{L_{\text{секц}}}{D_{\text{дш}}} \cdot 10^3$ (мс),

где $D_{\text{дш}}$ — скорость детонации ДШ, м/с;

начало взрыва зарядов в каждой секции $t_{\text{н.посл}} = t_{\text{н.пред}} + t_{\text{п.р}}$ мс, где $t_{\text{н.посл}}$ — время начала взрыва последующей секции (индекс «н» — начало);

$t_{\text{н.пред}}$ — то же, предыдущей секции;

$\Delta t_{\text{п.р}}$ — время замедления, создаваемое пиротехническим реле между двумя секциями;

конец взрыва зарядов каждой секции $t_{\text{к.посл}} = t_{\text{н.посл}} + \Delta t$, мс; замедление между предыдущей и последующей секциями (пауза)

$\Delta t_{\text{пауза}} = t_{\text{н.посл}} - t_{\text{к.пред}}$;

количество ВВ группы зарядов в секции $Q_{\text{секц}} = \sum_{i=1}^k Q_i < Q_{\text{сейсм}}$,

где Q_i — i -й заряд в секции; $Q_{\text{сейсм}}$ — общая масса зарядов, взрывааемых в секции. Для решения рассмотренных задач на ЭВМ типа ЕС были составлены программы на языке ФОРТРАН (приложение 1). Результаты расчета проекта массового взрыва на карьере № 3 НКГОКа представлены в табл. 1—3 (приложение 2). Пример расчета экономической эффективности от внедрения автоматизированной системы расчета проекта массового взрыва представлен в приложении 3.

4. Гранулометрический состав взорванной горной массы для новых технологий

Уровень развития техники и технологии добычи полезных ископаемых открытым способом на различных этапах предъявлял соответствующие требования. В 60-е и в начале 70-х годов на карьерах по добыче крепких скальных пород применялась исключительно ЦТ. По условиям эффективного ее применения основным требованием, предъявляемым в БВР, было получение кусков с крупностью, соответствующей

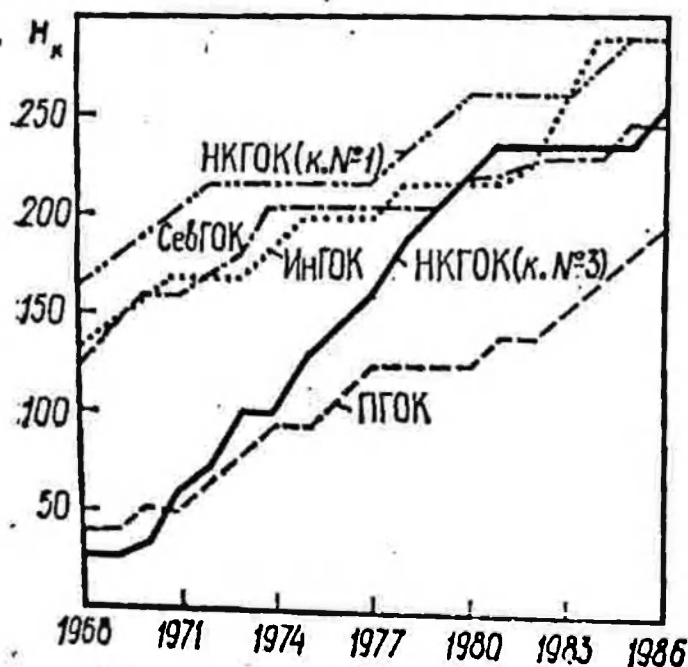


Рис. 20. График понижения уровня горных работ на карьерах Кривбасса

емкости ковша экскаватора и размерам приемного отверстия дробилки первой стадии (крупного) дробления. При этом, согласно нормативным требованиям, выход негабаритных кусков с линейными размерами более 1000—1200 мм не должен превышать 0,5—4 % для пород мелко- и среднеблочного строения и 6—18 % для пород крупноблочного строения. В дальнейшем интенсификация добычи полезных ископаемых привела к резкому увеличению глубины карьеров (рис. 20) и обводненности пород. При этом воз-

росли объемы крепких пород и качество их дробления, значительно уменьшилась ширина рабочих площадок уступов. Существующая технология добычи полезных ископаемых оказалась малоэффективной, чему во многом способствовали резко возросшие затраты на их транспортирование из карьера, что предопределило поиск новых технологий, основанных на принципах поточности.

При разработке новых технологий открытой добычи полезных ископаемых ЦПТ и ПТ — одним из основных требований, предъявляемых непосредственно к БВР, является обеспечение заданного гранулометрического состава взорванной горной массы [13]. По условиям эффективного применения ЦПТ и ПТ выход фракций +400 мм не должен превышать 5—15 %. Кроме того, повысились требования к выходу негабарита (свыше 1200 мм): в самых трудновзрываемых породах он не должен превышать 0,1—0,5 %.

Отмеченные требования к гранулометрическому составу взорванной горной массы в диапазоне от 5 до 15 % обусловлены соответствующими схемой и оборудованием ЦПТ и ПТ с полустационарными или стационарными грохотильными или дробильно-грохотильными пунктами, а также с передвижными самоходными дробильными агрегатами (типа СДА) или передвижными дробильно-перегрузочными агрегатами (типа ДПА). В комплексе с СДА и ДПА используется система конвейеров, перегружателей или отвалообразователей. Дальнейшее углубление карьеров, вовлечение в разработку крепчайших и обводненных пород, уменьшение ширины рабочих площадок и другие факторы существенно усложняют решение проблемы получения качественного дробления пород взрывом.

В условиях Кривбасса осуществлена промышленная проверка новой технологии, схемой работы комплекса машин которой предусмотрено, что горная масса, подготовленная с помощью энергии взрыва, экскаватором ЭКГ-20 грузится в приемный бункер дробильно-перегрузочного агрегата ДПА-2000, питателем подается в дробилку и перегружается на забойный ленточный конвейер (рис. 21).

Высота уступа H_y , предусмотренная проектом, составляет 22—24 м. При ширине буровзрывной полосы $B-26$ м (трехрядное взрывание) ширина подпорной стенки B_n составляет 15—18 м, а величина ее смещения после взрыва не должна превышать 16 м. Общая ширина развала горной массы после взрыва равна 57 м. Отработка горной массы осуществляется двумя экскаваторными заходками шириной по 21 м каждая. Комплекс БВР при этом должен обеспечить высокое качество дробления пород. Решение этой проблемы связано с выбором и разработкой методов взрывного дробления горных пород на основе изучения механизма действия взрыва в твердых средах, в том числе трещиноватых (блочного строения) и обводненных.

Как показали экспериментальные исследования, решение проблемы управления взрывным дроблением горных пород блочного строения в различных горногеологических и горнотехнических условиях может быть достигнуто за счет применения эффективных для данных условий типов ВВ, рациональных конструкций зарядов, параметров их расположения и инициирования, создания наиболее благоприятных

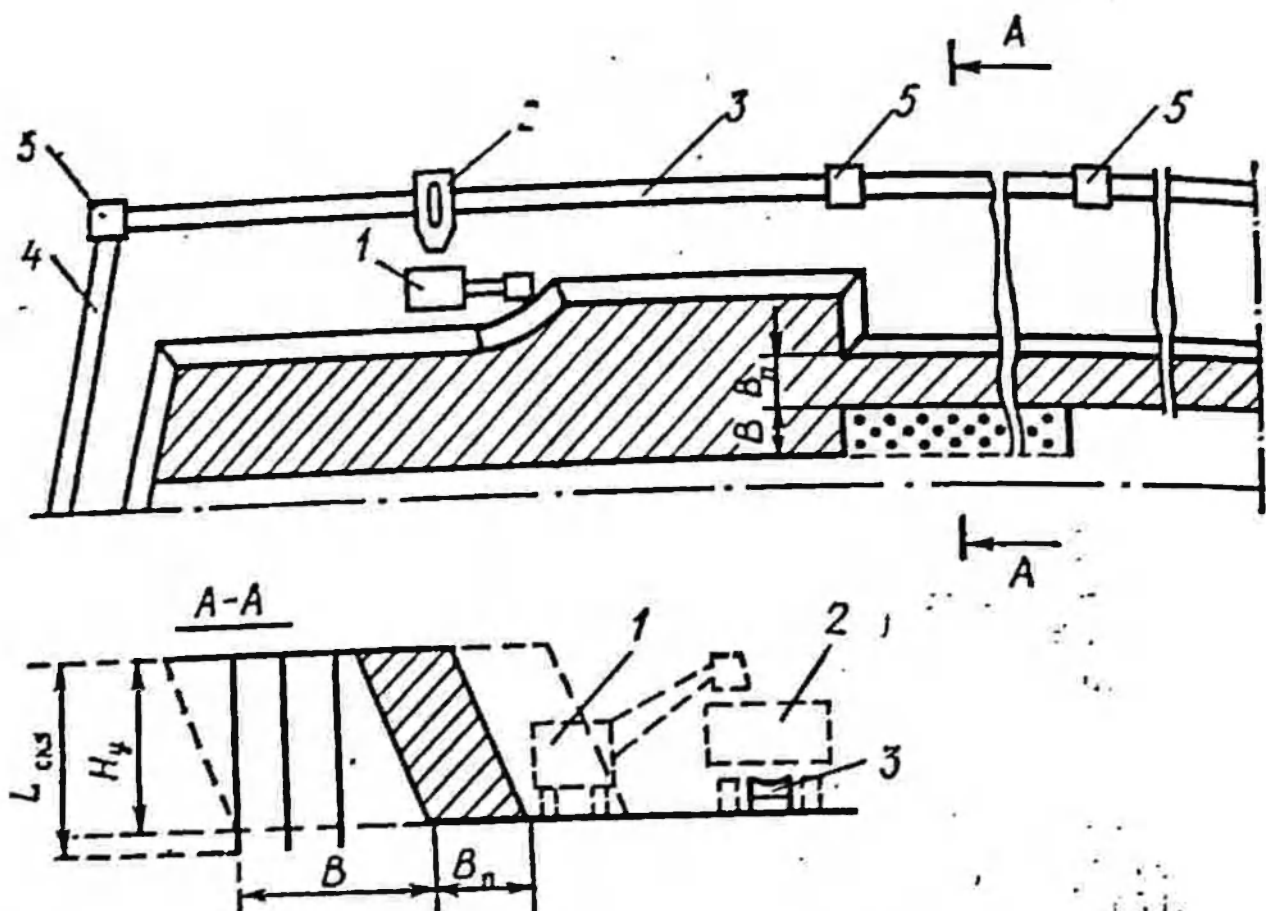


Рис. 21. Схема ЦПТ на карьере № 1 ЦГОКа: 1 — ЭКГ-20; 2 — ДПЛ-2000; 3 — забойный конвейер; 4 — торцовый конвейер; 5 — перегрузочная станция

условий взаимодействия зарядов, применения рациональных схем их соединения и взрывания, и выбора обоснованного удельного расхода ВВ.

Прежде всего, следует отметить эффективность уже достаточно хорошо известного метода взрывания высоких уступов, при котором увеличение длины колонки заряда не только ведет к возрастанию длительности взрывного импульса, но и усиливает разрушающее действие за счет большего количества газообразных продуктов, достигаемое взрывом удлиненного скважинного заряда. Проведенные только за последние годы промышленные взрывы высоких уступов на карьерах ЮГОКа, НКГОКа и ЦГОКа подтвердили эффективность данного метода, обеспечив высокое качество дробления пород: выход фракций 0—400 мм в породах крепостью $f = 6 \div 18$ достигал 85—98%. Отметим, что данный метод взрывания усовершенствован путем комбинированного применения парносближенных вертикальных (в первом ряду) или наклонных (также в первом ряду) и вертикальных скважин [17, 39].

При дроблении весьма трудновзрывааемых пород крупноблочного строения на карьерах был применен метод взрывания дополнительных зарядов в укороченных скважинах, обеспечивающий не только более равномерное распределение ВВ во взрывааемом массиве, но и наибольшее соударение отдельностей в верхней части уступа (в зоне нерегулируемого дробления). Выход класса 0—400 мм достиг 85—92%, а негабарита (свыше 1200 мм) — всего 0,1—0,5%.

Эффективность рассмотренных методов можно повысить за счет применения рациональных схем взрывания зарядов, обеспечивающих максимальное соударение породных масс. К таким схемам относятся (рис. 22) продольно-радиальная (а); продольно-поперечно-волновая (б); продольно-поперечно-секционная; с чередующимися поперечными

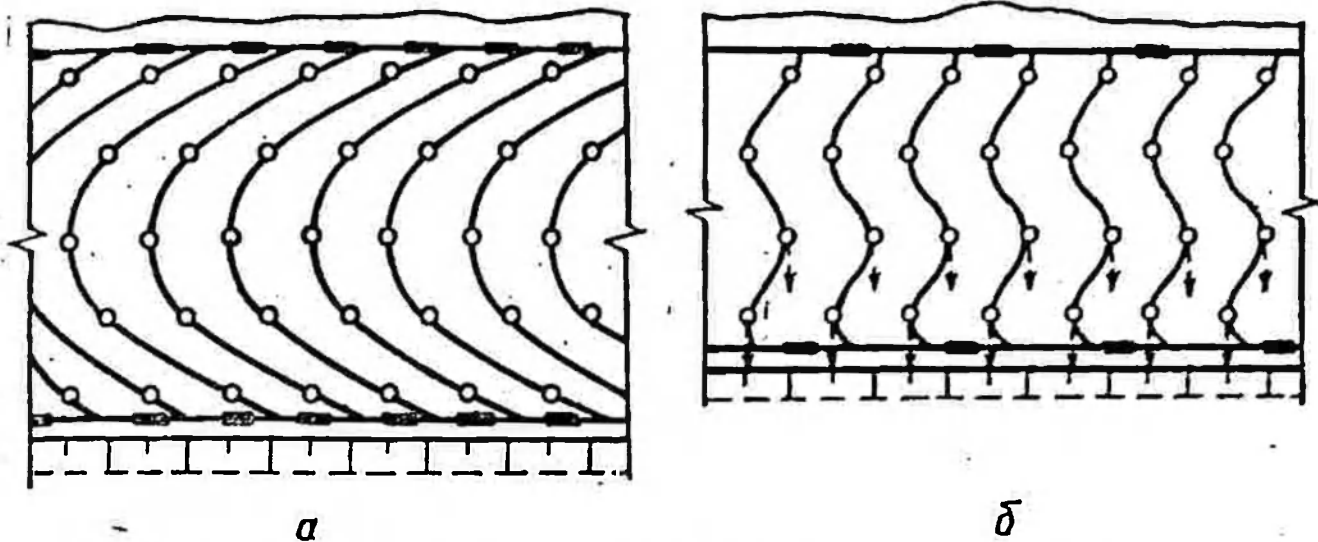


Рис. 22. Схемы взрывания скважинных зарядов: \varnothing — наклонные скважины врубными и отбойными группами скважинных зарядов. Как показали исследования применение указанных схем взрывания обеспечило повышение качества дробления пород: выход фракций 0 — 400 мм увеличивается на 5 — 8 %. Распространенным и доступным методом управления энергией взрыва является регулирование удельного расхода ВВ в породах различной крепости и трещиноватости. На основе опытно-промышленных взрывов получены графические зависимости по установлению рационального удельного расхода ВВ (кг/м³) с учетом крепости и блочности горных пород (рис. 23). Пунктирные кривые, приведенные на рис. 23, характеризуют изменение удельного расхода ВВ в зависимости от коэффициента крепости пород средней блочности (I), крупноблочных (II) и исключительно крупноблочных (III).

Сплошными кривыми показано изменение удельного расхода ВВ при взрывании на необработанную горную массу штриховыми на обнаженный откос уступа соответственно для трех категорий блочности пород. Получены также зависимости качества подготовки горной массы (выход фракций — 400 мм) от удельного расхода ВВ для пород средней (I) взрываемости (крепкие, хрупкие) и весьма трудновзрываемых (II) (крепкие, вязкие). Установ-

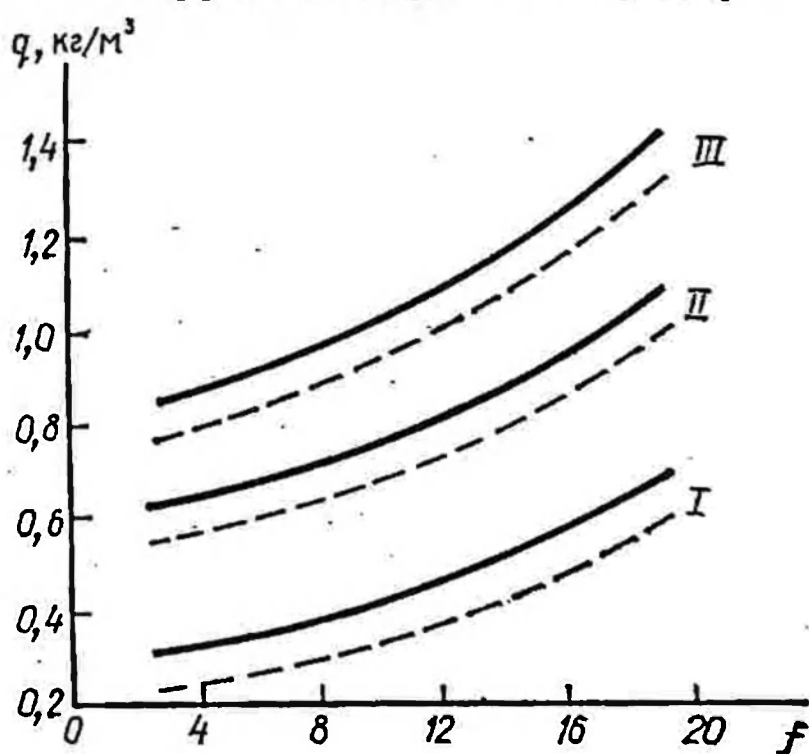


Рис. 23. Зависимость удельного расхода ВВ от крепости пород

лено, что предельный удельный расход ВВ для пород первой группы достигает 0,8, второй группы — 1,1 кг/м³. При этом достигается дробление пород энергией взрыва, характеризуемое средним размером куска не менее 180—200 мм и выходом фракций 0 — 400 мм, соответствующим требованиям ЦПТи ПТ.

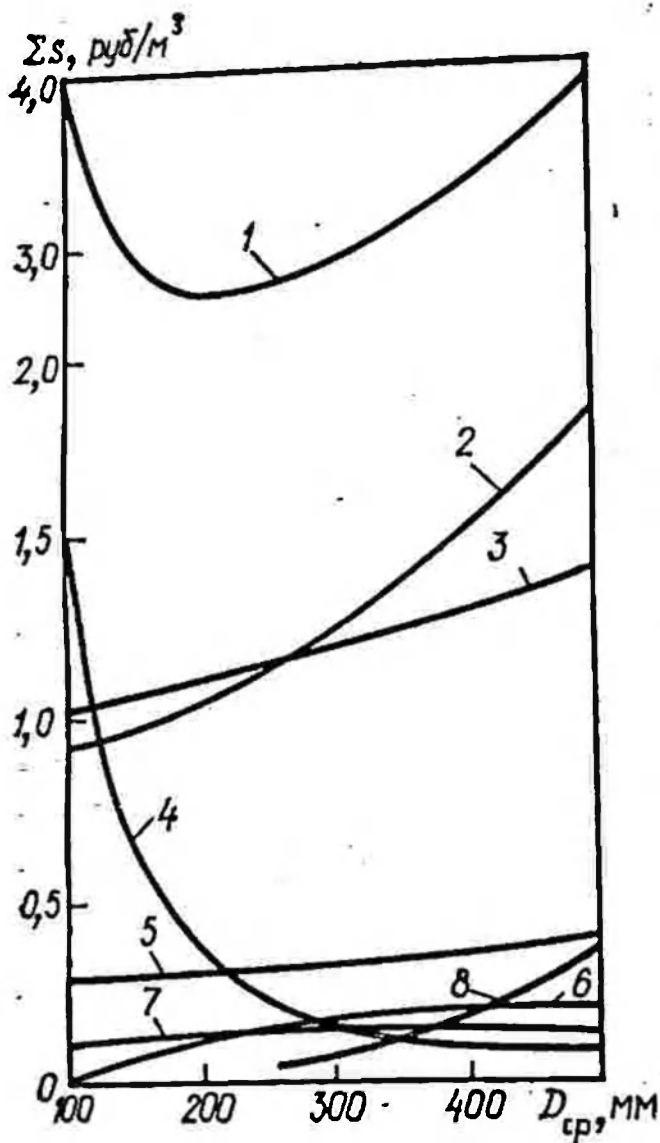


Рис. 24. Зависимость удельных приведенных затрат от диаметра среднего куска горной массы:

1 — суммарные затраты; 2 — ДОФ; 3 — горизонтальный конвейер; 4 — БВР; 5 — наклонный конвейер; 6 — экскавация; 7 — перегрузка; 8 — дробление негабарита

По каждому из технологических процессов поточного производства горных работ по общепринятым методикам получены формулы для определения приведенных затрат на разработку 1 м³ полезного ископаемого в зависимости от среднего размера куска горной массы. Реализация выражения (4.25) с помощью ЭВМ позволила установить рациональное значение среднего размера кусков горной массы при ПТ горных работ применительно к глубоким железорудным карьерам Кривбасса. На рис. 24 приведена зависимость удельных затрат от диаметра среднего куска, анализ которой показал, что определяющими технологическими процессами являются БВР транспорт и дробление горной массы на ДОФ. Рациональное значение среднего размера кусков взорванной горной массы для ПТ горных работ в условиях глубоких карьеров Кривбасса находится в пределах 180—200 мм.

Таким образом, комплексное использование современных методов взрывания является основным направлением интенсификации взрывного дробления пород, реальной основой для широкого внедрения техники непрерывного действия при разработке полезных ископаемых.

Эффективность ПТ горных работ на месторождениях со скальными рудами и породами еще в более значительной степени зависит от качества дробления массива энергией взрыва, т. е. определяется гранулометрическим составом взорванной горной массы. Для объективной оценки гранулометрического состава принят средний размер кусков, который наиболее полно характеризует закономерность распределения фракций горной массы.

Критерием оптимальности приняты удельные приведенные затраты на разработку, транспортирование и дробление на фабрике единицы объема полезного ископаемого [5]:

$$\Sigma S_{\text{п}} = S_{\text{БВР}} + S_{\text{экс}} + S_{\text{тр}} + S_{\text{н}} + S_{\text{доф}}, \quad (4.25)$$

где $\Sigma S_{\text{п}}$ — удельные приведенные затраты на разработку 1 м³ полезного ископаемого, руб/м³; $S_{\text{БВР}}$, $S_{\text{экс}}$, $S_{\text{тр}}$, $S_{\text{н}}$, $S_{\text{доф}}$ — то же на БВР, экскавацию, транспортирование горной массы системой ленточных конвейеров на поверхность карьера и перегрузку горной массы в забое, на разделку негабарита и дробление на фабрике соответственно.

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ
РЕЗУЛЬТАТОВ ВЗРЫВА

**1. Расчет гранулометрического состава
для широкого класса пород**

Ранее выполненными исследованиями [24, 51, 59] установлено, что для описания кусковатости горных пород после взрыва, для железорудных и нерудных карьеров Украины наиболее приемлемыми являются распределение Вейбулла и логнормальные. Выбор же одного из них в качестве адекватного эмпирическому в целях практической гранулометрии зависит от оценки отклонения, полученной по одному из критериев согласия (Колмогорова, Пирсона и др.). Искомое отклонение зависит от параметров этих распределений — G и H' , которые для логнормального распределения являются соответственно математическим ожиданием и отклонением, а для распределения Вейбулла — параметрами формы и масштаба. В литературе [24, 29, 51, 59] изложены два пути их нахождения — статистический и аналитический. Статистический метод определения заключается в следующем: на основе экспериментального материала определяются средние выходы различных классов крупности и методом наименьших квадратов, находятся параметры G и H' . Затем на основе полученных параметров производится оценка отклонения.

Аналитический подход к определению G и H' состоит в следующем: Параметры функций распределения зависят от ряда факторов: физико-механических свойств и структурных характеристик породного массива, методов и схем взрывания, типа и параметров ВВ, а также параметров БВР. Поэтому G и H' строятся как функции от перечисленных выше факторов $G = f_1(x_1, x_2, \dots, x_n)$, $H' = f_2(x_1, x_2, \dots, x_n)$, где x_1, x_2, \dots, x_n — набор указанных факторов; n — их число.

В работе [27] предложено ограничиться рассмотрением десяти факторов, т. е. принять $n = 10$, а f_1, f_2 рассматривать как квадратичные формы десяти аргументов: $G = \sum_{i=1}^{10} \sum_{j=1}^{10} a_{ij}x_i x_j$, $H' = \sum_{i=1}^{10} \sum_{j=1}^{10} b_{ij}x_i x_j$.

Однако при таком построении выбор квадратичной формы функциональной зависимости осуществляется только для экспоненциального закона распределения. Кроме того, спорным является вопрос о характере определения области изменения основных аргументов. Так, например, аргумент X_3 означает трещиноватость, а его численное значение характеризуется удельной трещиноватостью. Однако остается

без рассмотрения такой важный фактор трещиноватости, как расстояние между берегами трещин, которое существенно влияет на передачу энергии волны и проникновение газов в породный массив при взрыве и, в конечном итоге, на дробление и распределение кусков взорванной горной массы. Коэффициенты a_{ij} , b_{ij} определяются опытным путем на основе экспериментальных данных, поэтому точность определения параметров G и H' лежит в пределах точности определения эмпирической функции распределения. Следовательно, такой аналитический подход к определению G и H' достаточно сложен и трудно осуществим в практических целях. При решении таких задач принимается подход, который позволяет по выборке экспериментальных данных без использования известных критериев согласия судить о применимости либо распределению Вейбулла, либо логнормального. Вместе с тем вводится такой критерий применимости распределения Вейбулла, при выполнении которого отклонение эмпирического распределения от теоретического закона не превышает 10 %, что весьма применимо на практике.

С использованием вычислительной техники проанализированы результаты более 200 взрывов, проведенных в различное время на карьерах Украины. Результаты сравнения полученных аналитических результатов с экспериментальными данными указывают на их удовлетворительное совпадение для широкого класса рассматриваемых пород в условиях различных карьеров.

Пусть $F(x) = 1 - \exp\left[-\left(\frac{x}{a}\right)^b\right]$ — закон распределения Вейбулла в интегральной форме, где x — линейный размер куска. Эти параметры обычно определяются на основе математической обработки статистических данных гранулометрического состава горной массы по одному из существующих методов (метод моментов, максимального правдоподобия, наименьших квадратов). Определим эти параметры методом наименьших квадратов. Для этого дважды дифференцируем $F(x)$

$$b \ln x - b \ln a = \ln[-\ln(1 - F(x))]. \quad (5.1)$$

После обозначения $A = -b \ln a$ требуется определить минимум выражения

$$\sum_{i=1}^n (b \ln x_i + A - z_i)^2 \rightarrow \min, \quad (5.2)$$

где n — число классов крупности; x_i — размер i -й фракции ($i = 1, \dots, n$); z_i — экспериментальный выход фракции, $z_i = \ln[-\ln(1 - y_i)]$.

Дифференцируя по b и A , имеем систему уравнений для определения этих параметров

$$\begin{cases} \sum \ln x_i (b \ln x_i + A - z_i) = 0; \\ \sum (b \ln x_i + A - z_i) = 0, \end{cases}$$

решив которую, получим:

$$a = \exp \left[\frac{\sum \ln^2 x_i \sum z_i - \sum \ln x_i \sum \ln x_i z_i}{n \sum \ln x_i z_i - \sum \ln x_i \sum z_i} \right]; \quad (5.3)$$

$$b = \frac{n \sum \ln x_i z_i - \sum \ln x_i \sum z_i}{n \sum \ln^2 x_i - (\sum \ln x_i)^2}. \quad (5.4)$$

Параметр масштаба a при этом приблизительно равен диаметру среднего куска, т. е. $a \approx d_{\text{ср}}$, и вычисляется по известной формуле $d_{\text{ср}} \int_0^{\infty} x f(x) dx$, где $f(x) = F'(x)$ — дифференциальная функция распределения Вейбулла.

Статистический анализ и данные работы [51] указывают на то, что областью изменения параметра формы является полуинтервал $[0,8, +\infty)$. Применение же распределения Вейбулла с параметром $b < 0,8$ для оценки гранулометрического состава взорванной горной массы ведет к неправильному вычислению выхода мелких фракций. В результате параметр a существенно отличается от диаметра среднего куска, вычисленного на основе экспериментальных данных по формуле

$$d_{\text{эксп}} = \sum_{i=1}^n \gamma_i a_i, \quad \text{где } \gamma_i \text{ — экспериментальный выход } i\text{-го класса в долях единицы; } a_i \text{ — его средний диаметр, } a_i = (x_{i-1} + x_i)/2.$$

Таким образом, возможность применения распределения Вейбулла в качестве адекватной функции распределения существенно зависит от диапазона изменения γ_i . В этой связи важно определение области применимости распределения Вейбулла на основе обработки экспериментальных данных гранулометрического состава взорванной горной массы.

Математически задачу можно сформулировать следующим образом. Пусть имеется гранулометрический состав $\{x_i\}$; x_i — классы крупности; $\{\gamma_i\}$ — экспериментальный выход i класса. Требуется определить такие границы изменения γ_i , при которых распределение Вейбулла будет удовлетворять одному из выбранных критериев согласия эмпирического распределения теоретическому. В качестве такого критерия согласия предлагается рассматривать разность между диаметрами среднего куска, вычисленными соответственно на теоретической и экспериментальной основах:

$$m' = |d_{\text{теор}} - d_{\text{эксп}}|. \quad (5.5)$$

Выбор в качестве меры близости между теоретической и экспериментальной функциями распределения такой разности имеет физический и аналитический смысл. Действительно, диаметр среднего куска — одним из самых важных технологических показателей, влияющих на показатели ведения БВР, поэтому его точное теоретическое определение представляет большой практический интерес. Кроме того, критерий близости по разности средних кусков находят из одного из общепринятых критериев согласия — критерия Колмогорова, что вытекает из следующего. Пусть $f(x)$, $f^*(x)$ — теоретическая и экспе-

риментальные функции распределения в дифференциальной форме;
 $m_K = \max |f(x) - f^*(x)|$ — мера Колмогорова. Тогда имеем

$$\begin{aligned} |d_{\text{теор}} - d_{\text{эксп}}| &= \left| \int_0^{l_{\text{max}}} x f(x) dx - \int_0^{l_{\text{max}}} x f^*(x) dx \right| = \\ &= \left| \int_0^{l_{\text{max}}} x [f(x) - f^*(x)] dx \right| \leq \\ &\leq \int_0^{l_{\text{max}}} x |f(x) - f^*(x)| dx \leq m_K \int_0^{l_{\text{max}}} x dx = \frac{l_{\text{max}}^2}{2} m_K. \end{aligned}$$

Поэтому если функции близки по мере Колмогорова, то они близки и по указанной мере.

Оценим теоретически меру согласно (5.5):

$$\begin{aligned} m_K &= |d_{\text{теор}} - d_{\text{эксп}}| = \left| \int_0^{l_{\text{max}}} x f(x) dx - \sum d_i \gamma_i \right| = \\ &= \left| \sum_{i=0}^{n-1} \int_{x_i}^{x_{i+1}} x f(x) dx - \sum_{i=0}^{n-1} d_i \int_{x_i}^{x_{i+1}} f(x) dx \right|. \end{aligned}$$

Используя теорему о среднем, имеем

$$\begin{aligned} &\left| \sum_{i=0}^{n-1} \int_{x_i}^{x_{i+1}} x f(x) dx - \sum_{i=0}^{n-1} d_i \int_{x_i}^{x_{i+1}} f(x) dx \right| = \\ &= \left| \sum_{i=0}^{n-1} \xi_i \int_{x_i}^{x_{i+1}} f(x) dx - \sum_{i=0}^{n-1} d_i \int_{x_i}^{x_{i+1}} f(x) dx \right| = \sum_{i=0}^{n-1} |\xi_i - d_i| \int_{x_i}^{x_{i+1}} f(x) dx; \\ &\quad \xi_i \in [x_i, x_{i+1}]. \end{aligned}$$

Так как d_i — середина интервала $[x_i, x_{i+1}]$, то $|\xi_i - d_i| \leq \frac{x_{i+1} - x_i}{2}$.

Поэтому, обозначая $x_{i+1} - x_i = \Delta$, имеем $m_K \leq \frac{\Delta}{2} \sum_{i=0}^{n-1} \int_{x_i}^{x_{i+1}} f(x) dx =$

$$= \frac{\Delta}{2} \int_0^{l_{\text{max}}} f(x) dx = \Delta/2.$$

Так как для равномерного разбиения на классы крупности $\Delta = l_{\text{max}}/n$, то окончательно запишем

$$|d_{\text{теор}} - d_{\text{эксп}}| \leq l_{\text{max}}/2n. \quad (5.6)$$

Для численного расчета примем $n = 12$, $l_{\text{max}} = 1,2$ м, тогда $|d_{\text{теор}} - d_{\text{эксп}}| \leq 0,05$ м и такая оценка вполне пригодна для практических расчетов. Формулу (5.6) можно использовать для проверки необхо-

димого условия применимости распределения Вейбулла. С учетом того что $d_{\text{теор}} = a$, из (5.6) имеем $a \leq d_{\text{эксп}} + l_{\text{max}}/\bar{z} n$ и пусть x_i — ближайший к a и больший a класс $x_i \geq a$. Тогда приняв $b = 1$, имеем $F(x_i) = 1 - \exp\{-x_i/a\} \geq 1 - \exp\{-1\} \approx 0,64$. Следовательно, суммарный выход определенных классов (0—200 мм) должен быть не менее 64 %.

Таким образом, для приемлемости распределения Вейбулла можно воспользоваться следующей методикой. Найдем $d_{\text{эксп}}$ по формуле $d_{\text{эксп}} = \sum \gamma_i d_i$ и ближайший класс x_i , больший $d_{\text{эксп}} + l_{\text{max}}/2n$; соответствующий этому классу процентный выход y_i должен превосходить величину $0,64 - \Delta F_i$, где ΔF_i — отклонение теоретической функции распределения от эмпирической, $\Delta F_i = |F(x_i) - y_i|$. Определим ниже критерий, позволяющий только по выборке экспериментальных данных y_i без использования величин ΔF_i , судить о кусковатости распределения Вейбулла эмпирического. Для этого рассмотрим равенство (5.4) $n = \sum \ln x_i z_i - \sum \ln x_i \bar{z} z_i = b$ или $\sum \ln x_i z_i - \sum \ln x_i \frac{\sum z_i}{n} = b [\sum \ln^2 x_i - \sum^2 \ln x_i/n]$. Обозначив $\sum z_i/n = \bar{z}$, $\ln x_i = c_i$, имеем $\sum c_i z_i = \bar{z} \sum c_i + b [\sum c_i^2 - \sum c_i/n]$. Так как $\sum c_i z_i \leq 0$, $\sum c_i < 0$, то

$$\bar{z} \sum c_i + b [\sum c_i^2 - \sum^2 c_i/n] \leq 0; \quad (5.7)$$

$$\bar{z} \geq \frac{b [\sum c_i^2/n - \sum c_i^2]}{\sum c_i}.$$

Далее запишем $\bar{z} = \frac{\sum z_i}{n} = \frac{\sum \ln(-\ln(1-y_i))}{n} = \frac{\ln \Pi(-\ln(1-y_i))}{n} = \ln \Pi^{1/n}(-\ln(1-y_i))$. По теореме о среднем геометрическом и среднем арифметическом

$$\begin{aligned} \ln \Pi^{1/n}(-\ln(1-y_i)) &\leq \ln \frac{\sum (-\ln(1-y_i))}{n} = \ln \left[\frac{-\ln \Pi(1-y_i)}{n} \right] = \\ &= \ln [-\ln \Pi^{1/n}(1-y_i)] \leq \ln \left[-\ln \frac{\sum (1-y_i)}{n} \right] = \ln [-\ln(1-\bar{y})], \end{aligned}$$

где $\bar{y} = \sum y_i/n$.

Таким образом, с учетом (5.7)

$$\ln [-\ln(1-\bar{y})] \geq \frac{b [\sum^2 c_i/n - \sum c_i^2]}{\sum c_i}. \quad (5.8)$$

Преобразовав (5.8), получим $\bar{y} \geq 1 - \exp \left\{ -\exp \left\{ \frac{b [\sum^2 c_i/n - \sum c_i^2]}{\sum c_i} \right\} \right\}$.

Переходя от y_i к выходам фракций γ_i , имеем

$$\begin{aligned} \gamma_1 + \frac{n+1}{n} \gamma_2 + \frac{n-2}{n} \gamma_3 + \dots \\ \dots + \frac{1}{n} \gamma_n \geq 1 - \exp \left\{ -\exp \left\{ \frac{b [\sum^2 c_i/n - \sum c_i^2]}{\sum c_i} \right\} \right\} \quad (5.9) \end{aligned}$$

$$\sum_{i=1}^{n-1} \frac{n-i}{n} \tau_{i+1} \approx 1 \text{ (критерий)}$$

Критерий Вейбулла, позволяющий проверить соответствие эмпирических данных функции Вейбулла.

В рассуждениях случай $h = 1$, тогда распределение имеет вид экспоненциальное.

$$F(x) = 1 - \exp\{-x/c\}$$

Критерий Вейбулла имеет значение критерия $W = 0,11$ при $n = 10$ и $h = 1$ в области $x_i = (0,10)$.

Таким образом распределение на классе $0-0,2$ мм. При этом расчеты градиентного критерия для данного класса. Из (5.9) получим

$$\sum_{i=1}^{n-1} (n-i) \tau_{i+1} \approx 11,51$$

Формулой (5.11) можно пользоваться для проверки соответствия эмпирического закона распределения. Для этого выражение (5.11) запишем в виде

$$\bar{y} = \frac{\sum_{i=1}^{n-1} (n-i) \tau_{i+1}}{n^2} \approx 1,151 \quad (5.12)$$

Из (5.10) имеем $\tau_i = 1 - \exp\{-x_i/c\}$

$$\bar{y} = \frac{\sum_{i=1}^{n-1} \exp(x_i/c)}{n^2} \approx 1 - \frac{\sum_{i=1}^{n-1} \exp(x_i/c)}{n^2}$$

Обращая ввиду малости член $\exp\{-x_1/c\}$

$$\bar{y} \approx 1 - \frac{\exp(-x_1/c)}{(1 - \exp(-x_1/c)) n^2} \approx 1 - \frac{\exp(-x_1/c)}{n^2}$$

С учетом (5.12) $1 - \frac{1}{(\exp(x_1/c) - 1) n^2} \approx 0,88$, откуда, преобразуя, получим $\exp(x_1/c) = 1,62$; $a = a_{\text{теор}} \leq \frac{x_1}{\ln 1,62} = 0,21$, где в качестве x_1 принят $x_1 = 0,1$. Так как $|a_{\text{теор}} - a_{\text{эксп}}| \leq 0,05$ м, то $a_{\text{эксп}} = 0,26$ м.

Таким образом, экспоненциальное распределение в качестве адекватного для описания следует применять при диаметре среднего зерна в породе 20 мкм, т.е. при мелком дроблении взорванной горной породы. При этом диаметр зерна в первом классе (0-0,2) должен превосходить $\frac{1}{\ln(1,62)} \approx 0,9$ (90 %). Критерий (5.9) использовался для проверки соответствия эмпирического распределения Вейбулла к описанию

гранулометрического состава взорванной горной массы на железорудных карьерах Кривбасса, ДФДК, а также на Кременчугских гранитных карьерах. В табл. 23 представлен гранулометрический состав горной массы, полученный при 20 массовых взрывах, проведенных на этих карьерах. Выбрав $n = 6$ (классов крупности), а $b \geq 0,8$, при этих параметрах получили численную оценку критерия (5.9) $\bar{y} \geq 0,81$. В табл. 23 указаны значения \bar{y} , $d_{\text{эксп}}$, $d_{\text{теор}}$ и относительная погрешность между ними. Из анализа таблицы следует, что лишь для одного массового взрыва $\bar{y} < 0,81$, при этом относительная ошибка, в вычислении диаметров средних кусков превысила 10%. Для \bar{y} , превосходящих 0,9, ошибка также была больше 10%. Подобное характерно для 6 взрывов. Как видно из анализа результатов этих взрывов, все они характеризуются высоким выходом мелких фракций. Таким образом, как было показано выше, критерий (5.9) дает нижнюю оценку для последовательности $\{y_i\}$. Для их оценки сверху рассмотрим равенство (5.4) $\sum c_i (z_i - \bar{z}) = b [\sum c_i^2 - \sum^2 c_i / n]$. Обозначая $c_i = \omega_i$, $\omega_i > 0$, и учитывая, что $b \geq 0,8$, получаем

$$\sum \omega_i (z_i - \bar{z}) \leq 0,8 [\sum \omega_i^2 - \sum^2 \omega_i / n]. \quad (5.13)$$

Покажем, что левая часть выражения (5.13) возрастает по совокупности z_i , и таким образом докажем, что оценка (5.13) есть оценка сверху. Пусть $z'_i > z_i$. Докажем, что $\sum \omega_i (z'_i - \bar{z}') \geq \sum \omega_i (z_i - \bar{z})$ или $\sum \omega_i (z'_i - z_i) \geq \sum \omega_i (\bar{z}' - \bar{z})$. Так как $\bar{z} = \sum z_i / n$, то требуется доказать, что

$$\sum \omega_i (z'_i - z_i) \geq \frac{\sum \omega_i}{n} \sum (z'_i - z_i). \quad (5.14)$$

Выражение (5.15) представляет собой неравенство Чебышева для последовательностей $\{\omega_i\}$, $\{z'_i - z_i\}$, которое выполняется, если только обе указанные последовательности или убывающие, или возрастающие. Последовательность $\omega_i = -\ln x_i$ — убывающая, а величину z_i можно выбрать таким образом, чтобы $\{z'_i - z_i\}$ убывала. Итак, доказано, что неравенство (5.13) представляет собой оценку сверху. Возвращаясь к переменным y_i и проводя преобразования, получаем

$$\prod_{i=1}^n \left[\frac{\ln(1 - y_i)}{\ln(1 - \bar{y}_i)} \right]^{\omega_i} \leq \exp \left\{ 0,8 \left[\frac{\sum^2 \omega_i}{n} - \sum \omega_i^2 \right] \right\}. \quad (5.15)$$

Из (5.14), (5.15) можно получить приближенную оценку для выхода y_1 класса $(0 - X_1)$. Из (5.15) имеем

$$y_1 \leq 1 - \exp \left\{ - \exp \left\{ \frac{z \sum \omega_i + 0,8 [\sum^2 \omega_i / n - \sum \omega_i^2]}{\omega_i} \right\} \right\}.$$

Выше установлено, что $z \geq 0,8 \left[\frac{\sum^2 \omega_i / n - \sum \omega_i^2}{\sum \omega_i} \right]$.

Анализ гранулометрического состава взорванной горной массы для взрывов из табл. 22 указывает на то, что z изменяется от 0,7 до

Т а б л и ц а 23. Экспериментальные и расчетные характеристики кусковатости взорванной горной массы на карьерах

Предприятие	Коэффициент крепости пород	Процентное содержание фракций (мм)						η	Диаметр среднего куска, мм		Относительная погрешность, %
		0—200	200—400	400—500	600—800	800—1000	1000—1200		по экспериментальным данным	расчетный	
КЦГОК	Кварциты										
	10—14	86,8	6,4	3,9	1,7	0,8	0,3	0,971	158	119	24,7
	12—14	71,9	14,6	9,6	2,3	0,3	0,7	0,906	197	171	13,2
	14—16	68,6	16,0	8,4	5,3	0,3	1,2	0,892	214	202	5,6
	14—18	61,4	22,7	4,6	6,9	2,5	1,5	0,879	245	252	2,9
	14—18	58,5	23,0	7,2	5,4	3,5	1,9	0,867	246	258	4,9
ЮГОК	16—18	52,1	26,2	8,1	4,9	4,8	2,8	0,838	279	263	5,1
	14—18	43,3	34,9	8,8	5,6	4,8	2,2	0,824	313	284	9,3
ЮГОК	Руда										
	12—17	62,1	19,2	14,9	2	1	0,6	0,894	224	205	8,5
ЮГОК	Руда										
	13—16	63,5	23,0	9,1	2,2	1,4	0,4	0,891	210	224	6,7
ИНГОК	Сланцы										
	8—18	70,4	20,7	6,0	1,6	1,0	0,2	0,931	185	162	12,4
	16—18	76,4	11,5	8,0	1,7	2,0	0,3	0,928	183	149	18,6
НКГОК	Руда										
	12—17	68,8	24,5	5,1	0,8	0,4	0,2	0,932	179	151	15,6
ДФДК	Доломиты										
	8—10	65,4	13,0	10,0	4,7	6,5	0,2	0,87	248	225	9,3
	8—10	63,2	16,2	9,2	6,2	4,8	0,1	0,876	245	231	5,7
	Известняки										
	8—10	52,4	12,8	16,2	10,9	7,1	0,5	0,82	317	312	1,6
	6—8	74,3	9,4	6,3	4,5	5,0	0,4	0,903	215	177	17,6
	8—10	62,1	13,7	11,3	7,2	5,0	0,2	0,864	257	243	5,4
Кременчугские гра- нит — ка- рьеры	Граниты										
	12—14	57,0	20,8	6,7	6,3	1,7	5,5	0,83	260	266	1,1
	12—14	58,5	19,5	10,1	7,0	4,2	2,0	0,847	289	273	5,5
	14—16	44,9	10,1	15,2	11,7	11,8	3,6	0,74	442	387	12,5

0,8. Для численного расчета можно принять $z = 0,75$. Принимая $n = 6$, $\omega_1 = \ln 0,2$, получим, что $y_1 \leq 70\%$. Таким образом, теоретический расчет подтверждается экспериментальными данными (табл. 23), так как для указанных выше взрывов выход класса y_1 превосходит 70% в пяти случаях, из шести, а в одном случае неравенство (5.15) не выполняется. Итак, полученные неравенства (5.8) и (5.15) устанавливают необходимые и достаточные условия применимости распределения Вейбулла, позволяющие судить о кусковатости данного распределения на основе выборки экспериментальных данных.

С помощью ЭВМ рассчитывали параметры распределения Вейбулла и величины предложенного критерия для 20 и более характерных взрывов, проведенных в различных типах пород на карьерах Кривбасса. Результаты расчетов приведены в приложении 4. Знаки «+», о которых сказано в примечании, указывают на то, что для всех выбранных взрывов предложенные неравенства выполняются. Это свидетельствует о том, что в большинстве случаев для расчета гранулометрического состава целесообразно применять распределение Вейбулла. Вместе с тем анализ имеющихся в литературе данных показал, что некоторыми авторами установлено соответствие эмпирического распределения взорванной горной массы логнормальному закону. Известно, что А. Колмогоров обосновал применимость этого закона для описания фракционного состава диспергированного материала в процессах, при которых эффект разрушения накапливается (мелкое дробление, измельчение). Полученные результаты доказывают, что преобладание мелких классов (0—0,2 м) при взрывном разрушении (аналогия среднего и мелкого механического дробления) отмечено лишь в случаях применения специальных способов управления энергией взрыва, обеспечивающих резкое увеличение циклов нагружения на единицу объема.

2. Прогнозирование результатов взрыва на карьерах

Для внедрения ЦПТ и ПТ на железорудных карьерах Кривбасса необходимо получать после взрыва горную массу определенного гранулометрического состава. Качественный состав продуктов дробления руд и пород взрывом зависит от их физико-механических свойств, структурных особенностей массива, методов и условий взрывания, конструктивных особенностей зарядов и типов ВВ.

В настоящее время оперативно определять расчетным путем результаты взрыва достаточно сложно из-за отсутствия теоретических положений, которые учитывали бы множество влияющих факторов. Поэтому для исследования результатов дробления при массовых взрывах целесообразно применять методы математической статистики, которые позволяют обобщить экспериментальный материал и выявить основные закономерности процесса получения взорванной горной массы в промышленных условиях, т. е. найти математическую модель взрывного комплекса и управления параметрами взрыва [38]:

Для построения статистических моделей использован накопленный

экспериментальный материал на карьерах Кривбасса (ЮГОК, НКГОК, ЦГОК). На характер разрушения горного массива влияют не только регулируемые параметры, такие, как диаметр скважины, удельный расход, размеры сетки скважины, удельный расход ВВ, размеры сетки скважины и другие, но и случайные факторы, например: распределение дефектов структуры породы, наличие естественной трещиноватости, разброс интервалов замедлений и т. д. Поэтому взрывной комплекс является стохастическим объектом регулирования с детерминированными и случайными параметрами и выходом — взорванная горная масса, распределение фракций которой имеет вероятностный характер. В связи с этим целесообразно проводить статистические исследования по установлению вида функции распределения кусков по крупности во взорванной горной массе.

Очевидно, что параметры функции распределения будут подвержены колебаниям в зависимости от изменения перечисленных выше факторов. Поэтому для решения задачи прогнозирования качества массового взрыва необходимо аналитически определить зависимости параметров распределения гранулометрического состава взорванной горной массы от параметров БВР, горногеологических условий и случайных возмущений.

При статистическом анализе проверены гипотезы соответствия законов распределения диаметров фракций во взорванной горной массе известным законам распределения случайных величин. Согласно величинам критерия согласия Пирсона χ^2 , может быть правдоподобной гипотеза о логарифмически нормальном распределении диаметров фракций, т. е. функция плотности вероятности

$$P(x) = \frac{1}{x\sigma\sqrt{2\pi}} \exp\left\{-\frac{(\ln x - a)^2}{2\sigma^2}\right\}, \quad (5.16)$$

где x — диаметр фракции, м; a' — математическое ожидание нормального распределения величины $\ln x$.

Критерий χ^2 для исследуемых экспериментальных данных при проверке логнормального закона распределения изменялся в пределах 0,9—15 для $S = 10$ степеней свободы, что свидетельствует о случайном расхождении эмпирической и теоретической функции распределения.

Закон распределения диаметров фракций является аналитическим описанием качественного состава результата массового взрыва. Поскольку рассматриваемый логнормальный закон является двухпараметрическим, то значения параметров a' и σ полностью определяют конкретный вид функций (5.16), т. е. характеризуют степень дробления взорванной горной массы и могут быть использованы в качестве статистических оценок характера дробления массива взрывом. Ниже рассматривается влияние параметров БВР и горногеологических характеристик массива на величины a' и σ . Для выявления зависимости между параметрами распределения и параметрами БВР (высотой уступа H (м), диаметром скважины $d_{\text{скв}}$ (мм), удельным расходом ВВ q (кг/м³), размерами сетки скважин и другими параметрами) вычислены величины коэффициентов корреляции, анализ которых

показал, что устойчивая статистическая связь наблюдается между параметром распределения a' и БВР — высотой уступа, длиной забойки, удельным расходом и категорией по взрываемости, между параметром распределения σ и длиной забойки. При дальнейшей статистической обработке исследуемых параметров построены линии парной множественной регрессии из класса функций вида параболы [10]

$$y = A_0 + A_1x + A_2x^2 + A_3x^3, \quad (5.17)$$

которая лучше всего описывает взаимосвязь параметра a' с диаметром скважины, расстоянием между скважинами, коэффициентом сближения скважин и категорией по взрываемости: между параметром σ и удельным расходом ВВ, диаметром скважины и категорией по взрываемости B .

Конкретный вид линий регрессий следующий: $a' = 0,63 - 0,02d_{\text{СКВ}} + 10^{-4} \cdot 0,36a_{\text{СКВ}}^2$; $a' = 0,27 - 0,7a_c + 0,05a_c^2$; $a' = -6,69 + 8,92m_c - 4,27m_c^2$; $a' = -4,18 + 0,84B - 0,08B^2$; $\sigma = 2,24 - 0,01d_{\text{СКВ}} + 10^{-4} \times 0,18d_{\text{СКВ}}^2$; $\sigma = -0,75 + 3,36q - 2,15q^2$; $\sigma = 0,95 + 0,18B - 0,092B^2$. Влияние коэффициента сближения скважин m_c и расстояния между скважинами на σ , удельного расхода ВВ q на a' носит нелинейный параболический характер вида (5.17):

$$\sigma = -3,17 + 2d_{\text{СКВ}} - 0,3d_{\text{СКВ}}^2; \quad \sigma = -15,04 + 46,16m_c - 44,54m_c^2; \\ a' = 15,61 - 82,28q + 122,03q^2.$$

При дальнейшем статистическом анализе были построены уравнения множественной регрессии в виде

$$a' = -2,258 - 0,031H + 0,0011d_{\text{СКВ}} - 0,034l_{\text{заб}} - 0,073m + 0,26B; \quad (5.18)$$

$$\sigma = 0,87 - 0,01H + 10^{-3} \cdot 0,57d_{\text{СКВ}} - 0,033l_{\text{заб}} - 0,085m_c + 0,043B. \quad (5.19)$$

Величины коэффициентов множественной корреляции 0,87 и 0,77 соответственно для a' и σ показывают, что основные факторы, влияющие на исследуемые параметры, выбраны правильно. Ошибка аппроксимации составляет 4 и 5 % для a' и σ . Это позволяет сделать вывод о том, что линейная модель достаточно точно описывает взаимосвязь между исследуемыми параметрами. При уточнении линейной модели нелинейными методами Брондона и методом сечений не получено значительных уменьшений ошибки аппроксимации. Для построенного уравнения множественной регрессии в виде полной параболы второго порядка ошибки аппроксимации уменьшились до 2,3 и 1,9 %, а значения корреляционных отношений выросли до 0,95 и 0,96 для a' и σ соответственно.

Поскольку уменьшение ошибки аппроксимации при замене линейной модели полной параболой составляют всего 1,7 и 3,7 % для a' и σ , то ввиду простоты использования линейная модель может быть рекомендована для практических расчетов гранулометрического состава взрываемого горного массива.

Уравнения (5.18), (5.19) являются уравнениями связи между входными и выходными параметрами взрывного комплекса, которые позволяют прогнозировать качество взрыва горной массы в зависимости от параметров БВР и геологических характеристик массива. На основании проведенного статистического анализа промышленных взрывов предложены статистические оценки качества дробления взорванной горной массы и построена линейная модель, позволяющая прогнозировать качество взорванной горной массы в зависимости от параметров БВР и горногеологических характеристик массива.

3. Прогнозирование параметров кусковатости пород

При статистическом моделировании процессов и параметров БВР необходимо знать характер распределения, которым описывается кусковатость взорванной горной массы относительно линейных размеров. Задача определения закона распределения заключается в том, чтобы найти аналитическое описание, наиболее близкое к эмпирическому распределению гранулометрического состава горной массы. В этом случае используются наиболее обоснованные с физических позиций теоретические распределения логнормальное [25], Пуассона [86], Вейбулла [30, 73].

Для проверки возможности описания одним из перечисленных законов были выполнены исследования гранулометрии в условиях ряда карьеров Кривбасса. Проведены замеры гранулометрического состава горной массы, полученной в результате массовых взрывов с применением многорядного короткозамедленного взрывания зарядов сплошной конструкции, соединенных по диагональной схеме.

Соответствие эмпирического распределения одному из теоретических законов определялось с использованием критериев χ^2 — Пирсона, Колмогорова, Мизеса — Смирнова. Результаты проверки (по указанным критериям согласия) показали, что наиболее применимым законом для описания распределения гранулометрического состава взорванной горной массы по фракциям является закон Вейбулла

$$F(x) = 1 - \exp\{-x^{\alpha\beta}\}, \quad (5.20)$$

где α , β — параметры распределения; x — линейный размер фракции.

Этот результат согласуется с теоретическим выводом о распределении кусков по размерам в соответствии с законом Розина — Раммлера (Вейбулла) в случаях взрывов с относительно малым удельным расходом ВВ (обычно не более 1 кг/м³), например при взрывах рыхления. Когда взрывы производятся при больших удельных расходах ВВ (интенсивное дробление), существенным становится влияние дополнительного объемного дробления. В этих случаях гранулометрический состав взорванной горной массы описывается логарифмически нормальным законом распределения [18, 58]. Важное значение для реализации данного вывода на практике имеет применение эффективных методов управления энергией взрыва, обеспечивающих взрывание

в зажатой среде, усиление действия газов взрыва и их лучшее запыряние, а также увеличение числа циклов нагружения.

Величины α и β в формуле (5.21) определяют параметры закона Вейбулла и могут быть использованы в качестве статистических оценок характеристик дробления массива взрывом. В связи с этим рассмотрим, какое влияние оказывают параметры БВР и горногеологические характеристики массива на эти величины. В общем виде зависимости параметров закона распределения Вайбулла от параметров буровзрывного комплекса можно записать следующим образом:

$$\begin{aligned}\alpha &= \alpha(\varphi_1, \varphi_2, \dots, \varphi_n, z_1, z_2, \dots, z_k) \\ \beta &= \beta(\varphi_1, \varphi_2, \dots, \varphi_n, z_1, z_2, \dots, z_k),\end{aligned}\quad (5.21)$$

где $\varphi_1, \varphi_2, \dots, \varphi_n$ — параметры БВР; z_1, z_2, \dots, z_k — характеристики физико-механических свойств горных пород.

По величинам коэффициентов парной корреляции между параметрами БВР и закона распределения гранулометрического состава горной массы производится отбор наиболее существенных и определяется вид зависимости между отобранными параметрами БВК и параметрами закона распределения Вейбулла, что математически сводится к нахождению уравнений регрессии.

Конкретный вид зависимостей (5.21) устанавливается методом корреляционного анализа. Для каждого промышленного взрыва с характеристиками φ и z вычисляются значения параметров распределения Вейбулла α и β . Определение вида данных зависимостей производится в линейной форме

$$y = b_0 + b_1\varphi_1 + b_2\varphi_2 + \dots + b_n\varphi_n + b_{n+1}z_1 + \dots + b_{n+k}z_k,$$

в нелинейной

$$\begin{aligned}y &= b_0 + b_1\varphi_1 + \dots + b_n\varphi_n + b_{11}\varphi_1^2 + b_{12}\varphi_1\varphi_2 + \dots + b_{1n}\varphi_1\varphi_n + \\ &+ b_{22}\varphi_2^2 + \dots + b_{nn}\varphi_n^2 + b_{n+1}z_1 + \dots + b_{n+k}z_k^2.\end{aligned}$$

В таблице (приложение 5) приведены значения параметров распределения Вейбулла для гранулометрического состава взорванной горной массы 60 стандартных промышленных взрывов. На основании полученных данных построены зависимости параметров α и β закона Вейбулла от параметров БВР:

линейная

$$\begin{aligned}\alpha &= 0,5034 + 0,1546a_c - 0,025H + 0,532l_{заб} - 0,0115l_{пер} + \\ &+ 0,3965q - 0,0095a/d;\end{aligned}\quad (5.22)$$

$$\begin{aligned}\beta &= 1,4815 - 1,6863a_c + 0,1579H + 0,8384l_{заб} + 0,1015l_{пер} + \\ &+ 4,3273q + 0,108a_c/d;\end{aligned}\quad (5.23)$$

нелинейная

$$\begin{aligned}\alpha &= 0,6416 + 0,5756a_c - 0,0498a_c^2 - 4,6008 + 0,5938H - 0,019H^2 - \\ &- 0,0722 + 0,0257l_{заб} - 6,0407 + 1,7648l_{пер} - 0,1282l_{пер}^2 + 8,3817 + \\ &+ 33,8644q + 44,7482q^2 - 19,3408q^3 + 0,0667 - 0,0025;\end{aligned}\quad (5.24)$$

$$\begin{aligned} \beta = & 30,0977 - 10,8273a_c + 1,1586a_c^2 - 24,8812H + 3,015H^2 - 0,0905H^3 + \\ & + 26,1663 - 13,1758l_{заб} + 11,753l_{заб}^2 - 1,4146l_{заб}^3 + 208,376 - \\ & - 97,727l_{пер} + 15,1715l_{пер}^2 - 0,7791l_{пер}^3 + 10,4207 - 31,06l_{заб} + \\ & + 22,7417q^2 - 1,2864a_c/d + 0,049. \end{aligned} \quad (5.25)$$

Анализ взаимосвязи между параметрами закона Вейбулла и БВР для распределения гранулометрического состава взорванной горной массы позволяет перейти к построению математической модели БВК. В результате обоснования для определенных условий закона распределения Вейбулла математическую модель БВК можно представить в виде

$$\begin{aligned} V(\varphi_1, \dots, \varphi_n, z_1, \dots, z_k) &= F(d) - F(c) = \\ &= \exp\{-c^{\alpha(\varphi_1, \dots, \varphi_n, z_1, \dots, z_k)} \beta(\varphi_1, \dots, \varphi_n, z_1, \dots, z_k)\} - \\ &- \exp\{-d^{\alpha(\varphi_1, \dots, \varphi_n, z_1, \dots, z_k)} \beta(\varphi_1, \dots, \varphi_n, z_1, \dots, z_k)\}, \end{aligned} \quad (5.26)$$

где $V(\varphi_1, z_k)$ — выход класса $[c, d]$; $F(c)$, $F(d)$ — значения интегральных функций распределения для границ класса фракций c и d при $c \leq d$.

Функция многих переменных $F(\varphi_1, \dots, \varphi_n, z_1, \dots, z_k)$, определяемая соотношением

$$\begin{aligned} F(\varphi_1, \dots, z_k) &= 1 - \exp\{-x^{\alpha(\varphi_1, \dots, \varphi_n, z_1, \dots, z_k)} \times \\ &\times \beta(\varphi_1, \dots, \varphi_n, z_1, \dots, z_k)\}, \end{aligned} \quad (5.27)$$

является функцией распределения диаметров фракций (x) взорванной горной массы, зависимой от параметров БВК. Значение этой функции дает суммарное процентное содержание фракций — x .

Вероятность попадания случайной величины в заданный интервал $(x_1, x_1 + \Delta x)$, описываемая функцией вида

$$V(\varphi_1, \dots, \varphi_n, z_1, \dots, z_k) = F(x_1 + \Delta x) - F(x), \quad (5.28)$$

может служить характеристикой выхода горной массы с линейными размерами кусков, заключенных в интервале Δx :

Уравнения (5.21), (5.26) — (5.28) в общем виде являются уравнениями связи между входными и выходными параметрами взрывного комплекса, которые позволяют прогнозировать качество взрывной подготовки горной массы в зависимости от параметров БВР и горно-геологических характеристик массива. Гранулометрический состав горной массы (выход определенного класса) рассчитывается по формуле

$$\begin{aligned} P_{рас} &= \exp\{-x^{\alpha(\varphi_1, \dots, \varphi_n, z_1, \dots, z_k)} \beta(\varphi_1, \dots, \varphi_n, z_1, \dots, z_k)\} - \\ &- \exp\{-(x + \Delta x)^{\alpha(\varphi_1, \dots, \varphi_n, z_1, \dots, z_k)} \beta(\varphi_1, \dots, \varphi_n, z_1, \dots, z_k)\}. \end{aligned} \quad (5.29)$$

Под задачей оптимизации понимается обеспечение определенного выхода заданной фракции гранулометрического состава взорванной горной массы. Задачи оптимизации такого типа являются частным случаем общих задач, а в более общем виде такая задача формулиру-

Т а б л и ц а 24. Расчетные и экспериментальные данные гранулометрического состава горной массы

Номер взрыва	Суммарный выход фракций (м), %					
	0—0,2	0—0,4	0—0,5	0—0,7	0—0,9	0—1,2
1	72,4	80,8	86,0	90,9	93,7	95,0
	68,5	77,2	81,5	86,2	88,2	90,4
2	73,7	81,5	85,1	88,2	89,2	100,8
	73,0	83,8	85,8	98,5	98,7	98,0
3	83,3	85,1	89,6	99,0	98,9	99,9
	90,1	97,1	88,0	95,0	100,0	98,0
60	94,4	99,1	99,1	99,0	99,9	99,9
	90,1	97,1	98,0	100,0	100,0	100,0

Примечание. Над чертой — расчетный показатель; под чертой — экспериментальный.

ется в терминах оценки эффективности процесса. Для решения оптимизации нужно располагать ресурсами оптимизации. С этой целью, во-первых, объект оптимизации должен обладать определенными управляющими воздействиями, которые позволяют изменить его состояние в соответствии с теми или иными требованиями. Во-вторых, необходимо наличие количественной оценки интересующего качества объекта оптимизации. Только при выполнении этого требования можно сравнивать эффект от выбора тех или иных управляющих воздействий. В выбранной модели в качестве управляющих воздействий выступают параметры БВК (диаметр скважины, перебур, время замедления и др.), а количественной оценкой служит суммарный выход определенной фракции. Задачей оптимизаций БВК является обеспечение максимального выхода заданной фракции.

Для расчета за исходные были приняты данные замеров гранулометрического состава и параметры БВР карьера ИнГОКа. Результаты расчета по формуле (5.29) для четырех из 360 взрывов представлен в табл. 24. Из анализа приведенных данных следует, что наилучшее (более близкое) совпадение наблюдается с увеличением линейных размеров кусков x . При $x = 0,2$ м максимальное отклонение расчетного гранулометрического состава от экспериментального не превышает 15 %. Это отклонение постепенно уменьшается с увеличением x . В качестве примера рассчитаем суммарный выход фракции 0—0,4 м по полученным зависимостям (5.22), (5.23), (5.28):

$$V_{-0,4} = (B, H, l_{заб}, l_{пер}, q, a/d) = F(0,4) - F(0) =$$

$$= 1 - \exp\{0,4^{\alpha(B, H, l_{заб}, l_{пер}, q, a/d)} \beta(B, H, l_{заб}, l_{пер}, q, a/d)\}. \quad (5.30)$$

Применяемые параметры БВР и результаты их расчета при фиксированных значениях категории по взрываемости и высоты уступа представлены в табл. 25.

Т а б л и ц а 25. Результаты расчета параметров БВР

Параметр БВР	Высота уступа, м		
	16,5	15	12
Глубина скважины, м	19,8	18,0	15,0
Длина забойки, м	7,0	6,0	5,0
Величина перебура, м	3,3	3,0	3,0
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,91	0,8	0,68
Отношение расстояния между скважинами в ряду к их диаметру	20,0	25,0	28,0
Выход фракции 0—0,4 м, %	98,6	98,8	98,97

Примечание. При высотах уступа, равных 16,5; 15 и 12 м категории взрываемости V, IV и III соответственно.

Предыдущими исследованиями установлена возможность прогнозирования распределения гранулометрического состава взорванной горной массы на карьерах при оптимизации основных параметров БВК.

Известно, что эффективность управления энергией взрыва при разрушении горных пород во многом предопределяется взаимосвязью между результатами взрыва, параметрами БВР и структурными характеристиками разрушаемого массива. Обычно аналитический подход к созданию математической модели БВР неприемлем из-за сложности получаемых зависимостей и недостаточной точности решения задачи. Для промышленных условий более приемлемо построение математической модели на основе аналитического описания и экспериментальных данных, отражающих количественные закономерности в исследуемом процессе. Особенность экспериментального исследования заключается в том, что определяются зависимости между непосредственно интересующими исследователя величинами, которые поддаются измерению. Эти величины в большинстве случаев являются укрупненными и усредненными показателями прочностных свойств массива, параметров расположения зарядов, качества подготовки взорванной горной массы и других характеристик. Выполненные исследования включали разработку математической модели БВР с применением методов математической статистики и с учетом строения горного массива — флюсовых известняков ДФДК. В качестве основного источника информации принимался пассивный эксперимент, т. е. обрабатывали результаты, полученные при промышленных взрывах в породах с различным структурным строением по различным промышленным зонам месторождения флюсовых известняков при одном и том же методе ведения взрывных работ. При этом анализировали результаты промышленных взрывов по основным зонам, представленным крупноблочными известняками и доломитами.

Структурное строение пород определяли с помощью метода наземной стереосъемки. В связи с тем что процесс оптимизации с использованием параметров распределения Вейбулла требует представительной выборки, в данном случае была принята регрессионная модель выхода фракций 0,2—0,4 как функция наиболее значимых параметров. Были отобраны следующие параметры: a_1/a_0 — отношение

расстояния между скважинами в ряду к диаметру скважины; \bar{W}/d — отношение ЛСПП к диаметру скважины; b_p/d — отношение расстояния между рядами скважин к диаметру скважины; $d_{e.o}$ — средний диаметр естественной отдельности; q — удельный расход ВВ.

С использованием элементов теории множественной корреляции для линейной модели выход фракций с размером 0,2—0,4 м можно представить в виде

$$\gamma_{0,2-0,4} = 0,0476 + 0,0017a_c/d + 0,0156d_{e.o} + \\ + 0,0043q - 0,0027b_p/d + 0,0015W/d. \quad (5.31)$$

Нахождение оптимального значения $\gamma_{0,2-0,4}$ при заданных пределах изменения параметров БВР и определении при этом их значений производится по программе оптимизации. Вся область изменения переменных разбивается на подобласти, в каждой из которых отыскиваются и определяются соответствующие значения параметров БВР. Из всех найденных значений выбираются те, при которых оптимизируемая функция принимает наибольшее значение.

Как установлено в результате выполненных расчетов, для известняков и доломитов IV, VI, VIII, IX зон наибольший выход фракции 200—400 мм, равный 19,7 %, достигается при следующих параметрах БВР:

IV зона:

$$a_c/d = 37,6; d_{e.o} = 1,37 \text{ м}; q = 0,382 \text{ кг/м}^3; b_p/d = 34,8; W/d = 38,7;$$

VI зона:

$$a_c/d = 36,4; d_{e.o} = 1,42 \text{ м}; q = 0,368 \text{ кг/м}^3; b_p/d = 36,1; W/d = 38,4;$$

VIII зона:

$$a_c/d = 36,6; d_{e.o} = 1,48 \text{ м}; q = 0,372 \text{ кг/м}^3; b_p/d = 34,6; W/d = 41,2;$$

IX зона:

$$a_c/d = 38,8; d_{e.o} = 1,28 \text{ м}; q = 0,370 \text{ кг/м}^3; b_p/d = 34,8; W/d = 42,8.$$

В табл. 26 представлены некоторые оптимальные параметры БВР, при которых выход фракций 0,2—0,4 м будет максимальным.

Таким образом, разработанные принципы методологии решения задач в области БВР с применением ЭВМ позволяют прогнозировать заданную в соответствии с технологическими требованиями на открытых горных работах фракцию раздробленной взрывом горной массы, сокращают сроки расчетов и способствуют оперативному управлению БВР.

Т а б л и ц а 26. Оптимальные параметры БВР в условиях ДФДК (Восточный карьер)

Параметр БВР	Зона			
	II	III	IV	V
Расстояние между скважинами в ряду, м	7,4	7,2	8,3	8,2
Расстояние между рядами скважин, м	6,5	6,2	7,1	7,2
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,382	0,368	0,372	0,370
Соппротивление по подошве уступа, м	8,8	8,6	9,0	9,0

Приложение 1

Программа на языке Фортран для ЕС 1020-1022

Обозначения переменных в программе:

NSKV — номер скважины
MPR — признак «руда» или «скала» (1 или 2)
IDSK — диаметр скважины расчетный
VS, VSF — высота уступа расчетная и фактическая соответственно
GLS, GLSF — глубина скважины расчетная и фактическая соответственно
PER, PERF — перебур расчетный и фактический соответственно
VSTF — высота столба воды фактическая
LSPF, LSPPF — ЛСПП расчетная и фактическая соответственно
RMS, RMSF — РМС расчетное и фактическое соответственно
RMRS, RMRSF — РМР расчетное и фактическое соответственно
IVMES — вместимость скважины расчетная
NR — номер ряда
ZABL, ZARL — длина забойки и заряда фактическая
IQVV — масса заряда ВВ в скважине общая
IQNV, IQVOD — масса заряда НВВ и ВВВ в скважине соответственно
NL, NST, NSEK — номер листа, строки и секции соответственно
KSK — количество скважин в секции
LSEK — длина секции
QSEM — ограничение по сейсмике
NVZR, CVZR — начало и конец взрыва соответственно
POT — пауза
OPS — объем породы на скважину

Описание программы

1. Описание используемых массивов (как вводимых, так и рабочих).
2. Ввод числа скважин (N), рядов (M), коэффициентов забойки для 1-го, последующих (SL) рядов и для последнего ряда (ZLP) (макет № 1).
3. Ввод исходных величин для формулы 1 по макету 2.
4. Обнуление рабочих ячеек.
5. Печать заголовка.
6. Печать шапки.
7. Вычисление параметров, необходимых для формы 1 (в цикле) $PERF$, $ZABL$, $ZARL$, $IQVV$, OPS в зависимости от ряда.
8. Накопление сумм по признаку «руда» или «скала».
9. Печать строки результатов (форма 1).
10. Проверка необходимости перехода на другой лист, при переходе печать шапки для нового листа.
11. Формирование массивов $NSK1$ (номер скважин), $IQVT$ (количества ВВ в скважине).
12. В случае окончания цикла нахождение итоговых результатов по заданным параметрам отдельно для каждого вида скважин («по руде» или «скале»).
13. Печать итоговых результатов по блоку скважин.

14. Ввод числа секций (№ 1), скорости детонации (*IDDS*), времени замедления (*IDTK*); *-LG* — расстояние между скважинами в секции по макету № 3 для формы № 2.
15. Ввод исходных значений из формы № 2 по макетам №№ 4, 5.
16. Печать заголовка и шапки для формы № 2.
17. Вычисление необходимых параметров для формы 2 (в цикле) *NVZR, CVZR, POT, LSEK, IR, PWD, IQVH*.
18. Печать строки результатов (форма 2).
19. Проверка окончания листа, переход на новый лист, печать шапки нового листа.
20. В случае окончания цикла выход на конец программы.

Приложение 2

Т а б л и ц а 1. Результаты корректировочного расчета зарядов скважин

Номер скважины	Высота столба воды, м	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Масса заряда в скважине, кг	
			ВВВ	НВВ
1-й ряд				
251p	2,0	0,802	240	280
252p	3,0	0,802	260	160
253p	2,5	0,802	300	220
254с	3,0	0,802	360	160
255с	2,0	0,802	240	280
256с	2,0	0,802	240	280
2-й ряд				
257p	3,0	0,849	360	160
258p	3,5	0,849	420	100
259с	4,0	0,849	480	40
260с	4,5	0,849	520	0
261с	4,0	0,849	480	40
262с	3,5	0,849	420	100
3-й ряд				
263p	3,5	0,849	420	100
264p	3,0	0,849	360	160
265с	3,0	0,849	360	160
266с	4,0	0,849	480	40
267с	3,0	0,849	360	160
268с	2,5	0,849	300	220
269p	3,5	0,653	400	0
270p	3,0	0,653	360	40
271с	3,0	0,653	360	40
272с	4,0	0,653	400	0
273с	4,0	0,653	360	40
273с	3,0	0,653	360	40
274с	2,5	0,653	300	100

Примечания. Расчет выполнен для скважинных зарядов диаметром 250 мм при вместимости 1 м скважины 48 кг ВВ; фактическая высота уступа равнялась в среднем 12,5 м, величина перебура — 2,5 м, глубина скважины — 15 м, величина ЛСПП составляла в среднем 9 м; РМС по первому ряду — 6 м; в последующих рядах — 7 м, РМР — 7 м, длина забойки и заряда в скважинах 1—3 рядов — 4,2 м и 10,8 м соответственно, последнего — 6,7 и 8,3 соответственно; масса заряда ВВ в скважинах 1—3 рядов — 520 кг, последнего — 400 кг; объем пород для скважин 1-го ряда составлял 648,0 м³ на одну скважину, последующих рядов — 612,5 м³.

Т а б л и ц а 2. Результаты показателей БВР по блоку скважин

Параметр	Величина показателя		
	по руде	по скале	всего
Общий объем взорванной горной массы, м ³	5619,0	9294,0	14913,0
Число скважин	9	15	24
Масса ВВ по проекту, кг	4440	7320	11 760
НВВ, кг	1220	1660	2880
ВВВ, кг	3220	5660	8880
Объем буровых работ фактический, м	135,0	225,0	360,0
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,790	0,788	0,789
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	41,622	41,307	41,425

Т а б л и ц а 3. Величина зарядов на одну ступень замедления

Номер секции	Номер и число скважин, шт	Длина секции, м	Начало взрыва, мс	Конец взрыва, мс	Пауза, мс	Количество ВВ, кг	Ограничение по сейсмике
1	251, 255, 260; 3	21	0	3,0	0	1560	1560
2	252, 262, 265, 270, 274; 5	35	35	40,0	32,0	3920	3920
3	253, 261, 266, 275; 4	28	70	74,0	30,0	5480	5480
4	254, 257, 259, 263; 273; 5	35	105	110,0	31,0	7960	7960

Приложение 3

Экономическая эффективность от внедрения БВК на карьере АСУ

Для расчета скважинных зарядов существующими методами требуются большие затраты времени. Разработанная математическая модель БВР и реализованная на ЭВМ позволяют получить заданную кусковатость для условий эффективного применения ЦПТ открытых горных работ. Расчет экономической эффективности производится по формуле $\Delta = S_1 - S_2 + [(C_{16} + EK_1) - (C_{26} + EK_2)] V$, где S_1 — стоимость трудозатрат на подготовку проектной документации по БВР в год, $S_1 = C_1 n N T$; C_1 — средняя стоимость 1 чел.-ч на подготовку проектной документации по БВР с учетом основной заработной платы, отчислений на соцстрах и плановых накоплений, $C_1 = 0,998$ руб.; n — число ИТР, занятых подготовкой проектной документации, $n = 2$; T — продолжительность смены, $T = 7$ ч; N — число рабочих дней в году, $N = 305$; S_2 — стоимость трудозатрат на подготовку с помощью ЭВМ проектной документации на БВР в год, $S_2 = C_2 L \tau$; C_2 — средняя стоимость 1 маш.-ч работы ЭВМ, $C_2 = 85$ руб.; L — среднее количество массовых взрывов в год, $L = 28$; τ — среднее время расчета проекта массового взрыва на ЭВМ типа ЕС, $\tau = 0,75$ ч; C_{16} — себестоимость обуривания станками СБШ-250 1 м³ горных пород (материалы и электроэнергия) по базовым параметрам $C_{16} = S_6 / V_{16}$; S_6 — стоимость бурения одного метра скважин (по материалам и электроэнергии); V_{16} — средний выход горной массы с 1 метра скважины по базовым параметрам; E — нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, $E = 0,15$; K_1 — удельные капитальные затраты на обуривание станками СБШ-250 1 м³ горных пород по базовым параметрам, руб., $K_1 = C_{СБШ} / V_{16}$; $C_{СБШ}$ — средняя стоимость станка СБШ-250, $C_{СБШ} = 112 000$ руб.; P — общая длина пробуренных станком СБШ-250 скважин за год, $P = 25 000$ м; C_{26} — себестоимость обуривания станками СБШ-250 1 м³ горных пород (материалы и электроэнергия) по скорректированным параметрам, $C_{26} = S / V_{26}$; V_{26} — средний выход горной массы с 1 м скважины по скорректированным параметрам; K_2 — удельные капитальные затраты на обуривание станками СБШ-250 1 м³ горной породы по скорректированным параметрам, руб./м³, $K_2 = C_{СБШ} / V_{26}$; V — объем скальной горной массы, отбиваемой взрывом за год с применением оптимальных параметров.

Приложение 4

Результаты расчета гранулометрического состава для широкого класса пород на ЭВМ

a	b	\bar{y}	a	b	\bar{y}
0,214	0,817	0,867	0,205	0,919	0,888
0,230	0,934	0,868	0,110	0,723	0,942
0,167	0,855	0,913	0,208	0,928	0,889
0,148	0,834	0,925	0,229	0,821	0,858
0,238	0,927	0,862	0,927	0,703	0,950
0,182	0,758	0,887	0,212	0,971	0,892
0,148	0,796	0,914	0,195	0,734	0,873
0,172	0,853	0,910	0,164	0,753	0,901
0,174	0,844	0,906	0,310	1,020	0,828
0,199	0,860	0,887	0,194	0,849	0,891

Примечание. По критериям (5.9) и (5.15) во всех строках таблицы получен знак «+».

Приложение 5

Параметры закона Вейбулла для эмпирического распределения гранулометрического состава

Номер взрыва	α	β	Номер взрыва	α	β
1	1,0707	4,2832	31	0,5122	2,84868
2	1,1855	5,1136	32	0,9300	5,9955
3	0,9097	4,2627	33	0,9672	6,3512
4	0,692	4,0165	34	0,8661	5,5149
5	0,9329	5,2886	35	0,8779	6,6429
6	1,1871	4,7861	36	0,9786	5,3468
7	0,8818	2,7058	37	0,9016	5,6419
8	1,1666	4,8738	38	0,9157	5,5697
9	1,0880	4,9973	39	0,3233	2,4613
10	1,0784	5,0757	40	0,8866	5,1997
11	0,8720	5,0097	41	0,6938	0,2056
12	0,7061	3,7085	42	0,5472	0,0129
13	1,0276	5,6245	43	0,7262	8,6999
14	0,9881	6,425	44	0,1564	4,0026
15	1,1092	5,9823	45	0,5352	4,8534
16	0,8044	5,0349	46	0,5649	7,1476
17	1,0567	6,9927	47	0,8131	8,6117
18	0,9708	3,8974	48	0,6538	6,7028
19	0,9063	4,9571	49	0,7269	8,8055
20	1,1628	5,4936	50	0,8174	8,3013
21	0,8180	5,0465	51	0,4707	9,2668
22	0,8972	4,7881	52	0,7883	8,0532
23	0,8397	4,5774	53	0,6703	8,6497
24	0,8963	5,5824	54	0,7745	8,6419
25	0,8941	6,8926	55	0,4394	8,2150
26	0,8985	5,5278	56	0,5729	8,5525
27	1,0549	6,1395	57	0,6015	9,1009
28	1,0118	5,1574	58	0,8052	7,1144
29	0,9704	6,7713	59	0,6945	8,2874
30	0,8293	4,8196	60	0,6644	8,6405

1. Ажгирей Г. Д. Структурная геология.— М. : Изд-во МГУ, 1966.— 347 с.
2. Беляев А. Ф., Садовский М. А. О природе фугасного и бризантного действия взрыва // Физика взрыва.— 1952.— № 1.— С. 3—20.
3. Бешелев С. Д., Гурвич Ф. Г. Математико-статистические методы экспертных оценок.— М. : Статистика, 1980.— 135 с.
4. Вистелиус А. Б. Структурные диаграммы.— М. ; Л. : Изд-во АН СССР, 1958.— 158 с.
5. Влияние дробления на эффективность технологических процессов открытой разработки / М. Ф. Друкованый, Б. Н. Тартаковский, В. С. Вишняков, Э. И. Ефремов.— Киев : Наук. думка, 1974.— 272 с.
6. Воробьев В. Д., Кратковский И. Л., Мяделец Б. Н. и др. Влияние анизотропии гранитов на выбор параметров сетки скважинных зарядов // Горн. журн.— 1977.— № 4.— С. 46—48.
7. Губкин К. С., Кузнецов В. М., Шацкевич А. Ф. О тепломассообмене при взрыве в твердых телах // Журн. прикл. механики и техн. физики.— 1978.— № 6.— С. 136—141.
8. Густафсон Р. Шведская техника взрывных работ.— М. : Недра, 1977.— 264 с.
9. Демидюк Г. П., Смирнов С. А. Регулирование степени дробления при взрывной отбойке на уступах // Взрывное дело.— 1971.— № 70/27.— С. 44—52.
10. Дрейнер Н., Смит Г. Прикладной регрессионный анализ.— М. : Статистика, 1973.— 315 с.
11. Друкованый М. Ф. Методы управления взрывом на карьерах.— М. : Недра, 1973.— 416 с.
12. Ефремов Э. И. Механика разрушения взрывом и технологии разработки твердых полезных ископаемых // Вісник АН УРСР.— 1986.— № 9.— С. 56—66.
13. Ефремов Э. И. Подготовка горной массы на карьерах.— М. : Недра, 1980.— 270 с.
14. Ефремов Э. И., Мячина Н. И. О факторах, определяющих взрывное дробление трещиноватой среды блочного строения // Explosive, Drilling, Mining.— 1984.— № 1.— С. 18—22.
15. Ефремов Э. И., Родак С. Н. Разрушение трещиноватых сред: теория и эксперимент // Мат-лы IX междунар. конф.— ГДР : Гера, 1988.— С. 98—117.
16. Ефремов Э. И., Мячина Н. И., Чайковский А. И. Механика разрушения горных пород взрывом, техника и технология взрывных работ на карьерах // Мат-лы междунар. конф. по теории и практике взрывного дела.— ЧССР : Марианська Лазня.— 1986.
17. Ефремов Э. И., Петренко В. Д., Сиротенко В. Д. Совершенствование буровзрывных работ для условий циклично-поточной и поточной технологии при отбойке уступов различной высоты // Развитие прогрессивных методов разработки месторождений железных и марганцевых руд Украинской ССР и применение их на предприятиях отрасли.— Кривой Рог : НИГРИ, 1983.— С. 86—87.
18. Жариков И. Ф. Эффективность разрушения горных пород зарядами различных конструкций // Совершенствование буровзрывных работ в народном хозяйстве / Взрывное дело.— 1986.— № 89/46.— С. 31—42.

19. Журков С. Н., Савицкий А. В. К вопросу о механизме разрушения твердых тел // Докл. АН СССР.— 1959.— 129.— № 1.— С. 12—19.
20. Зависимость разрушения гранитов от анизотропии их свойств / Ф. И. Кучерявый, В. Д. Воробьев, Б. Н. Мяделец и др. // Изв. вузов. Горн. журн.— 1977.— С. 50—54.
21. Ильин В. И., Белоконь М. П., Шебеко В. С. Об учете прочностных и упругих свойств горных пород при разрушении их динамическими нагрузками // Механика и разрушение горных пород.— 1977.— Вып. 5.— С. 48—50.
22. Исследование величины коэффициента разрыхления в зависимости от некоторых параметров буровзрывных работ на флюсовых карьерах / В. И. Ильин, А. И. Пастухов, И. Л. Беликов, В. Д. Суздальцев // Взрывное дело.— 1967.— № 62/19.— С. 236—243.
23. Исследование волн напряжений при взрыве заряда ВВ в средах блочного строения / Э. И. Ефремов, Н. И. Мячина, С. Н. Родак и др. // Физика и процессы разрушения горных пород.— Киев, 1987.— С. 69—73.
24. Ковалев Г. П. Установление факторов управления качеством дробления горных пород взрывом // Механика и разрушение горных пород взрывом.— 1977.— С. 28—31.
25. Колмогоров А. Н. О логарифмически нормальном законе распределения частиц при дроблении // Докл. АН СССР.— 1941.— 3, № 2.— С. 99—101.
26. Комир В. М., Воронин В. Г. Управление действием взрыва при дроблении горных пород // Взрывное дело.— 1976.— № 77/34.— С. 182—187.
27. Корсаков П. Ф. Кусковатость взорванной горной массы и метод ее расчета // Взрывное дело.— 1984.— 43, № 86.— С. 225—234.
28. К расчету размеров зон переизмельчения в условиях флюсовых карьеров / В. С. Кравцов, А. И. Пастухов, В. Я. Темкин, В. В. Шеленок // Деп. в ВИНТИ № 4136—В88 от 23.05.88.
29. Кузнецов В. М. Математические модели взрывного дела.— Новосибирск : Наука, 1977.— 262 с.
30. Кузнецов В. М., Черников А. Г. Функция распределения осколков по размерам // Использование взрыва в народном хозяйстве.— 1970.— Ч. 2.— С. 62—69.
31. Кузнецов В. М., Шацкевич А. Ф. О работоспособности взрывчатых веществ // Физика горения и взрыва.— 1978.— № 2.— С. 120—125.
32. Кутузов Б. Н. Взрывные работы.— М. : Недра, 1980.— 392 с.
33. Кутузов Б. Н., Кратковский И. Л., Мяделец Б. Н. Закономерность распределения в гранитах кварцевых зерен и дефектов их строения // Изв. вузов. Горн. журн.— 1982.— № 1.— С. 9—11.
34. Кучерявый Ф. И., Кучерявый Ю. Ф., Кратковский И. Л. Основные принципы прогнозирования параметров трещиноватости железистых кварцитов // Разработка рудных месторождений.— 1980.— Вып. 29.— С. 65—68.
35. Лангефорс У., Кильстрем Б. Современная техника взрывной отбойки горных пород.— М. : Недра, 1968.— 284 с.
36. Макарьев В. П. Статистические модели взрывного разрушения и методы исследования кусковатости // Учебное пособие.— Л. : Ротапринт ЛГИ.— 1981.— 88 с.
37. Метод взрывного разрушения пород на глубоких карьерах / В. Д. Петренко, В. С. Шебеко, М. П. Белоконь, В. Д. Сиротенко // Способы разрушения и управления состоянием горного массива.— Киев, 1985.— С. 112—117.
38. Методика прогнозирования результатов взрыва на железорудном карьере с помощью ЭВМ / В. М. Комир, И. Г. Губарь, Г. П. Ковалев и др. // Механизация и автоматизация управления.— 1972.— № 5.— С. 20—22.
39. Механика взрывного разрушения пород различной структуры / Э. И. Ефремов, В. Д. Петренко, Н. П. Рева, И. Л. Кратковский.— Киев : Наук. думка, 1984.— 192 с.
40. Механический эффект подземного взрыва / В. Н. Родионов, В. В. Адушкин, В. Н. Костюченко и др.— М. : Недра, 1971.— 224 с.
41. Михайлов А. Е. Полевые методы изучения трещин в горных породах.— М. : Госгеолтехиздат, 1956.— 132 с.
42. Моделирование разрушающего действия взрыва в горных породах / В. М. Комир, Л. М. Гейман, В. С. Кравцов, Н. И. Мячина.— М. : Наука, 1972.— 214 с.
43. Мосинец В. Н. Условия хрупкого и пластического разрушения горных пород взрывом // Пробл. разрушения горн. пород взрывом.— М. : Недра, 1967.— С. 10.

44. *Найтенгейл М.* Формальное определение ценности признаков // Статистическое измерение качественных характеристик.— М. : Статистика, 1973.— 352 с.
45. *Наршиев Г. А., Владыкин Л. Г., Галинова А. В.* Анкетный опрос как метод отбора информативных признаков для моделей прогноза // Приборы и система управления.— 1972.— 219 с.
46. *Нисимацу Ю.* Статистическая оценка прочности горных пород / ВЦП № Ц. 10455.— 17 с. Дзайре.— 1968.— 7.— № 181.— С. 896—901.
47. *О влиянии структуры среды на гранулометрический состав при взрывном нагружении / Э. И. Ефремов, В. М. Комир, Н. И. Мячина и др. // ФТП РПИ.— 1980.— № 1.— С. 23—28.*
48. *О механизме взрывного разрушения блочных сред / Н. И. Мячина, В. А. Никифорова, С. Н. Родак и др. // Новые методы разрушения и механика горных пород.— Киев, 1981.— С. 129—136.*
49. *Основы теории и методы взрывного дробления горных пород / Э. И. Ефремов, В. С. Кравцов, Н. И. Мячина и др.— Киев : Наук. думка, 1979.— 224 с.*
50. *Петренко В. Д.* Решение некоторых задач взрывного дробления пород на карьерах с применением вычислительной техники / М., 1979.— 31 с. — Деп. в ВИНТИ № 1075.—79 от 16.03.79.
51. *Петренко В. Д., Безорудько В. В., Губарь И. Г.* О распределении гранулометрического состава продуктов дробления пород взрывом // Механика и взрывное разрушение горных пород.— 1972.— С. 88—94.
52. *Петренко В. Д., Овсиенко А. В., Шебеко В. С.* О взаимодействии зарядов с различной формой поперечного сечения // Теория и практика разрушения горных пород.— 1983.— С. 45—52.
53. *Покровский Г. И.* Взрыв.— М. : Недра, 1973.— 182 с.
54. *Полигонные исследования эффективности взрывного дробления блочных сред / В. С. Кравцов, А. И. Пастухов, В. В. Шеленок, А. И. Просандеев.— Днепропетровск, 1981.— Деп. в ВИНТИ 17.11.81, № 59381.*
55. *Развитие методов интенсификации дробления пород взрывом на железорудных карьерах Украины / Киев : Наук. думка, 1973.— 88 с.*
56. *Разработка метода дробления пород взрывом для получения требуемой кусковатости горной массы на карьерах НКГОКа / Э. И. Ефремов, В. Д. Петренко; А. Г. Ващенко и др. // Механика и разрушение горных пород.— 1974.— Вып. 2.— С. 194—202.*
57. *Разрушение горных пород энергией взрыва / Э. И. Ефремов, В. С. Кравцов; Н. И. Мячина и др.— Киев : Наук. думка, 1987.— 264 с.*
58. *Разрушение и гранулометрический состав осколков при взрыве в хрупкой среде / В. М. Цветков, И. А. Сизов, Л. Д. Лившиц, Б. Г. Лукишов // Взрывное дело.— 1986.— № 89/46.— С. 23—31.*
59. *Ракишев Б. Р., Петренко В. Д., Ковалев Г. П.* Прогнозирование гранулометрического состава отбиваемой горной массы.— Алма-Ата : КАЗНИИТИ, 1976.— 18 с.
60. *Распространение газообразных продуктов взрыва в твердых средах / Э. И. Ефремов, Н. И. Мячина, С. Н. Родак и др. // Новые методы разрушения и механика горных пород.— Киев, 1981.— С. 147—154.*
61. *Рац М. В., Чернышев С. Н.* Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород.— М. : Недра, 1970.— 164 с.
62. *Репин Н. Я.* Подготовка и экскавация вскрышных пород угольных разрезов.— М. : Недра, 1979.— 255 с.
63. *Репин Н. Я., Бирюков А. В.* К расчету степени дробления горных пород взрывом скважинных зарядов // Изв. вузов. Горн. журн.— 1972.— № 10.— С. 75—78.
64. *Репин Н. Я., Бирюков А. В.* О применении вероятностного метода при исследовании кусковатости горных пород // Там же.— № 7.— С. 66—72.
65. *Ржевский В. В.* Процессы открытых горных работ.— М. : Недра, 1978.— 543 с.
66. *Пастухов А. И., Шеленок В. В., Колесников В. И., Темкин В. Я.* Совершенствование методов управления энергией взрыва с целью повышения выхода товарной продукции в условиях флюсовых карьеров // Физика и процессы разрушения горных пород.— Киев, 1987.— С. 93—97.
67. *А. с. 673733 СССР, МКН² БЗС 371ГО.* Способ взрывного разрушения горных пород / Ф. И. Кучерявый, Э. И. Ефремов, Ю. Ф. Кучерявый и др.; Оpubл. 15.07.79, Бюл. № 26.

68. А. с. 715995 СССР, МКН²G01 № 31/00. Способ определения направления наилучшего раскола горных пород / Ю. Ф. Кучерявий, Ф. И. Кучерявий, И. Л. Кратковский, Б. Н. Мяделец. — Оpubл. 15.02.80, Бюл. № 6.
69. А. с. 1186799 СССР, МКН⁴E21C 39/00 01 № 31/00. Способ ориентировки вертикального раскола в гранитах / Б. Н. Кутузов, Б. Н. Мяделец, И. Л. Кратковский. — Оpubл. 23.10.85, Бюл. № 39.
70. Томашев Г. С. Вероятностно-математическая модель взрывного разрушения трещиноватой среды блочного строения // Физ.-техн. пробл. разработки полезных ископаемых. — 1975. — № 6. — С. 50—55.
71. Фаддеев Н. Н. К расчету грансостава при взрывном дроблении блочного массива / ФТП РПИ. — 1976. — № 5. — С. 59—63.
72. Фаддеев Н. Н. О методическом подходе к управлению кусковатостью при взрывном дроблении горных пород // Взрывное дело. — 1984. — № 86/43. — С. 11—15.
73. Фаддеев Н. Н. О применимости закона Розина — Рамллера к анализу гранулометрического состава взорванной горной породы // Физ.-техн. пробл. разработки полезных ископаемых. — 1974. — № 6. — С. 40—42.
74. Фаддеев Н. Н. О распределении кусков по размерам при взрывном дроблении блочного массива // Там же. — 1975. — № 6. — С. 59—64.
75. Фаддеев Н. Н., Труфакин Н. Е., Шемякин Е. Н. О математическом описании дезинтеграции пород ерархической дефектной структуры // Там же. — 1980. — № 6. — С. 3—7.
76. Хазан В. Б. Теоретические и экспериментальные исследования грансостава взорванной горной массы на карьерах Кривбасса // Технология и механизация открытых горных работ. — Киев, 1980. — С. 58—67.
77. Хан Г., Шапиро С. Статистические модели в инженерных задачах. — М. : Мир, 1969. — 365 с.
78. Ханукаев А. Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом. — М. : Госгортехиздат, 1962. — 200 с.
79. Характер разрушения гранитов взрывом / Ф. И. Кучерявий, А. А. Музыров, Б. Н. Мяделец, И. Л. Кратковский // Взрывное дело. — 1977. — № 78/35. — С. 176—181.
80. Химельблау. Анализ процессов статистическими методами. — М. : Мир. — 1973. — 305 с.
81. Шер Е. Н. Оценка дробящего действия удлиненного заряда в хрупкой среде // Физ.-техн. пробл. разработки полезных ископаемых. — 1975. — № 1. — С. 88—91.
82. Экенроде Р. Т. Взвешенные многомерные критерии // Статистическое измерение качественных характеристик. — М. : Статистика, 1972. — С. 157—165.
83. Экспериментальные исследования кинетических характеристик блочных моделей при взрыве / Э. И. Ефремов, Н. И. Мячина, В. А. Никифорова, А. Н. Дук // Теория и практика разрушения горных пород. — Киев, 1983. — С. 75—78.
84. Christmann W. Der Wirkungsmechanismus beim Sprengen von Gestein // Nobel Hefte. — 1964. — N 6. — P. 29—31.
85. Dale T. H. The commercial granite of New England // U. S. geol. Surv. Bull. — 1923. — N 738. — P. 38—43.
86. Gilvary I. I. Fragment size in single fracture a review. of theory and experiment // Wear. — 1964. — N 7. — P. 221—243.
87. Sassa K., Ito J. On the relation between the strength of a rock and pattern of breakage by blasting // Adv. Rock Mech. Washington D. C. — 1974. — 2, part. B. — P. 1501—1505.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
Список основных условных обозначений и сокращений	5
Глава первая. Анализ современных представлений механизма разрушения горных массивов взрывом	6
1. Теории диспергирования твердых сред при взрыве	6
2. Основные факторы разрушения взрывом	8
3. Влияние волн напряжений и газов взрыва на трещинообразование при разрушении	11
4. Определение затрат энергии взрыва на дробление трещиноватых массивов	16
5. Влияние структуры горных пород на их разрушение	21
Глава вторая. Теоретические и расчетные методы прогнозирования дробления пород взрывом	27
1. Основы статистической теории дробления	27
2. Математическое моделирование прогнозирования гранулометрического состава продуктов разрушения	32
3. Теоретические и эмпирические функции распределения гранулометрического состава разрушенных пород	37
4. Оценка размеров зон взрывного разрушения	42
5. Выбор основных параметров математической модели взрывных систем	45
Глава третья. Прогнозирование дробления пород взрывом с учетом технологических требований к добываемой продукции	50
1. Особенности строения месторождений нерудных полезных ископаемых и методы их учета	50
2. Исследования характера разрушения флюсовых известняков и доломитов при взрывании одиночного заряда	55
3. Разработка расчетной схемы напряжений и зон взрывного дробления с учетом физико-механических свойств горных пород	60
4. Прогнозирование выхода переизмельченной горной массы при ведении взрывных работ в условиях флюсовых карьеров	64
5. Влияние трещиноватости и блочности известняков и доломитов на кинетическую энергию горной массы и КПД взрыва	69
Глава четвертая. Методы управления гранулометрическим составом взорванной горной массы	73
1. Взрывное разрушение пород и гранулометрический состав горной массы	73
2. Выбор рациональных параметров буровзрывных работ с учетом прочностных свойств пород и типов ВВ	79
3. Расчет диспозиции массового взрыва на карьерах	85
4. Гранулометрический состав взорванной горной массы для новых технологий	90
Глава пятая. Прогнозирование результатов взрыва	96
1. Расчет гранулометрического состава для широкого класса пород	96
2. Прогнозирование результатов взрыва на карьерах	104
3. Прогнозирование параметров кусковатости пород	107
Приложение 1	113
Приложение 2	114
Приложение 3	115
Приложение 4	116
Приложение 5	116
Список литературы	117