

Б. Р. Ракишев, Л. В. Винокуров

ПЕЛЕНГАЦИЯ ИСТОЧНИКОВ ВОЗМУЩЕНИЯ В МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Алматы
НИЦ «Фылым»
2002

УДК 622.235:622.233

ББК 331

Ракишев Б. Р., Винокуров Л. В.

**Пеленгация источников возмущения в массиве горных пород.
Алматы: НИЦ «Фылым», 2002. – 236 с.**

ISBN 9965-07-116-0

В монографии проанализированы источники излучения сейсмоакустических волн в горном массиве. Они возникают вследствие воздействия бурового инструмента на забой скважины, режущего органа врубовой машины (экскаватора) на забой блока, взрыва взрывчатого вещества в массиве пород, пластической деформации, разрыва связей и роста трещин в среде под действием накопленной упругой энергии и др. Рассмотрены теоретические основы определения местоположения сейсмоакустических источников и методы создания технических средств для их пеленгации. Последние позволяют оценить сейсмическую энергию взрыва, зафиксировать координаты взрыва, горного удара, очагов внезапных выбросов, места работы экскаваторов, местонахождения шахтеров, попавших в завал и др.

Книга предназначена для инженерно-технических и научных работников, занимающихся вопросами геоинформатики и геотехнологии и студентов технических вузов.

Библиогр. 139. Ил. 58. Табл. 14.

Рецензенты:

доктор технических наук, профессор *М. И. ЖАРКЕНОВ*,

доктор технических наук, профессор *В. И. ШАЦИЛОВ*

Р 2502020000-01
00(05)98

ББК 331

ISBN 9965-07-116-0

© Ракишев Б. Р.,
Винокуров Л. В., 2002

ПРЕДИСЛОВИЕ

В горнодобывающей промышленности для решения многих производственных задач широкое применение нашли сейсмоакустические методы. Слабым местом последних является отсутствие теоретических и практических разработок по определению местоположения сейсмоакустических источников в момент приема регистрации поступившего в точку наблюдения сигнала.

В специфических условиях разработки рудных и нерудных месторождений точность прогнозирования удароопасных ситуаций при непрерывном контроле сейсмоакустической активности может быть значительно повышена, если будет произведен не только количественный учет сейсмоакустических сигналов за единицу времени, что характерно для многих шахт опасных по горным ударам и внезапным выбросам, но также определены координаты источников зарегистрированных сейсмосигналов. При этом представляется реальная возможность определения местоположения прогнозируемого внезапного выброса по наибольшему количеству сейсмосигналов с одинаковыми координатами, что сулит большой социальный и экономический эффект.

При бурении глубоких скважин буровой инструмент является источником сейсмоакустических сигналов. Регистрация этого сигнала позволит найти координаты забоя скважины и производить процесс бурения по заданной программе без периодической выемки бурового инструмента из скважины.

Поскольку промышленный взрыв является сейсмоакустическим источником, имеется реальная возможность из множества взорванных зарядов определить местоположение невзорвавшихся зарядов (отказов).

В случае ведения взрывных работ в окрестностях городов, рабочих поселков или под ними возникает вопрос контроля допустимой мощности взрыва и его местоположения.

Шахтеры, попавшие при обрушениях и выбросах в завал, сообщают о своем местонахождении ударами твердым предметам по обнаженной

поверхности горного массива. Определение координат этого источника позволит оказать шахтерам своевременную помощь.

Работающая в забое горная машина создает сейсмоакустические сигналы, при регистрации которых имеется возможность контролировать работу и местоположение машины.

В связи с изложенным в монографии рассмотрены теоретические основы определения местоположения сейсмоакустических источников в горном массиве и методы создания технических средств для их пеленгации. К основным разработкам относятся:

- определение границ применения различных способов регистрации источников возмущения естественного и искусственного происхождения;
- математическое описание массива горных пород;
- раскрытие физической сущности разрушения массива горных пород при взрыве зарядов промышленных ВВ;
- установление закономерностей развития газовой полости при взрыве цилиндрического заряда ВВ;
- выявление закономерностей образования зон разрушения и распространения сейсмических волн в массиве пород;
- формулирование и доказательство основополагающей теоремы об изменении проекций сторон равностороннего треугольника на прямую, вращающуюся вокруг его центра;
- одновременная регистрация сейсмосигналов в трех точках, расположенных в вершинах равностороннего треугольника;
- получение на треугольнике трех временных задержек, каждая из которых позволяет определить направление на сейсмоакустический источник, при этом источник и треугольник находятся в одной плоскости;
- определение по временным задержкам направления (угол места) на источник в пространстве с помощью найденных эмпирических формул;
- установление координат сейсмоисточника в декартовой системе с помощью двух треугольников, разнесенных в пространстве;
- создание устройств и технических средств для регистрации сейсмосигналов при различных производственных условиях, отличающихся частотными характеристиками входных каскадов интерфейса и защищенных авторскими свидетельствами на изобретение.

КРАТКИЙ АНАЛИЗ МЕТОДОВ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЕЙСМОАКУСТИЧЕСКИХ ВОЛН В ГОРНОМ ДЕЛЕ

1.1. Сейсмоакустические волны в упругой среде

При воздействии некоторой нагрузки, вызывающей напряжения, не превышающие предела упругости, данный элемент массива пород испытывает деформацию, т. е. смещение частиц по направлению действующей силы на расстояние u . Ввиду того, что частицы пород жестко связаны друг с другом, деформация одной частицы вызывает смещение других, более удаленных частиц. Таким образом, происходит распространение упругой деформации (с определенной скоростью) по массиву пород. Принимая горный массив за абсолютно упругую среду, для динамического равновесия его частицы имеем [1]:

$$\rho \frac{\partial^2 \bar{u}}{\partial t^2} = (\lambda + \mu) \overline{\text{grad}} \theta + \mu \Delta \bar{u} + \bar{X}, \quad (1.1)$$

В этом выражении $\bar{u}$ – вектор смещения, определяющий смещение частиц среды по отношению к их положению равновесия. Этот вектор, рассматриваемый как функция координат x, y, z пространства и времени t , описывает возмущение, происходящее в среде под действием приложенных к ней внешних объемных сил $\bar{X}$. Силы $\bar{X}$, вообще говоря, предполагаются распределенными в пространстве в зависимости от времени. Величина θ , входящая в уравнение (1.1) называется дилатацией или относительным объемным расширением и выражается соотношением

$$\theta = \frac{\partial u}{\partial x} + \frac{\partial v}{\partial y} + \frac{\partial w}{\partial z} = \text{div} \bar{u}, \quad (1.2)$$

где u, v, w – составляющие вектора $\bar{u}$ по осям координат; ρ – плотность среды; λ, μ – упругие постоянные Ламе; Δ – лапласиан.

Упругие свойства изотопной твердой среды определяются в каждой ее точке двумя упругими постоянными. В качестве таковых могут быть выбраны различные пары величин, например, модуль Юнга E и коэффициент Пуассона ν .

Коэффициенты Ламе удобны для аналитического исследования уравнения теории упругости. Они могут быть выражены через другие упругие постоянные, например, через модуль Юнга и коэффициент Пуассона ν :

$$\lambda = \frac{\nu E}{(1 + \nu)(1 + 2\nu)}, \quad \mu = \frac{E}{2(1 + \nu)}. \quad (1.3)$$

Для излучения особенности распространения упругих возмущений в однородной среде при заданном распределении возмущающих сил и при некоторых дополнительных условиях нужно отыскать решение дифференциального уравнения (1.1).

Ввиду сложности этого уравнения целесообразно его предварительно упростить, основываясь на следующих рассуждениях. Вектор смещения определен в каждой точке среды и образует некоторое векторное поле смещений. Всякое векторное поле может быть представлено в виде суммы двух векторных полей – потенциального $\bar{u}_p$ и вихревого $\bar{u}_s$, т. е.:

$$\bar{u} = \bar{u}_p + \bar{u}_s. \quad (1.4)$$

Потенциальное поле обладает скалярным потенциалом $\varphi(x, y, z, t)$, вихревое поле обладает вектор-потенциалом $\psi(x, y, z, t)$, т. е. имеют место соотношения:

$$\bar{u}_p = \overline{\text{grad}}\varphi, \quad \bar{u}_s = \text{rot}\bar{\psi}. \quad (1.5)$$

Тогда вектор смещения выразится в виде:

$$\bar{u} = \overline{\text{grad}}\varphi + \text{rot}\bar{\psi}. \quad (1.6)$$

Разложение поля $\bar{u}$ на потенциальную и вихревую составляющие может быть осуществлено единственным образом с точностью до некоторого вектора $\bar{u}_L$. Последний представляет собой градиент произвольной гармонической функции и называется вектором Лапласа.

Он определяет особое поле медленно изменяющихся с течением времени смещений и не представляет обычно интереса при наших исследованиях.

Аналогичным образом поле внешних возмущающих сил $\bar{X}$ может быть разложено на потенциальную и вихревую компоненты, определяющие поля консервативных X_p и вихревых X_v сил т. е.:

$$\bar{X} = \overline{grad}\phi + \text{rot}\bar{\psi}, \quad (1.7)$$

где ϕ – потенциал; $\bar{\psi}$ – вектор-потенциал силового поля $\bar{X}$.

Если теперь подставить в уравнение упругого равновесия (1.1) соотношения (1.6) и (1.7), то в результате получим следующие дифференциальные уравнения, определяющие потенциал и вектор-потенциал поля смещения.

$$\frac{\partial^2 \phi}{\partial r^2} - \frac{\lambda + 2\mu}{\rho} \Delta \phi = \Phi, \quad (1.8)$$

$$\frac{\partial^2 \psi}{\partial r^2} - \frac{\mu}{\rho} \Delta \psi = \Psi. \quad (1.9)$$

Оба эти уравнения имеют сходную между собой структуру и называются неоднородными волновыми уравнениями. Они различаются между собой только по значениям постоянных коэффициентов $(\lambda + 2\mu)/\rho$ и μ/ρ и по смыслу входящих в них переменных величин. Кроме того, уравнение (1.9) является векторным и может быть представлено в виде совокупности трех скалярных уравнений.

Наличие независимых между собой уравнений (1.8) и (1.9) указывает на существование в безграничной упругой среде двух независимых видов возмущений, как это впервые показали Остроградский и Пуассон.

Один из видов возмущений связан с воздействием консервативных внешних сил, другой вихревых сил. Первый вид возмущения называется продольными волнами, а второй – поперечными волнами.

На основании дальнейшего анализа уравнений (1.8) и (1.9) доказано, что характерной особенностью продольной волны является изменение элементарных объемов среды. Следовательно, распространение

в среде продольной волны связано с сжатием или расширением отдельных областей среды, а частицы на пути волны двигаются взад и вперед вдоль линии, соответствующей направлению распространения волны. Для поперечной волны характерным являются деформации другого рода, именно изменение формы элементарных объемов. Частицы на пути поперечной волны двигаются перпендикулярно линии распространения. Таким образом, каждому из типов волн соответствуют вполне определенные виды деформации. При распространении волн эти деформации оказываются независимыми между собой и каждая из них создает характерные движения частиц среды.

Продольные волны могут распространяться в твердой, жидкой и газообразной среде, так как эти формы материи оказывают сопротивление сжатию или изменению объема. Поперечные волны распространяются только в твердой среде, поскольку их возникновение связано с модулем сдвига или способности материала противостоять изменению формы. Упругие постоянные вместе с плотностью материала определяют скорость, с которой упругие волны распространяются в различных средах.

Продольные волны распространяются со скоростью, рассчитываемой по уравнению

$$V_p^2 = (B + 4/3\mu) / \rho, \quad (1.10)$$

где B – модуль объемного сжатия:

$$B = \lambda + \frac{2}{3}\mu. \quad (1.11)$$

Скорость распространения поперечных волн определяется по формуле:

$$V_s^2 = \mu / \rho. \quad (1.12)$$

Как продольные, так и поперечные волны распространяются по всему объему среды, которая передает их, и поэтому оба типа называют объемными волнами.

В противоположность объемным волнам в среде существуют другие волны, распространяющиеся только вдоль границы, которая разделяет среды, если эти среды имеют различные упругие свойства. Эти волны известны под общим названием поверхностных волн. Главная

особенность этих волн состоит в том, что их можно наблюдать только вблизи той поверхности (границы раздела), которой они обязаны своим существованием.

Существование поверхностных волн, в которых частицы грунта движутся по эллиптической орбите, т. е. вперед – вверх – назад – вниз и т. д. впервые математически предсказал Релей в 1887 г. Эти волны, известные под названием волн Релея позже были обнаружены при записях землетрясения, а также при взрывах зарядов ВВ.

При другом типе поверхностной волны частицы материала колеблются поперек направления распространения волны, причем вертикальное смещение не имеет места. Эта волна называется волной Лява, который дал им математическое объяснение.

Третий тип упругих поверхностных волн, который был выделен, перемещает частицу на своем пути по диагонали, т. е. вперед – влево – вверх, а затем назад – вправо – вниз или вперед – влево – вверх, затем назад – влево – вниз. Волна этого типа называется спаренной волной, так как представляет собой комбинированные колебания продольной и поперечной волн.

Четвертый тип упругих поверхностных волн явился причиной очень сильных колебаний поверхности при испытании первой атомной бомбы. Эта волна перемещает частицу на своем пути по эллиптической орбите, подобно волне Релея, но в обратном направлении, т. е. вперед – вниз – назад – вверх. Ввиду того, что этот тип движения в основном присущ волне на воде, эта поверхностная волна была названа гидродинамической волной.

Скорость распространения поверхностных волн Релея равна $0,9V_s$. Для других поверхностных волн точные зависимости не установлены. На рис. 1.1 представлены колебания при землетрясении, заимствованные



Рис. 1.1. Сейсмоколебания при землетрясении на расстоянии 1750 км

из [2]. Вторичная волна достигла сейсмографа, расположенного в 1750 км от эпицентра через 7,5 мин после землетрясения.

Установлено, что при падении волны любого типа на границу двух сред происходит как отражение, так и преломление. В более общем случае возникают четыре волны: две из которых являются преломленными и две отраженными.

При отражении (рис. 1.2) плоской продольной волны (A_1) от свободной поверхности образуются две волны: продольная (A_2) и поперечная (A_3). Причем продольная волна отражается под углом α_2 , равным углу падения α_1 . А поперечная волна возникает на границе и отражается под углом, который находится из выражения:

$$\sin \alpha_1 / \sin \beta_2 = V_p / V_s, \quad (1.13)$$

где α_1 – угол падения продольной волны; β_2 – угол отражения поперечной волны; V_p – скорость распространения продольной волны; V_s – скорость распространения поперечной волны.

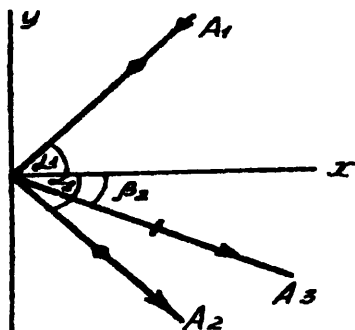


Рис. 1.2. При отражении плоской продольной волны (A_1) от свободной поверхности образуются две волны: продольная (A_2) и поперечная (A_3)

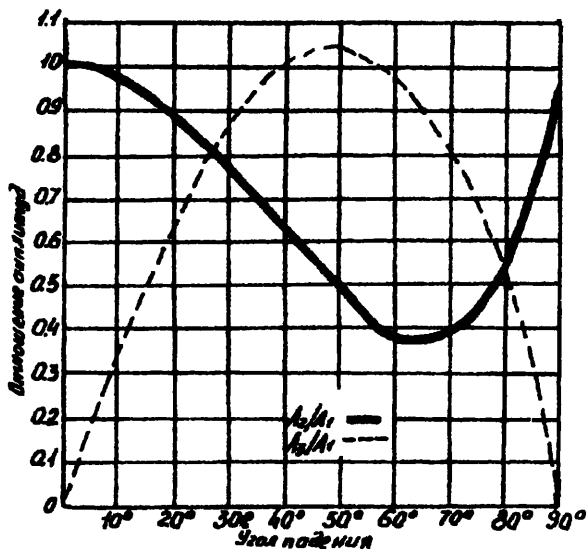
При нормальном падении продольной волны $A_3=0$ и отраженная поперечная волна не возникает. Амплитуда отраженной продольной волны равна в этом случае амплитуде падающей волны, а фаза при отражении от границы изменяется на π .

При известной амплитуде падающей продольной волны можно найти амплитуды двух отраженных волн из уравнений:

$$\begin{aligned} 2(A_1 + A_2) \cos \alpha_1 \sin \beta_2 - A_3 \cos 2\beta_2 &= 0, \\ (A_1 + A_2) \cos 2\beta_2 \sin \alpha_1 - A_3 \sin \beta_2 \sin 2\beta_2 &= 0. \end{aligned} \quad (1.14)$$

На рис. 1.3, заимствованном из [106] значения отношений A_2/A_1 и A_3/A_1 нанесены в функции угла падения для среды с коэффициентом Пуассона, равным 0,33. Из этого графика видно, что максимум амплитуды колебаний на границе имеет место при условии перпендикулярного подхода продольной волны к этой границе. Амплитуда отраженной продольной волны достигает минимума при угле падения 65° ; при касательном падении, также как при перпендикулярном, отраженной поперечной волны нет.

Рис. 1.3. График отношений амплитуд в функции угла падения



Максимум же амплитуды отраженной поперечной волны наблюдается при угле падения продольной волны, равном 48° .

При отражении поперечной волны, падающей на свободную поверхность (рис. 1.4), также как в первом случае отражается две волны: поперечная и продольная. Поперечная волна отражается под углом β_2' , равным углу падения β_1' . Продольная волна отражается под углом α_2' , причем

$$\sin \alpha_2' / \sin \beta_1' = V_p / V_s. \quad (1.15)$$

Если амплитуда падающей поперечной волны β_1 , отраженной поперечной волны β_2 и отраженной продольной волны β_3 , то справедливы

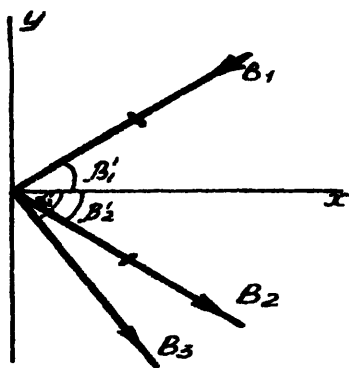


Рис. 1.4. При отражении плоской поперечной волны (B_1) от свободной поверхности образуются две волны: поперечная (B_2) и продольная (B_3)

уравнения:

$$(B_1 + B_2) \sin 2\beta_1' \sin \beta_1' - B_3 \sin \alpha_2 \cos \beta_1' = 0,$$

$$(B_1 - B_2) \cos 2\beta_1' - 2B_3 \sin \beta_1' \cos \alpha_2' = 0. \quad (1.16)$$

Из этих уравнений при любом угле падения можно найти B_2/B_1 и B_3/B_1 , причем видно, что в случае нормального падения поперечной волны ($\beta_1' = 0$), $B_3 = 0$ и отраженной продольной волны нет.

1.2. Источники сейсмоакустических волн в массиве пород

Сейсмоакустические волны возникают в горном массиве вследствие его пластического деформирования, разрыва связей и роста трещин под действием накопленной упругой энергии. Эмиссия этих волн из источника обычно имеет вид коротких широкополосных импульсов [3].

Акустическая эмиссия при деформировании гетерогенных сред типа горной породы имеет более сложный характер, чем в случае однофазных сред.

Вокруг дефектов повышается интенсивность напряжений, так что материал, например, вблизи вершины трещины находится в более напряженно-деформированном состоянии, чем вдали от нее. Как правило, это приводит к более интенсивной акустической эмиссии вблизи вершины трещины. В процессе роста трещины наибольшую роль играют два явления: развитие локальной зоны пластических деформаций вблизи трещины и скачок фронта трещины. Скорость раскрытия тре-

щины отрыва или крутизна переднего фронта сейсмоакустического импульса, воспринимаемого датчиком, пропорциональна разрывным напряжениям и обратно пропорциональна волновому сопротивлению. Длина трещины l связана с длительностью излучаемого при разрыве упругого импульса t зависимостью

$$l = ct, \quad (1.17)$$

где c – скорость раскрытия трещины, примерно, равная скорости поперечной волны.

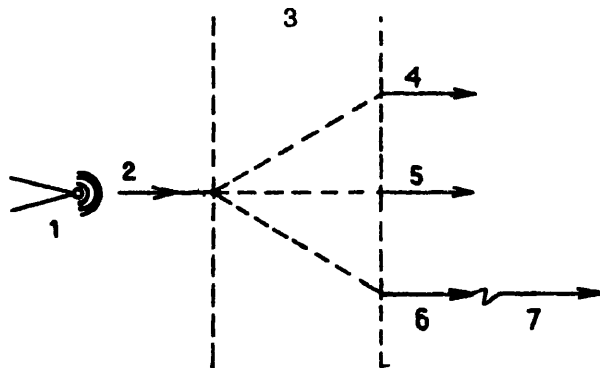
Формула (1.17) используется для приближенных оценок [3].

Трещины сдвига возникают в горной породе значительно чаще, чем трещины отрыва, так как для их образования требуется меньше накопленной упругой энергии. При прочих равных условиях затраты энергии на развитие сдвиговых трещин в горном массиве примерно в 4 раза меньше, чем при нормальном отрыве. Разрыв сплошности по плоскости сдвига при развитии трещины происходит, когда сдвигающая сила превышает сопротивление сдвигу.

Параметры акустического сигнала, излучаемого сдвиговой трещиной, зависят от ее длины, скорости роста и характера сцепления между стенками.

На рис. 1.5, заимствованном из [4] показана схема распределения энергии при росте трещины: 1 – рост трещины, 2 – выделившаяся энергия, 3 – распределение энергии, 4 – энергия упругой деформации решетки, 5 – затраты энергии на образование новой поверхности, 6 – упругая волна, 7 – тепловая и звуковая энергия.

Рис 1.5. Схема распределения энергии при росте трещины



Количество энергии, переходящей в упругую волну, зависит от характера распределения энергии в процессе прорастания трещины и от таких факторов, как:

а) природа релаксационного процесса роста трещины (хрупкому росту присущи интенсивная акустическая эмиссия и малое время релаксации, пластическому росту, наоборот, – слабая акустическая эмиссия и большая длительность процесса);

б) скорость релаксации и частота повторения процессов;

в) микроструктура горной породы, т. е. разрывы сплошности, размеры зерна и присутствие заполнителя.

Так, если источником упругой волны является рост трещины, то время нарастания соответствующего акустического сигнала пропорционально времени, необходимому для скачкообразного увеличения трещины, а амплитуда сигнала – площади образовавшейся при этом поверхности [4].

Акустическая эмиссия в горном массиве является функцией времени, т. е. нестационарным случайным процессом. Наблюдение и исследование параметров акустической эмиссии проводятся с целью определения состояния изучаемого горного массива. Анализ динамики акустической активности (число импульсов в единицу времени) в горных породах позволяет прогнозировать близость разрушения. Происходящие при этом процессы, как правило, необратимы. Импульсы отличаются друг от друга своими характеристиками, которые используются при анализе. К ним относятся число превышений порога, амплитуда сигнала, длительность импульса и время его нарастания. Характеристики сейсмоакустических импульсов сильно зависят от свойств горного массива, окружающей среды и расстояния.

Спектр упругой волны $S(f)$ можно представить [3] в виде произведения спектра излучателя $Q(f)$ и спектральной поглощающей способности горного массива $K(f)$:

$$S(f) = Q(f)K(f). \quad (1.18)$$

Спектральную поглощающую способность горной породы можно определить в случае ее однородности и изотропности по формуле

$$K(f) = e^{-\alpha(f)r}, \quad (1.19)$$

где $\alpha(f)$ – амплитудный коэффициент затухания, зависящий от частоты; x – расстояние до источника.

Горная порода оказывает на распространяющийся сейсмоакустический импульс действие, аналогичное действию низкочастотного фильтра, ослабляющего высокочастотные составляющие, т. е. максимум спектральной плотности импульса будет перемещаться в сторону низких частот. Форма импульса изменяется также за счет дисперсии. В скальных породах дисперсия скорости не превышает 1–2 %. В связи с ее малостью на практике дисперсией фазовой скорости пренебрегают.

Исследования частотных спектров естественных сейсмоакустических импульсов, соответствующих трещинообразованию и импульсов от работы отбойного молотка выполнены авторами [5]. Обращает на себя внимание устойчивость распределений, в обоих случаях отчетливый максимум приходится на диапазон 400–500 Гц, в котором лежит 35 % всех зарегистрированных естественных импульсов и 37 % импульсов от удара отбойного молотка.

Некоторые авторы [6] находят существование избирательности угольных пластов к частоте упругих колебаний. Наибольшая интенсивность при этом определена для волн с частотой 400–500 Гц. Автор работы [7], исследуя спектральный состав естественных импульсов и создаваемых отбойным молотком также получил четко выраженный максимум в диапазоне 400–500 Гц для импульсов различной мощности.

Исследования зарубежных ученых (ФРГ, Англия) [8] определяют диапазон частот для естественных сейсмоакустических импульсов равным 150–2000 Гц.

Таким образом, частота сейсмоакустических импульсов образующихся в угольных пластах определена и подтверждена многими исследователями; она лежит в диапазоне 150–2000 Гц, если импульсы регистрируются на расстояние до 200 м от очага, а максимум расположен в диапазоне 400–500 Гц.

На некоторых угольных пластах Донбасса отмечена тенденция к повышению преобладающей частоты с ростом горного давления. Однако такие наблюдения пока единичны и не имеют аналогов на ряде других пластов. Поэтому преждевременно строить на них какие-либо заключения [7].

Сходство спектральных характеристик естественных сейсмоакустических импульсов и импульсов от работы отбойного молотка является существенным препятствием для их автоматической регистрации, которую не удастся в настоящее время осуществить по частотному признаку [9]. Также маловероятна перспектива селекции импульсов по амплитудному признаку: динамические диапазоны естественных импульсов и импульсов от отбойного молотка в значительной мере перекрываются.

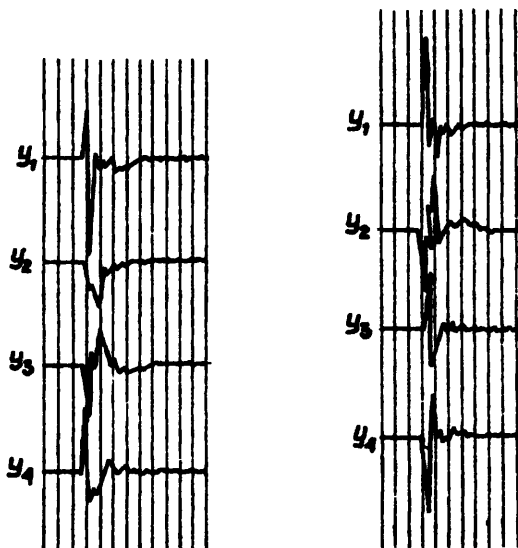
Однако известны предложения по частотному признаку осуществить автоматическую регистрацию импульсов от работающих машин с использованием ЭВМ и специальных электронных устройств. Что же касается практической реализации предложения, то это весьма проблематично.

Несмотря на хорошее совпадение характеристик, естественные импульсы от отбойных молотков отчетливо различаются на слух при соответствующей тренировке оператора. Это обстоятельство вынуждает опираться на слуховую регистрацию, как наиболее надежную в настоящее время, указывается в работе [9].

Другим видом источников, которые представляют интерес для настоящих исследований, являются взрыв и мощный удар. Эти источники также как трещина приводят к нарушению сплошности среды. При этом имеется зона, для которой нарушается закон Гука или закон линейной упругости, а следовательно, не справедливы линейные волновые уравнения. Однако существует такая зона, на границе которой и за ее пределами процессы можно считать упругими, тогда задача сводится к решению однородного волнового уравнения, удовлетворяющего условиям, заданным на границе упомянутой зоны. Приведение задачи к граничной бывает необходимо, если источниками являются взрыв, внезапный выброс, возникновение трещины в горном массиве, т. е. когда источник является таким включением, которое по свойствам значительно отличается от упругого пространства, в котором распространяется волна.

На рис. 1.6 показаны сейсмоакустические импульсы, зарегистрированные на расстоянии 5 и 6 метров при взрыве 250 г детонита в условиях Джекказганского рудника [10].

Рис. 1.6. Форма импульса
при взрыве
в массиве горных пород



Согласно теории упругости при постоянной скорости в среде условия построения последующих волновых поверхностей таковы, что различные неровности поверхности источника, состоящие в отклонении ее от сферы, переносятся и на поверхности для последующих моментов, но по мере увеличения времени эти поверхности все более и более сглаживаются относительно увеличивающихся размеров поверхностей. Следовательно, на расстояниях, значительно превышающих размер начальной области источника, всю волновую поверхность или ее часть можно считать сферой с плавно меняющейся на ней интенсивностью колебаний, а в некоторых случаях волновой поверхностью с неизменной интенсивностью. Таким образом, мы приходим к волне, у которой поверхностью равных амплитуд и одинаковых фаз колебаний является сфера, а значит, мы приходим к сферической волне с центральной симметрией. Такие сферические волны могут быть оценены с помощью интегродифференциальных уравнений.

Для уяснения физического процесса волнового поля, возбужденного взрывом сосредоточенного заряда, обратимся к решению задачи [11], базирующейся на решении волнового уравнения при центральной симметрии

$$a \frac{\partial^2(\varphi R)}{\partial R^2} = \frac{\partial^2(\varphi R)}{\partial t^2}, \quad (1.20)$$

где $\varphi(R, t) = \frac{1}{R} \left[f_1 \left(t - \frac{R}{V} \right) + f_2 \left(t + \frac{R}{V} \right) \right]$ – функция, обладающая центральной симметрией, удовлетворяющая заданным граничным условиям; φ – может быть скалярным или векторным потенциалом в зависимости от существования продольной или поперечной волн или обеих вместе.

Предположим, что $R=l$ есть радиус сферической зоны, за пределами которой, среда упруга и сплошность ее не нарушается. Тогда в качестве граничного условия может быть задано радиальное перемещение на сферической поверхности $R=l$, которое обозначим через $u_2(t)$. Оно одинаково для всех точек сферы и не может вызвать поперечную волну. Продольная волна будет здесь характеризоваться скалярным потенциалом смещения $\varphi(R, t)$. Согласно общей формуле для поля упругих колебаний, определяемого полем вектора смещения

$$\bar{u} = \overline{\text{grad}} \varphi + \text{rot} \bar{\Psi} \quad (1.21)$$

для скалярного потенциала φ имеем

$$\text{grad} \varphi = \frac{\partial \varphi}{\partial R} \quad (1.22)$$

и поэтому радиальное смещение будет

$$u_R(R, t) = \frac{\partial \varphi(R, t)}{\partial R}. \quad (1.23)$$

В данном случае возникает лишь расходящаяся волна и ее потенциал может быть представлен формулой

$$\varphi(R, t) = \frac{l f \left(t - \frac{R-l}{V} \right)}{R} \quad (1.24)$$

откуда видно, что при $R=l$ потенциал $\varphi=f(t)$.

Для определения конкретного вида функции f следует воспользоваться граничным условием:

$$u_l(t) = \frac{\partial \varphi}{\partial R} \Big|_{R=l} = -\vartheta u_l(t) e^{\frac{\vartheta t}{l}}. \quad (1.25)$$

После преобразований и умножения обеих частей на $\exp\left(\frac{\vartheta t}{l}\right)$ мы приходим к уравнению первого порядка

$$\frac{d}{dt} \left[f(t) \exp\left(-\frac{\vartheta t}{l}\right) \right] = -\vartheta u_l(t) \exp\left(\frac{\vartheta t}{l}\right). \quad (1.26)$$

Его решение можно записать в следующем виде:

$$f(t) = -V \exp\left(-\frac{\vartheta t}{l}\right) \int' u_l(\tau) \exp\left(\frac{\vartheta \tau}{l}\right) d\tau. \quad (1.27)$$

Эта формула может быть применена для решения задач, связанных с сейсмоакустическими источниками в горном деле. Так, например, движение стенки зоны $R=l$ при взрыве хорошо аппроксимируется граничным условием:

$$\left. u_l(t) \right| = 0; \quad t < 0 \\ \left. u_l(t) \right| = u_0 \exp(-\vartheta t); \quad t \geq 0.$$

Таким образом, мы полагаем, что смещение возникает практически мгновенно и достигает величины u_0 , а восстановление равновесного состояния среды происходит по экспоненциальному закону. При подстановке u_l в формулу (1.27) нижний предел интеграла следует положить равным нулю, поскольку при $t < 0$ смещение отсутствует и $u_l = 0$. После преобразований получим

$$f(t) = \frac{\vartheta u_0}{\vartheta/l - \alpha} \left[\exp\left(-\frac{\vartheta t}{l}\right) - \exp(-\alpha t) \right]. \quad (1.28)$$

Следовательно, $\varphi(R, t)$ теперь определится так

$$\varphi(R, t) = \frac{l \vartheta u_0}{R(\vartheta/l - \alpha)} \left[\exp\left(-\frac{\vartheta t'}{l}\right) - \exp(-\alpha t') \right], \quad (1.29)$$

где $t' = t - (R-l)/v$.

Дифференцируя это выражение, получим смещение

$$u_R(R,t) = \frac{lu_0}{R(9/l - \alpha)} \left[\left(\frac{9}{l} e^{-\frac{9}{l}t'} - \alpha e^{-\alpha t'} \right) - \frac{9}{R} \left(e^{-\frac{9}{l}t'} - e^{-\alpha t'} \right) \right]. \quad (1.30)$$

Если считать в последней формуле $R=l$, то получим u_l , что является проверкой решения. Заметим, что при больших расстояниях, когда $R \gg l$, последнее выражение можно упростить, если пренебречь в нем вторым числом, содержащим l/R .

Как следует из (1.29), $\phi(R,t)$ будет обращаться в нуль при $t=(R-l)/v$ и при $t \rightarrow \infty$. Это значит, что при некотором t величина $u_R(R,t)$ должна менять знак. Такая перемена знака смещения является общим свойством сферической волны. Если бы смещение знака не меняло, то суммарный эффект колебания за длительное время, выражаемый интегралом $\int_{-\infty}^{\infty} u_R dt$, не был равен нулю, что противоречит определению упругой волны, при которой среда приходит в равновесное состояние, когда смещение равно нулю. В упругой сферической волне фаза сжатия (разрежения) должна сменяться фазой разрежения (сжатия).

Итогом рассмотренного примера является то, что амплитуда зависит не от абсолютной величины расстояния, а от расстояния, отнесенного к радиусу источника l , а также от отношения R и l к длине волны λ . Другими словами вдали от источника амплитуда обратно пропорциональна расстоянию R/l и прямо пропорциональна l/λ – отношению размера источника к длине волны (но это только при $l < \lambda$).

Промышленные взрывы, используемые для разрушения горных пород представляют собой сложную сеть одновременно инициируемых зарядов ВВ, обычно цилиндрической формы. Применить существующие методики теоретических расчетов параметров сейсмических волн для простого одиночного заряда и идеальной среды к сложному промышленному взрыву с учетом особенностей реальной среды и типов волн не представляется возможным. Поэтому исследователи производят измерение параметров волн от промышленных взрывов в конкретных горногеологических условиях и находят зависимости для смещений, скоростей и ускорений частиц среды и пользуются ими в соответствующих условиях для контроля. Зависимости, найденные

академиком М. А. Садовским [12], доктором техн. наук С. В. Медведевым, доктором техн. наук В. Н. Мосинцом [13] и другими исследователями широко используются на горных предприятиях открытой и подземной добычи.

Работающие горные машины типа экскаватор, буровой станок и др. образуют, соответственно, характерные для них источники сейсмоакустических волн, местоположение которых совпадает с местоположением режущего инструмента в горном массиве. Использование этих сейсмоакустических источников для определения координат режущего инструмента в массиве горных пород в ряде случаев является более эффективным по сравнению с другими методами контроля.

Катастрофическим источником сейсмоакустических волн являются горные удары. В РФ они первые зарегистрированы на угольных шахтах Кизеловского бассейна более 40 лет назад. Несколько позже удары стали проявляться на шахтах Донбасса, Кузбасса, Воркуты, Шурабе и др.

В последние годы, в связи с увеличением глубины ведения горных работ, проблема борьбы с горными ударами стала весьма острой и при отработке рудных месторождений как в нашей стране, так и в других странах (ФРГ, США, Польша, Китай, Индия, ЮАР и др.). В нашей стране признаки удароопасности отмечаются на многих рудных и нерудных месторождениях. Участились случаи проявления горных ударов на рудниках Талнаха, Норильска, Горной Шории, Кривого Рога и особенно на Североуральском бокситовом руднике.

Широкие комплексные исследования, проведенные в РФ и за рубежом на пластах шахт, подверженных горным ударам, позволили снизить остроту проблемы на угольных шахтах [14]. Большая заслуга в этом принадлежит проф. Ходату В. В., академику АН Киргизии Авершину С. Г., проф. Петухову И. И., проф. Айруни А. Т., докт. техн. наук Петросяну И. Э., акад. АН РФ Шемякину Е. И., проф. Проскурякову Н. М., проф. Курлени М. В., докт. техн. наук Анцыферову М. С., докт. техн. наук Пузыреву В. Н.

В настоящее время выявлены основные факторы, способствующие формированию и развитию горных ударов, сформулированы принципы безопасного ведения горных работ на пластах, опасных по горным ударам, и разработан ряд способов прогноза их предотвращения [15].

В нашей стране для прогноза динамических явлений применяются две модификации сейсмоакустического метода: сейсмоакустический метод ИГД им. А. А. Скочинского и сейсмоакустический метод ВНИМИ. Первый из них основан на регистрации сейсмоакустических импульсов, возникающих в массиве в результате перераспределения горного давления. Особенностью данного метода является пассивный характер процесса измерений. При исследованиях этим методом производится регистрация случайных импульсов и установить чем вызван тот или иной импульс практически невозможно. Сейсмоакустический метод ВНИМИ базируется на исследованиях не случайных, а таких импульсов, которые вызываются искусственно, и координаты очагов которых точно известны.

Большой объем сейсмоакустических наблюдений проводится на угольных пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа. Наиболее важные в этой области исследования выполняются ИГД им. А. А. Скочинского на шахтах Донбасса [9]. Основной их целью является отыскание признаков возникновения внезапного выброса. Ведутся также работы по определению местоположения источников сейсмоакустических импульсов, возникающих при разработке угольных пластов. В 1956 г. в Центральном районе Донбасса была построена сейсмоакустическая станция. В настоящее время на многих шахтах Донбасса имеются филиалы этой станции, следящие за акустической активностью на отдельных участках. Для сейсмоакустических наблюдений разработана специальная искровзрывобезопасная одноканальная аппаратура типа ЗУА [9].

С 1951 г. сейсмоакустический метод применяется ВНИМИ для исследования горных ударов [16]. В отличие от предыдущих исследований метод ВНИМИ используется для прогноза степени удароопасности отдельных участков угольных пластов и для изучения механизма и природы хрупкого разрушения угля в очаге горного удара. Широко применяется способ возбуждения сейсмоакустических импульсов путем бурения шпуров. Этот способ является составной частью комплексного метода ВНИМИ.

Однако разработанные способы прогноза внезапных выбросов не позволяют осуществлять их локацию, в результате профилактические

мероприятия по предотвращению внезапных выбросов ведут к излишним трудозатратам, а прогноз осуществляется весьма приближенно. Следовательно, одной из важнейших задач научных исследований является определение координат прогнозируемых внезапных выбросов, что в значительной степени приведет к снижению профилактических трудозатрат по их предотвращению и повышению точности прогнозирования.

Экспериментальные и теоретические работы, выполненные в ИГД им. А. А. Скочинского, ВНИМИ, МГИ, ИПКОНе, МакНИИ, ИГД РК, ВостНИИ и др., позволили создать основу теории внезапных выбросов и горных ударов, многие положения которой имеют достаточно обоснованное и законченное содержание [14].

По определению [14, 16] “Горный удар – хрупкое разрушение предельно напряженной части пласта угля (породы), прилегающей к горной выработке, возникающее в условиях, когда скорость изменения напряженного состояния в этой части превышает предельную скорость релаксации напряжений в ней”. При горном ударе происходит нарушение равновесия всей системы “боковые породы – пласт”, приводящее к хрупкому разрушению угля в краевой части пласта. Процесс разрушения в очаге горного удара имеет лавинообразный характер. В момент разрушения угля происходит мгновенное расширение ранее сжатых боковых пород, сопровождающееся колебательным процессом.

В работе [17] указывается, что механизм формирования и развития внезапных выбросов угля и газа в основном изучен. Формирует выброс процесс образования (точнее раскрытия) газонаполненных, параллельных забою трещин, а реализует – давление свободного газа в трещинах, которое преодолевает сопротивление сдвигу перемычки между забоем выработки и трещиной, причем по потенциально выбросоопасной пачке тектонически нарушенного угля. Затем приводится определение: “Выброс – лавинообразный процесс последовательного взламывания, отторжения и отброса указанных перемычек”.

Возникновение горного удара, как указывается [18], возможно при выполнении двух условий:

- достижение предельной нагрузки на разрушаемый материал;
- неустойчивость состояния равновесия системы: вмещающие породы – пласт.

Возникновение динамического явления, в том числе и горного удара, сопровождается выделением энергии, которая складывается [19] из энергии, заключающейся в разрушенном материале W_{μ} , энергии расширяющегося газа W_d (там, где он есть) и энергии, выделяющейся из вмещающих пород $(-\Delta\mathcal{E})$. Все эти виды энергии расходуются на разрушение горных пород W_p , на переход в кинетическую энергию разрушенных пород ΔK , на образование сейсмической энергии W_c и энергии воздушной волны W_a . Часть энергии поглощается вблизи очага динамического явления W_o . Баланс энергии согласно [157] представляется равенством:

$$W_d + W_{\mu} + (-\Delta\mathcal{E}) = W_p + \Delta K + W_c + W_a + W_o. \quad (1.31)$$

В случае горного удара главным источником энергии является энергия, выделяющаяся вмещающими породами. По определению авторов [19], от общей энергии горного удара в энергию упругих колебаний переходит не более 10 %.

Определение сейсмической энергии горных ударов преследует цель различать их по степени проявления и использовать эти данные для целей регионального прогноза удароопасности шахтного поля. В сейсмологической практике применяются разные способы определения сейсмической энергии [21]. Расчеты производились для землетрясений с энергией 10^5 Дж и выше. Энергия же горных ударов в большинстве случаев ниже указанного уровня. Энергетическая классификация горных ударов и метод определения энергии по записям с гальванометрической регистрацией приведены в работах [14, 22]. При расчете сейсмической энергии, выделенной в очаге, необходимо учитывать функцию затухания.

Детальное изучение деформирования угольного пласта показало, что в зависимости от удароопасного состояния в краевой части пласта формируются различные зоны характерного деформирования. В условиях повышенной удароопасности можно выделить три зоны. Непосредственно вблизи обнажения до 1,5 м от линии забоя располагается зона с преобладанием псевдопластических деформаций. Далее от 1,5 м до 3,0 м формируется зона с возрастанием деформаций от

хрупкого разрушения, доля этих деформаций составляет 40–50 % от общих. На расстоянии от 3,0 до 4,5 м от обнажения располагается зона с преобладанием деформаций от хрупкого разрушения.

Изучение условий формирования и развития горных ударов позволило разработать способы их прогноза и меры предотвращения [14, 15, 22, 23].

Меры предотвращения направлены на ликвидацию одного или нескольких условий формирования внезапного выброса, путем снижения горного давления и изменения механического состояния угольного пласта в краевой части.

Меры борьбы с внезапными выбросами можно разделить на региональные и локальные [23]. К региональным мерам борьбы относятся раскройка месторождения на шахтные поля и принятие календарного плана их обработки, обеспечивающих отработку без образования участков большой концентрации напряжений, опережающая отработку защитных слоев, залежей, ведение очистных работ без оставления целиков, исключение встречных и догоняющих фронтов очистных работ и др. К локальным мерам борьбы с внезапными выбросами относятся камуфлетное взрывание, нагнетание воды в пласт, бурение скважин большого диаметра, проходка разгрузочных щелей, применение специальной крепи и др.

Для своевременного применения мер борьбы с внезапными выбросами необходим прогноз удароопасности, который также состоит из регионального и локального [19]. При осуществлении регионального прогноза используется сейсмологический метод, предложенный ВНИМИ [15]. В основе метода лежит регистрация сейсмических колебаний, возбуждаемых горными ударами. Области повышенной опасности выделяются по плотности изолиний сейсмической активности, непрерывно регистрируемой сейсмической системой [23].

Размер областей, опасных по горным ударам, получаемый по результатам регионального прогноза, может достигать сотен метров. Выявленные области содержат горные выработки, отдельные участки которые могут иметь различную степень удароопасности. Недостатком метода является некоторый глобализм и сложность в формализации процесса обработки результатов измерений.

1.3. Локальные способы прогноза динамических явлений в шахтах рудных и нерудных месторождений

В настоящее время оценку степени удароопасности участков угольных пластов производят с помощью комплексного метода ВНИМИ [24]. Метод базируется на принципиальном положении – чем больше напряжение в максимуме опорного давления и чем ближе этот максимум расположен к обнажению, тем выше степень удароопасности участка угольного пласта.

По степени удароопасности участки угольных пластов подразделяют на четыре категории [23]. Участки первой категории имеют наибольшую степень удароопасности, а участки четвертой категории соответствуют неудароопасному состоянию. При выявлении участков первой и второй категории удароопасности, последние должны быть приведены в неудароопасное состояние, причем при первой категории обязательны дополнительные меры предосторожности при проведении самих профилактических мероприятий.

При третьей и четвертой категории удароопасности применение мер борьбы с горными ударами не требуется.

Комплексный метод ВНИМИ прогноза удароопасности включает ряд способов относительной оценки напряжений в краевой части пласта, которые можно подразделить на три группы: с бурением скважин, без бурения скважин и бесконтактные. Классификация способов проф. Петухова И. М. приведена на рис. 1.7.

Широкое применение при определении степени удароопасности на угольных шахтах нашли способы, основанные на регистрации процессов и явлений, сопровождающих бурение скважин в краевую часть пласта, опасного по горным ударам [25, 14]. Бурение скважин активизирует процесс запредельного деформирования, который в удароопасных условиях происходит с преобладанием деформации от хрупкого разрушения. На участках, где каменный уголь вокруг скважины переходит в предельно-напряженное состояние, наблюдается сейсмоакустическая активность, повышается выход буровой мелочи, увеличивается ее крупность, уменьшается усилие подачи бурового инструмента.

Непременным условием при осуществлении прогноза является пробуривание скважин далее положения зоны максимальных нагрузок.



Рис. 1.7. Способы прогноза степени удароопасности участков массива горных пород

Определение категории удароопасности производится по разработанным номограммам [25], где по оси абсцисс откладывается расстояние до зоны максимальных нагрузок, выраженное в долях вынимаемой мощности, а по оси ординат – величины весового выхода штыба, его крупности, акустической шумности, усилия подачи.

Способы вдавливания инденторов в забой и стенки скважины основаны на связи показателей вдавливания, получаемых в конкретных условиях, с действующими напряжениями [23]. Разработанные во ВНИМИ приборы БП-18 и МГД [26] позволяют получать кривые изменения разрушающих усилий и глубин вдавливания по длине скважины. Степень удароопасности отдельных участков массива

определяется по критериям, отражающим уровень и характер нагрузок в зоне опорного давления. В качестве критериев при применении прибора МГД используют коэффициент опасности, учитывающий соотношение между показателями вдавливания (деформацией до разрушения, в процессе разрушения и усилием) [23, 27].

В основе способа прогноза удароопасности по фазово-физическим свойствам заложены принципы оценки структурных особенностей порового пространства угля как коллектора влаги и его фазового состояния, связанного с силовым полем напряжений. Оценка производится посредством изучения естественной влажности и сорбции (десорбции) порообразной влаги [29]. При этом используются следующие показатели:

- максимальная гигроскопическая влажность, характеризующая величину секционного порового объема;
- показатель порового пространства, отражающий доленое участие в общей пористости “сорбционного порового объема”;
- показатель “естественного” водонасыщения, характеризующий водонасыщенность пласта.

Физическая сущность способа заключается в изменении пористости угля под действием нагрузок. В области повышенных нагрузок при высокой степени удароопасности уплотнение угля приводит к снижению его естественной влажности.

Способы прогноза удароопасности без бурения скважин – сейсмический и электрометрический – основаны на оценке нагрузки на краевую часть пласта путем измерения акустических или электрических свойств [28].

Сейсмический способ основан на зависимости скорости распространения упругих волн от напряжения. С повышением напряжения величина скорости возрастает. Измерения скорости проводятся путем возбуждения и регистрации упругих волн в диапазоне частот 100–2000 Гц. В краевой части угольного пласта под действием горного давления формируются зоны с различной плотностью. Эти процессы приводят к повышению эффективной упругости в максимуме опорного давления и увеличению скорости распространения упругих волн. Степень удароопасности данного участка устанавливается на основе

определения расстояния до зоны максимальной скорости и величины этой скорости. Основной схемой наблюдения является продольное профилирование, при котором используется эффект рефракции, обусловленный наличием зоны опорного давления. Разработана специальная аппаратура, предназначенная для использования в шахтных условиях [30]. Однако этот способ трудно реализуем и дает невысокую точность прогноза, так как для каждого случая исследований необходимо знать скорости распространения в среде при малых, средних, больших и критических нагрузках.

Сейсмоакустический способ прогноза, согласно [9, 31], основан на регистрации естественных сейсмоакустических импульсов, которые возникают в горном массиве вследствие его пластического деформирования, разрыва связей и роста трещин под действием накопленной упругой энергии. Точность прогноза этого способа не высока, так как он не дает информацию о местонахождении источника сейсмоакустических импульсов, который может находиться в любом месте горного массива.

В работе [17] отмечается, что лучшим инженерным решением проблемы прогнозирования является сочетание предварительного текущего прогноза удароопасности сейсмоакустическим методом и последующего уточняющего прогноза по газовыделению из опережающих шпуров.

Электрометрический способ основан на зависимости электрического сопротивления пород от их напряженного состояния [28, 32]. В зависимости от горной породы, ее влажности наблюдается повышение или понижение эффективного сопротивления с ростом нагрузки. Поэтому предварительно определяется характер взаимосвязи между геоэлектрическими и геомеханическими долями на том или ином участке шахтного поля. Структура геоэлектрического разреза вокруг выработки получается с помощью подземных электрических зондирований (ПЭЗ). При этом используется как стандартная аппаратура типа ИКС, так и специально разработанная.

Бесконтактные способы основаны на регистрации электромагнитных волн, как естественно возникающих (импульсное электромагнитное излучение) [33], так и возбуждаемых искусственно [34]. Способы находятся на стадии развития.

Рассмотренные выше локальные способы прогноза, применяемые при разработке угольных пластов, опасных по горным ударам, не позволяют с высокой степенью надежности выявлять удароопасные участки, чтобы проводить соответствующие профилактические мероприятия, повышая их эффективность.

Опыт борьбы с горными ударами и регламентированные способы вскрытия, подготовки и обработки удароопасных угольных пластов (полевая подготовка и сплошные системы отработки без оставления целиков) позволяет уменьшить количество участков повышенной концентрации напряжений и поэтому существенно снизить объемы работ по прогнозированию и профилактике. В отличие от подземной разработки угольных месторождений, отработка рудных месторождений производится с применением камерных систем, с оставлением различного ряда целиков, являющихся концентраторами напряжений, с наличием большого количества горных выработок впереди фронта очистных работ и т. д.

Кроме того, неправильная форма рудной залежи, геологические нарушения и другие аномальные факторы способствуют возникновению естественных концентраторов напряжений в массиве горных пород, заранее неопределенных в пространстве. Все это существенно увеличивает объемы прогнозирования удароопасности участков массива пород на рудных месторождениях.

В Донбассе предстоят работы по отработке угольных запасов до глубин 1000 м и более. О увеличении глубины горных работ возрастает доля добычи высококачественных коксующихся углей в удароопасных условиях. Так на шахтах Донбасса за последние годы в удароопасных условиях добыто 30 % коксующихся углей и пройдено 36 % подготовительных выработок.

На рудных месторождениях в отличие от угольных, выделить импульсы акустической эмиссии на фоне помех, создаваемых при бурении скважин оказывается довольно затруднительным. Не приемлемым оказывается и способ, основанный на анализе объема выхода буровой мелочи. Однако для рудных месторождений разработан способ кернового бурения. Способ основан на взаимосвязи напряженного сос-

тояния горных пород с толщиной дисков, образующихся при выбуривании керна [25, 14]. Отмеченные способы достаточно широко применяются на ряде рудных месторождений страны [25, 35]. Однако, способ кернового бурения для рудных и способ анализа объема выхода буровой мелочи для угольных шахт имеют малые базы измерений и при большом объеме работ по прогнозированию требуют значительных материальных затрат.

В связи с этим, закономерным является возрастание интереса к геофизическим способам прогноза горных ударов, не требующим многократного внедрения в массив в течение рабочей смены. Разработанные геофизические способы (сейсмический, электрометрический) достаточно оперативны, не требуют бурения скважин, но их применение на рудных и угольных шахтах связано с рядом трудностей. Эти способы используются на достаточно протяженных участках с однородной геологической структурой. Кроме того, выделение в краевой части угольного пласта зоны с повышенной концентрацией напряжений по изменению скорости упругих волн и удельного сопротивления представляет собой сложную задачу. Это создает определенные трудности при оперативном прогнозе удароопасности на угольных и рудных месторождениях. Избежать их можно путем использования процессов, непосредственно возникших при запредельной напряженности горных пород в краевой части массива. В частности, таким процессом является, возникающая в массиве и выходящая из него сейсмоакустическая эмиссия. Регистрация сейсмоакустических импульсов, возникающих вследствие образования и развития разрушений при необратимом деформировании горных пород, позволяет с некоторым приближением осуществлять прогноз горных ударов. Существенным является то, что эти сейсмоакустические импульсы распространяются на значительное расстояние, например, для угольного пласта до 150 м и более, тогда как импульсы от работающих машин – не более 10 м [8]. Кроме этого, регистрацию импульсов можно осуществлять без внедрения в массив.

Вопрос о возможности использования импульсов акустической эмиссии рассмотрим отдельно и более подробно.

1.4. Использование акустической эмиссии горного массива для прогноза динамических явлений

В тридцатые годы советскими учеными делались попытки применения импульсных упругих колебаний, возникающих в горном массиве для изучения проявлений горного давления [36]. Однако, они не получили в то время широкого развития в связи с недостаточной изученностью природы их возникновения и несовершенством используемой аппаратуры.

Значительно позже, исследования, выполненные в Канаде Ходжсоном Е. А., были более успешными. Исследования проводились с целью наблюдения за горными ударами в шахтах и на поверхности с помощью сейсмической аппаратуры. Упругие импульсы, возникающие в процессе разрушения горных пород, записывались самописцами на бумажную ленту, с которой впоследствии считывалось количество импульсов. Предварительно были проведены лабораторные опыты по разрушению образцов горных пород с целью определения критической величины шумности (число импульсов в единицу времени) перед началом полного разрушения. Наблюдения показали, что не имеется однозначной связи между величинами шумности, полученными в лабораторных условиях и наблюдаемыми перед горными ударами в шахтах. По результатам исследований в шахтах был сделан вывод о том, что по шумности можно выделять лишь области повышенной опасности горного удара.

Одновременно с этими работами были начаты шахтные акустические наблюдения Обертом Л. и Дюваллем В. в США [8]. Используемая аппаратура, состояла из пьезопреобразователя, усилителя, наушников и самописца. На основании регистрации в нескольких точках по величине шумности им удалось определить области повышенной напряженности. Что же касается прогноза горных ударов, то они отметили, что при увеличении шумности можно говорить лишь об увеличении опасности горного удара.

Большое развитие получила сейсмоакустика при изучении явлений применительно к прогнозированию внезапных выбросов угля и газа на угольных шахтах Центрального района Донбасса [6, 9]. Исследования были начаты в 1952 году по инициативе акад. А. А. Скочинского и

акад. Г. А. Гамбурцева с целью изыскания признаков прогнозирования внезапных выбросов. Исследования проводились с учетом отечественного [36] и зарубежного [8] опыта и позволили установить, что в периоды, предшествующие динамическим явлениям, наблюдается усиление сейсмоакустической активности угольных пластов [6].

В дальнейшем доктором техн. наук Анциферовым М. С. с сотрудниками в ИГД им. А. А. Скочинского было разработано несколько типов аппаратуры ЗУА (моделей 1–5) [6]. Диапазон рабочих частот аппаратуры ЗУА составлял от 100 Гц до нескольких кГц. Основной способ регистрации при контроле состояния угольных пластов – подсчет возникающих сейсмоакустических импульсов на слух и определение шумности (количество импульсов в единицу времени).

На основе анализа результатов наблюдений, проведенных в угольных шахтах с помощью аппаратуры ЗУА [6] сделан вывод, что признаки монотонного повышения шумности наблюдаются за 0,25–5 часов до выброса. Одновременно с этим наблюдались случаи, когда монотонное возрастание шумности не сопровождалось динамическими явлениями. Отмечено возрастание средних частот колебаний упругих импульсов перед выбросами приблизительно на 10. Аналогичный результат описан в работе [31].

Исследователями ИГД им. А. А. Скочинского не удалось определить надежные предупредительные признаки приближающегося выброса, однако, задача прогнозирования выбросов была в достаточной степени приближена к решению путем определения момента входа очистного забоя в выбросоопасную зону. Было получено, что повышение выбросоопасности определяется по шумности за 1–3 м до выбросоопасной зоны от линии забоя [6]. На основании длительных исследований статистических закономерностей разработан алгоритм статистического прогноза [9, 37].

ВНИМИ, начиная с пятидесятых годов, в Кизеловском бассейне проводит исследования сейсмоакустической активности, сопровождающей бурение скважин, взрывание зарядов ВВ и другие производственные процессы [14, 22]. Работы проводились с целью изучения природы и механизма горных ударов и разработки методов их прогнозирования. При этом сейсмоакустические исследования вошли как составная часть разработанного ВНИМИ комплексного метода

прогноза удароопасности отдельных участков угольных пластов [23, 24]. Удароопасность прогнозируется по количеству и величине амплитуды импульсов, возникающих при бурении скважины.

Значительный цикл работ по исследованию акустической эмиссии, предшествующей горным ударам, был выполнен в ИФЗ им. О. Ю. Шмидта Ризниченко Ю. В, Виноградовым С. Д., Шаминой О. Г. и другими [38, 39]. Исследования проводились как в лабораторных, так и в шахтных условиях. Аппаратура, используемая для регистрации сейсмоакустических колебаний в угольных шахтах Кизеловского бассейна и в свинцовом руднике “Анна” в Пржибраме (ЧССР), имела полосу частот 80–4000 Гц. Регистрация проводилась в районе ведения очистных работ. Исследовалось поведение шумности, энергии импульсов (максимальная амплитуда в квадрате), спектральных характеристик, а также статистических характеристик режима (наклона γ графиков повторяемости $N(E)$, меры рассеяния R , средней повторяемости $\bar{n}$). Анализ наблюдений показал, что за 2–15 час. перед горными ударами наблюдается повышение шумности и энергии упругих импульсов. Причем, поведение энергии в большинстве случаев более выразительно, чем шумности (за счет увеличения числа сильных импульсов). Отмечено наличие паузы длительностью несколько минут непосредственно перед горным ударом. Однако наблюдались случаи, когда после паузы горного удара не следовало. Исследования частотного спектра показали, что перед горными ударами происходит некоторое уменьшение частот упругих импульсов. Интересные данные получены при анализе поведения статистических характеристик режима. При приближении горного удара уменьшался наклон графика повторяемости γ , увеличивалась повторяемость и мера рассеяния [38].

Исследования акустической эмиссии горных пород проводятся также в ряде других организаций: НИГРИ, ИГД СО АН РФ, Гипроуглеавтоматизация, ВНИМИ, ЦКБ “Геофизика”, Унипромедь и др. [40, 26, 43]. Большое внимание уделяется исследованиям на рудных месторождениях [41] и разработке аппаратуры ЦКБ “Геофизика”, например, разработала аппаратуру “Гроза-4”, которая позволяет по 4 каналам производить регистрацию информации на счетчики и перезаписывать ее на магнитофон в циклическом режиме.

В [43] приведены результаты исследований на Чиатурском марганцевом руднике. Работы проводились совместно с ИГД АН ЧР. Предложен метод контроля напряженно-деформированного состояния горных пород, основанный на слежении за изменением шумности и энергии сейсмоакустического процесса. Разработана аппаратура телеконтроля с частотным диапазоном 80–2000 Гц.

В НПО “Дальстандарт” создана Микросейсмоакустическая станция “Прогноз-5” для локации источников акустической эмиссии в горном массиве [42], которая содержит 5-ти канальное устройство РВПА-5, микро-ЭВМ ДЗ-28, ЦПУ Ш68000К. Исследования проводились на шахте Таштагольская. Вычисление координат выполнялось в сферической системе, используя 5 преобразователей. Предложен вариант расчета пяти значений координат одного и того же источника перебором данных для пяти комбинаций по четыре преобразователя. Однако точности достаточной для практических целей пока не получили.

В горном институте Кольского филиала АН РФ занимаются разработкой систем непрерывного контроля состояния массива горных пород [44]. В работе описывается автоматизированная система контроля состояния массива (АСК СМ), основанная на использовании сейсмического метода. Система работает в реальном времени и производит накопление, идентификатор сейсмических систем и статистическую обработку избыточного входного информационного потока. Система предназначена для прогнозирования удароопасности, окупается за два года.

За рубежом исследованиям акустической эмиссии горных пород уделяется большое внимание. Интенсивные исследования в этой области ведутся Горным Бюро США [45]. В работах анализируются предвестники различных динамических явлений, включая сильные землетрясения, горные удары и разрушения образцов горных пород. Показано, что предвестники (сейсмоакустические импульсы) перед горными ударами могут наблюдаться за несколько часов. Для таких явлений как обрушение кровли при локальной регистрации акустической эмиссии предвестники в большом количестве (до ста импульсов за 10–12 мин.) могут проявляться за 5–10 минут до обрушения. Фактический материал получен в лабораторных условиях и при проведении исследований на удароопасном руднике Галена (глубина разработки 1470 м).

Горным Бюро США проводятся также исследования на молибденовом руднике Клаймакс (штат Колорадо) [45]. Горные работы ведутся на глубине 900 м. В работе описывается аппаратура, состоящая из акселерометров, чувствительных к колебаниям в полосе частот от 2 до 3000 Гц, усилителей, кабельных линий и 16 канального магнитофона. В комплект также входят осциллографы и программируемый калькулятор. Точность локализации очагов ± 6 м. С помощью микросейсмического метода локализации очагов удалось выделить зоны наиболее вероятного разрушения. Зоны концентрации очагов были приурочены к высококремнистой формации, оказывается наиболее нагруженной по сравнению с окружающими породами.

Аналогичные исследования проводятся во Франции, Англии, ФРГ и др.

В ФРГ институтом “Бергбай-форшунг” проводятся в большом объеме исследования с целью определить возможность использования сейсмоакустического способа для профилактики горных ударов. Ими разработана и испытана на нескольких удароопасных участках сейсмоакустическая система SASI. Эта система позволяет регистрировать акустические волны, поступающие из массива, с помощью геофонов и записывать на магнитную пленку. Магнитофон с частотным диапазоном от 30 до 20000 Гц позволял записывать данные, поступающие одновременно с двух различных датчиков. Система предусматривает предварительную оценку сигналов по их основным характеристикам непосредственно в подземных условиях. Трудозатраты на монтаж системы и ее обслуживание незначителен. Для дальнейшей обработки измеряемые величины передаются по шахтной системе связи на поверхность.

Несмотря на упрощенную концепцию сбора данных, результаты измерений позволяют вывести определенные взаимосвязи и закономерности, необходимые для описания сейсмоакустических явлений на удароопасных участках.

В соответствии с выполненными исследованиями учеными сделаны следующие заключения.

Основная часть принимаемых акустических сигналов находится в диапазоне частот 250–1500 Гц при максимальной продолжительности сигнала 500 мс. Максимальная амплитуда ускорений колебаний до-

стигала 30 м/с^2 , скорость колебаний 10^{-2} м/с . Таким образом, уровень сигналов от сейсмоакустических явлений имеет тот же порядок величин, что и от сотрясений, вызванных взрывными работами, и они могут быть с достаточной надежностью отделены от шумов, обусловленных работой машин. Шумы от работы машин редко распространяются по массиву более чем на 10 м, в то время как сигналы сейсмоакустических явлений распространяются на расстояние 150 м. Однако из-за упрощенной системы сбора данных локация зон концентрации сейсмоакустических импульсов не представляется возможной. Такая локация, бесспорно, была бы эффективной, если бы можно было определять, например, зоны повышенной удароопасности, с тем чтобы немедленно по месту принимать меры по разгрузке массива.

Для выяснения взаимосвязи между сейсмоакустической активностью и степенью удароопасности были проведены исследования на трех весьма различных по условиям удароопасности участках. Они показали, что сейсмоакустическая активность тем выше, чем выше степень удароопасности очистного участка.

В пределах последующих испытаний аппаратуры, во время которых сейсмоакустическая активность сравнивалась непосредственно с результатами контрольного бурения, была показана качественная согласованность между показателями контрольного бурения и сейсмоакустической активностью. Эти исследования показали, что использование сейсмоакустического метода для оперативного прогнозирования удароопасности весьма проблематично. Показано, что сейсмоакустическая активность на неудароопасном участке не превышала 15 сигналов/ч в часы рабочих смен и в часы технологических перерывов. Следовательно, при работе выемочного оборудования шум не может быть ошибочным образом принят за сейсмоакустические сигналы. Отмечается, что сейсмоакустический контроль даст действенные результаты по оценке критических напряженных состояний только тогда, когда объем исследований станет достаточным для определения напряженного состояния путем сравнения с ранее имевшимися величинами.

В работе [46] указывается, что для прогнозирования горных ударов применяемый обычно детальный анализ нескольких зарегистрированных сильных ударов мало пригоден. Комплексный анализ

результатов микросейсмических наблюдений и горно-геологических условий дает возможность создать математическую модель процесса изменений напряженно-деформированного состояния породного массива, на основе которой можно осуществить прогноз этих изменений.

В статье [47] рассматриваются результаты экспериментальных исследований, возможности применения высокочастотной сейсмоакустики для прогнозирования опасности выбросов пород и газа. Результаты наблюдений позволили сделать вывод относительно существования высокочастотных акустических импульсов в массиве и показали возможность их детектирования и регистрации. Процесс разрушения массива может быть своевременно обнаружен при помощи высокочастотной сейсмической аппаратуры на самой ранней стадии, что является важным для заблаговременного принятия соответствующих мер профилактики.

Стационарная сейсмоакустическая и сейсмическая аппаратура для оценки степени опасности горных ударов и определения координат их эпицентров описана в работе. Эта аппаратура (SYLOK) внедрена на 10 угольных шахтах ПНР. Пять комплектов аппаратуры изготовлены для КНР и выданы лицензии на право производства этой аппаратуры.

В литературе широко освещены результаты исследований параметров акустической эмиссии в шахтных условиях [8, 9, 14, 22, 46, 47]. Большинство публикаций относится к исследованиям, проведенным на угольных месторождениях. В работах [14, 22] приводятся результаты исследований частотных спектров импульсов эмиссии на угольных шахтах Кизеловского бассейна. Получено, что преобладающие частоты колебаний в импульсах лежат в пределах от 300 Гц до нескольких кГц. Причем отмечается повышение частот с увеличением крепости угля. Длительность импульсов получена в пределах 20–60 мс и 100–700 мс [14, 22].

Авторами [38] также получено, что для условий Кизеловского месторождения преобладающие частоты спектра лежат в пределах 125–1050 Гц. С увеличением амплитуды импульсов наблюдалось уменьшение частоты колебаний. Импульсы эмиссии имели различную форму – от затухающей синусоидальной до более сложной формы.

С помощью исследований на угольных шахтах Донбасса [9, 31] получено, что отдельные сейсмоакустические импульсы имеют спектр 200–2000 Гц с максимумом на 400–600 Гц. Причем отмечается, что ос-

новная часть энергии (около 60 %) передается упругими колебаниями с частотой 400–600 Гц. Энергия высокочастотных колебаний (600–1200 Гц) при малых расстояниях от очага составляют до 3 % от общей энергии импульса, а при больших расстояниях ее доля уменьшается до 5 %.

В работе [9] приводятся данные о параметрах импульсов, возникающих в кровле, которые имеют в 2–3 раза более высокую основную частоту, чем импульсы в угольном пласте. Отмечается, что в очаге частотный спектр импульса очень широк, а окраска спектра определяется особенностями распространения упругих колебаний в угольных пластах [9, 31]. Длительность импульсов получена в пределах 5–200 мс. Причем, половина естественных импульсов имеет длительность более 44 мс.

В работе [43] приводятся результаты исследований параметров сейсмоакустических импульсов, полученные на Чиатурском месторождении марганца. Показано, что возникающие под действием горного давления, упругие импульсы во всех прослоях массива пород месторождения имеют одинаковую частоту. В спектре импульсов максимальную энергию переносят колебания, частота которых лежит в диапазоне 900–1250 Гц.

Анализ исследований акустической эмиссии свидетельствует о том, что признаки, предшествующие горным ударам не достаточно надежны и пока не находят практического применения при прогнозе. В связи с этим делается вывод “не предсказывать время появления горных ударов, а выявлять опасные участки и заранее применять меры, предупреждающие возможность удара” [14].

В других работах отмечается, что успехи в борьбе с внезапными выбросами на угольных шахтах в большей степени связаны с разработкой и использованием способов прогноза динамических явлений и выявления опасных зон в процессе движения горных работ. В связи с этим многие исследователи считают, что необходимо продолжать изучение природы сейсмоакустических импульсов, совершенствовать способы для получения дополнительной полезной информации, разрабатывать более надежную скоростную электронную аппаратуру для регистрации и обработки сейсмоакустических импульсов в реальном масштабе времени. Не исключено, что повышение эффективности способа прогноза внезапных выбросов по акустической эмиссии на

угольных шахтах возможно на основе использования явлений с более слабыми энергиями при соответствующем усилении борьбы с различного рода помехами.

Для эффективной регистрации слабых импульсов акустической эмиссии необходим переход в более высокочастотную область спектра, поскольку упругие волны, возникающие при образовании нарушений сплошности, имеют различные частоты (F) в зависимости от масштаба явления [22, 49]. Связь между преобладающей частотой колебаний и размером нарушения сплошности (l) имеет вид

$$F = \varphi\left(\frac{1}{l}\right). \quad (1.32)$$

С понижением энергии (уменьшением размеров разрушения) преобладающие частоты импульсов увеличиваются.

Дополнительной предпосылкой для перехода в высокочастотную область спектра является то обстоятельство, что в условиях крепких скальных пород рудников возможности распространения и обнаружения упругих колебаний значительно большие. Как показано в [49], основная частота упругого импульса F при распространении в горных породах снижается с расстоянием и зависит от средних величин добротности среды и скорости распространения упругих колебаний в ней следующим образом

$$F = \varphi\left(\frac{VQ}{R}\right), \quad (1.33)$$

где V – скорость распространения волн; Q – параметр добротности; R – расстояние до источника.

Добротность скальных пород приблизительно на порядок выше добротности каменного угля и составляет от 100 до 200. Но поскольку вмещающие породы угольного пласта принадлежат обычно к скальным породам, то исследования акустической эмиссии в этих шахтах могут проводиться также на более высоких частотах. При этом сейсмодатчики следует устанавливать в скальных породах. Важным является знание параметров сейсмоакустических сигналов, возникающих в условиях угольных шахт. Особого внимания заслуживают вопросы борьбы с акустическими помехами.

1.5. Региональный прогноз динамических явлений на основе сейсмологических наблюдений

Впервые в нашей стране работы, направленные на определение удароопасного состояния угольных пластов на больших площадях, были проведены в Кизеловском угольном бассейне в пределах шахты им. Урицкого. Наблюдения проводились с использованием трех сейсмических пунктов, расположенных на расстояниях около 1,5 км друг от друга [50].

Для регистрации горных ударов использовался гальванометрический способ, аналогичный применяемому в сейсмологии [14]. Этот способ из-за малой скорости развертки 1–4 мм/с не позволяет получить точность определения координат горного удара лучше ± 200 м [50].

Кроме этого, гальванометрический способ при больших длинах кабельных линий не позволяет регистрировать слабые горные удары, а также нет возможности получать результат в реальном масштабе времени.

В Кизеловском бассейне по сейсмическим наблюдениям на шахте им. Урицкого строились карты эпицентров горных ударов. Места возникновения наиболее сильных горных ударов оказывались в тех районах, где ранее отмечалась повышенная сейсмическая активность [22, 50]. Данные о сейсмической активности анализировались с учетом горнотехнических условий в конкретном районе и выделялась область наиболее опасная по возникновению сильных горных ударов, именуемых горными ударами регионального типа, т. е. охватывающими обширные площади шахтного поля [50].

На руднике Вестерн Дин Левелс в ЮАР используется сейсмическая система, состоящая из 16 сейсмоприемников, установленных по всему руднику в подземных условиях. Кроме того, в центральной части рудника имеется еще 5 сейсмометров. Разработан проект прогнозирования горных ударов. Полезные сигналы от сейсмоприемников обрабатываются на ЭВМ ИБМ-370. Первые результаты наблюдений показывают, что повышение сейсмической активности начинается за 2 часа до крупного сейсмического явления.

Выявление мест (определение координат) очагов прогнозируемых горных ударов в настоящее время является актуальнейшей задачей не

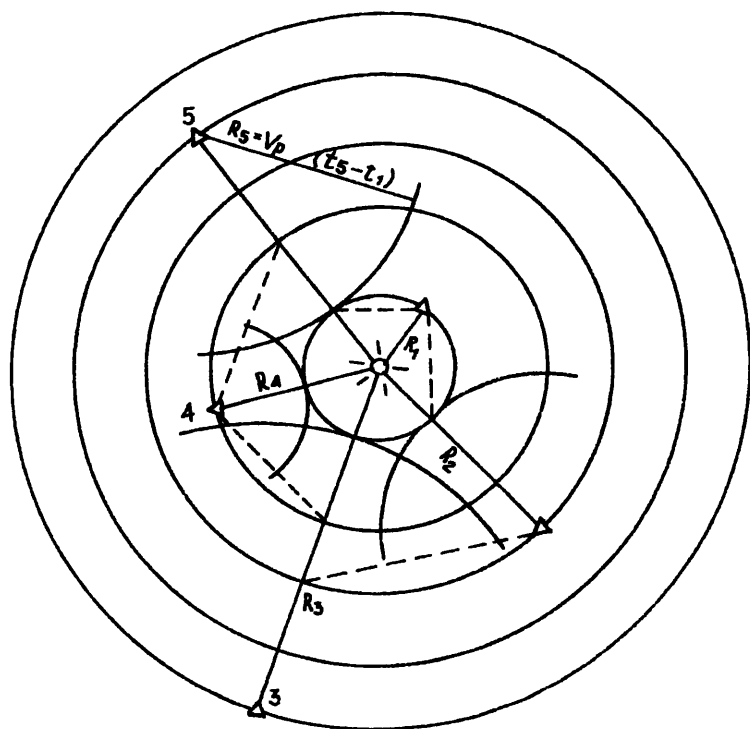
только для уменьшения трудозатрат на профилактику, улучшения системы жизнедеятельности шахтеров, но и повышения производительности труда.

Для осуществления регионального прогноза необходимы статистические данные о координатах имевших место динамических явлений.

В сейсмологии существует целый ряд методов определения координат очагов землетрясений – метод разницы скоростей распространения продольных и поперечных волн, метод первых вступлений, метод азимутов и др. [51–53].

Для землетрясений точности определения координат в 1–10 км считается допустимой, в случае горных ударов точность должна быть не ниже первых десятков метров. Поэтому применение методов, основанных на использовании разницы времени прихода продольных и поперечных волн, для определения координат горных ударов затруднено из-за сложностей при выявлении вступления поперечной волны. Дело в том, что при значительных эпицентральных расстояниях (сотни, тысячи км) вступление поперечной волны легко выделяется на фоне сравнительно слабых колебаний предшествующих волн. Кроме того, при больших расстояниях ошибки определения времени вступления поперечной волны по отношению к разнице времени пробега продольной и поперечной волн составляет малый процент. При малых расстояниях (очаг – пункт наблюдения) относительная ошибка значительно возрастает, вступление поперечной волны происходит на фоне интенсивных продольных волн различного типа и его выделение затруднено. Ошибки в определении вступления поперечной волны на осциллограммах составляют десятые доли секунды, что приводит к значительным расхождениям в определении координат. Обработка сейсмоколебаний на ЭВМ с целью определения координат горного удара в реальном масштабе времени не совершенна.

Второй метод, представляющий интерес, основан на использовании времени прихода первых вступлений продольных волн [53]. При этом определяют время первых вступлений продольных волн в каждой точке наблюдения (t_i). Время вступления на ближайшую к очагу точку (точка I на рис. 1.8) принимают за условное время в очаге (t'_0). Если ближайший пункт находится на значительном расстоянии от очага, то это время уменьшается с таким расчетом, чтобы получить как можно



$\triangle$ – пункты наблюдений

$\star$ – очаг сейсмического события

$$R_i = V_{pi}(t_i + t_1)$$

Рис. 1.8. Схема определения местоположения горного удара

меньшим внутренний радиус R_1 . Произведение скорости продольных волн на время, равное $(t_i - t'_0)$, дает эпицентральный расстояние от i -й точки наблюдения до окружности радиусом R_1 , центр которой является очагом сейсмического явления. После определения координат очага сейсмического события производили обратный пересчет времени пробега t_p продольной волны в каждый пункт наблюдения по формуле

$$(R_1 + R_i)/V_i = t_{pi}, \quad (1.34)$$

где V_i – скорость продольной волны в направлении на i -ю точку.

Затем определяют время в очаге t_0 по формуле

$$t_0 = t_{pi} - t_i. \quad (1.35)$$

Время в очаге должно быть одинаковым по всем точкам наблюдения. Расхождения свидетельствуют о допущенных ошибках в определении времени вступления продольной волны или на наверно принятое значение скорости.

Недостатками данного метода являются:

- низкая точность определения координат очага сейсмического явления из-за того, что скорость продольной волны принимается одинаковой на больших расстояниях и по различным направлениям;
- отсутствие возможности формализации процесса вычисления координат очага сейсмического явления, а, следовательно, отсутствует возможность использования микро-ЭВМ для получения результатов в реальном масштабе времени.

Известный метод азимутов также не пригоден для определения местонахождения эпицентра сейсмического явления. Достоверность определения координат по этому методу зависит от величин амплитуд первых вступлений, которые уже на небольших расстояниях от очага становятся сравнимы с помехами. Недостатком метода является необходимость иметь в каждом пункте наблюдения трехкомпонентные установки сейсмоприемников, ориентированные по ортогональной системе, что практически не всегда возможно выполнить. Кроме этого существенным недостатком метода, также как для двух предыдущих, является отсутствие возможности формализации процесса определения координат очага сейсмического явления.

Региональный прогноз удароопасности осуществляется на основе сейсмической активности, проявляющейся на уровне макроразрушений горных пород, сейсмическая энергия которых от $0,5 \cdot 10^2$ Дж и выше. Задачей регионального прогноза является выявление областей шахтного поля, представляющих опасность по проявлению горных ударов.

Удароопасные области, выявленные региональным прогнозом, подлежат детализации по степени удароопасности методами локаль-

ного прогноза. К ним относятся комплексный метод ВНИМИ, метод акустической эмиссии, сейсмический, электрометрический и другие методы [54, 55].

Региональный прогноз удароопасности шахтных полей, основанный на непрерывном контроле сейсмической активности, ее миграции в процессе ведения горных работ, на оценке очагов горных ударов, осуществляется по картам сейсмической активности за определенный промежуток времени.

Построение карт сейсмической активности производится на основе определения координат сейсмических явлений, их количества и сейсмической энергии каждого события. Для выявления миграции зон сейсмической активности, связанной с удароопасностью в пределах шахтных полей, карты строят по данным за определенный период времени. Периодичность построения карт устанавливается в зависимости от сейсмической активности в пределах исследуемой площади, ее выраженной закономерности и определяется отдельно для каждого конкретного случая (шахтного поля или месторождения). При этом учитываются общие закономерности сейсмической активности, характерные для данного района.

Карты сейсмической активности строятся по количеству сейсмических явлений и их координатам. Кроме этого карты строятся с учетом сейсмической энергии. Для их построения необходимо иметь данные не только о координатах и количестве сейсмических явлений, но и об их энергетическом уровне. Учет энергетического уровня сейсмических явлений осуществляется при использовании графиков повторяемости, которые отражают напряженно-деформированное состояние массива горных пород.

Способ регионального прогноза удароопасности включает следующие этапы:

- определение количества сейсмических явлений, их координат и сейсмической энергии;
- определение наклонов графиков повторяемости сейсмических явлений для отдельных областей массива горных пород;
- составление карт сейсмической активности и установление временного интервала учета данных для их построения;

– определение областей, опасных по возможному возникновению горных ударов.

Региональный способ прогноза динамических явлений формирует информацию о регионе, которая может использоваться в более точных методах прогнозирования.

В работе [9] для определения местонахождения очагов использовались два геофона, установленные в пласте на некотором расстоянии один от другого. Оба геофона были присоединены к двум независимым трактам передачи и регистрации сейсмоимпульсов во время выемки угля отбойным молотком в магазинированном уступе. Эти исследования позволили автору сделать заключения.

Импульсы с одинаковыми видимыми частотами можно считать примерно равноудаленными от обоих геофонов. Это означает, что в данном опыте около 95 % очагов всех тресков было расположено на расстоянии, не превышающем 8–10 м от забоя. Можно полагать, что основная масса очагов (порядка 80 %) располагалась на расстоянии 6–8 м от забоя.

Более строгое и точное определение местоположения очагов трещинообразования произведено в Донбассе на том же пласте Безымянном шахты “Юнком” Я. Я. Каганом и И. М. Лавровым [56]. Использован способ определения координат очагов, применяющийся в сейсмологии: по разностям времен вступления упругих волн к сейсμοприемникам, расположенным в известных точках среды. В связи с малой мощностью пласта (0,75 м) по сравнению с длиной упругих волн и расстоянием между сейсμοприемниками, задачу можно рассматривать как плоскую. Поэтому, как указывает автор, для определения двух координат очага достаточно данных, получаемых от двух независимых регистрирующих трактов.

Однако в работе [8] указывается, что для привязки источника сейсμοакустического сигнала к двум координатам, сигнал необходимо регистрировать как минимум тремя геофонами. Из-за малого диапазона распространения сейсμοакустических импульсов, сеть геофонов должна быть очень плотной, если не ограничиваться только наиболее мощными импульсами. Кроме того, необходимо определять скорость распространения сейсмических волн, которая к тому же в значительной степени зависит от расстояния до лавы. Если импульс регистрируется

четырьмя геофонами, то, по меньшей мере в принципе, координаты его очага можно определить и без знания скорости.

Таким образом мнения ученых по данному вопросу расходятся.

Диссертант стоит на позициях работы [8], так как некорректность эксперимента в работе [56] очевидна.

Схема регистрации (рис. 1.9), принятая авторами [56] обеспечивала независимую синхронную запись сейсмоакустических явлений из лавы на каждом из каналов с одновременной подачей метки времени. Геофоны располагались в нижней части лавы по треугольной схеме. Расстояния между геофонами составляли 15–35 м. При этом предварительно определялась скорость распространения упругих волн в пласте (по годографам вступлений упругих колебаний, вызванных

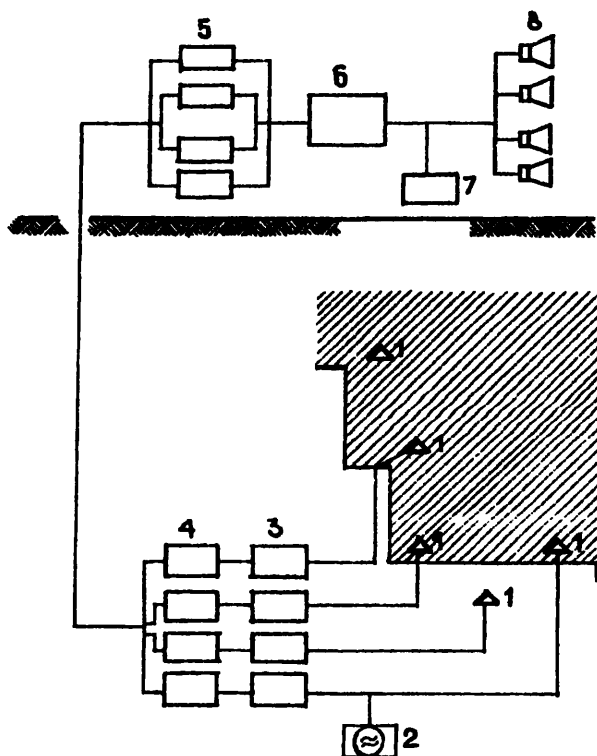


Рис. 1.9. Схема регистраций сейсмоакустических импульсов

работой отбойного молотка). Она оказалась равной 4,25 км/с. Одновременно, с помощью ультразвукового сейсмоскопа, было проведено определение скоростей распространения продольных волн в образцах угля и вмещающих пород. Оказалось, что скорость в угле равна 0,8–1,0 км/с, в породах кровли 4,1–4,4 км/с, а в породах почвы – до 4,9 км/с. Большая величина скорости распространения волны в массиве, полученная по годографу первых вступлений свидетельствует о том, что в первых вступлениях к сейсмоприемнику приходит не прямая волна, распространяющаяся по углю, а головная волна, распространяющаяся по породам почвы или кровли.

Точность определения местоположения очага образования трещины зависит от точности определения моментов прихода волн к сейсмоприемникам. Ошибка в определении координат очага, лежащего внутри треугольника, в вершинах которого помещены сейсмоприемники, составляет 2 м. Для очагов, расположенных вне границ указанного треугольника, возможная ошибка значительно больше. Такая схема наблюдений, указывает автор [9], не дает возможность выявить местоположение очага в толще пласта: происходит ли трещинообразование внутри угольного массива или имеют место относительные подвижки на контакте угольного пласта с породами почвы и кровли. Поскольку возможная ошибка в определении пространственных координат очага сравнима с мощностью пласта, этот вопрос не может быть выяснен при данной системе регистрации даже в том случае, когда один из сейсмоприемников установлен во вмещающей породе.

В работах [9, 6] отмечается, что очаги трещинообразования движутся вслед за отбойным инструментом, слегка отставая от него. Запоздывание имеет место не только вдоль линии, параллельной линии забоя, но и при распространении процесса растрескивания в глубь массива: растрескивание начинается, как правило, вблизи работающего отбойного инструмента, затем распространяется по массиву со скоростью порядка 0,5–1 см/с.

Краткий анализ выполненных научных работ с использованием сейсмоакустических импульсов для прогноза динамических явлений в шахтах свидетельствует о необходимости дальнейшего изучения и развития этого метода ввиду его высокой информативности, ресурсосберегаемости и возможности определения местонахождения очагов прогнозируемых горных ударов.

РАЗРУШЕНИЕ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВЗРЫВЕ

2.1. Разрушение твердых тел при простых нагружениях

Поведение материала под нагрузкой зависит от его свойств и вида напряженного состояния. При простых механических испытаниях в одних случаях вплоть до разрушения деформация образцов оказывается более или менее точно пропорциональной напряжению, разрушение наступает при отсутствии пластических деформаций (хрупкое разрушение). При растяжении разрушение происходит по площадке, перпендикулярной направлению растягивающей силы, а при сжатии – по площадкам, параллельным направлению сжимающей силы. В том и другом виде испытаний разрушение осуществляется за счет отделения частиц материала друг от друга путем отрыва. В то же время разрушение хрупких материалов при сжатии нередко происходит по площадкам, наклоненным к направлению сжимающей нагрузки под некоторым углом, что свидетельствует о сложном характере разрушения.

В других случаях после упругой деформации развиваются значительные пластические деформации, заканчивающиеся разрушением (вязкое разрушение). Непрерывно растущая пластическая деформация при сжатии может и не приводить к разрушению. Развитие пластических деформаций и разрушение возникают за счет скольжения и сдвигов путем среза. Каждый материал в зависимости от условий нагружения может разрушаться как путем отрыва, так и путем среза. Поэтому трудно провести грань между видами разрушения при сложных напряженных состояниях.

Хрупкое разрушение путем отрыва обусловлено деформациями удлинения или преимущественно действием нормальных растягивающих напряжений. Предположение о связи разрушения с величиной наибольших растягивающих напряжений было высказано еще Галилеем

и поддерживалось впоследствии Ламе и Рэнкиным. Теория, в которой в качестве критерия прочности принимается наибольшее растягивающее напряжение, называется теорией наибольших напряжений, или первой теорией прочности.

Если главные напряжения подчиняются неравенству $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$, то по первой теории прочности разрушение материала независимо от вида напряженного состояния произойдет при условии

$$\sigma_1 = \sigma_0, \quad (2.1)$$

где σ_0 – сопротивление материала отрыву. Для многих хрупких материалов, в том числе горных пород, σ_0 равно напряжению в момент разрушения при растяжении σ_p .

Так как первая теория прочности не принимает во внимание два других главных напряжения, от которых в ряде случаев тоже зависит прочность материала, то при сложном напряженном состоянии она нередко приводит к расхождению с опытами.

Предположение о том, что хрупкое разрушение связано не с наибольшим растягивающим напряжением, а с наибольшим относительным удлинением, высказано Мариоттом и Навье; такого же мнения придерживались Понселе и Сен-Венан. Основанная на этом предположении теория прочности называется теорией наибольших удлинений, или второй теорией прочности. По этой теории разрушение независимо от вида напряженного состояния наступит в тот момент, когда наибольшее относительное удлинение $\varepsilon_{\max}$ достигает предельной для данного материала величины $\varepsilon_{\text{разр}}$. В общем случае

$$\varepsilon_{\max} = \varepsilon_{\text{разр}} = \frac{1}{E} [\sigma_1 - \mu(\sigma_2 + \sigma_3)], \quad (2.2)$$

где E , μ – модуль упругости и коэффициент Пуассона.

При простом растяжении $\varepsilon_{\text{разр}} = \sigma/E$. При сложном напряженном состоянии разрушение произойдет при равенстве приведенного напряжения $\sigma_{\text{пр}}$ сопротивлению отрыва:

$$\sigma_{\text{пр}} = \sigma_1 + \mu(\sigma_2 + \sigma_3) = \sigma_0. \quad (2.3)$$

Для хрупкого состояния материала эта теория прочности дает согласующиеся с опытом результаты. Она состоит в противоречии с

некоторыми опытами по исследованию прочности пластических материалов и не подтверждается при всестороннем равномерном сжатии.

Вязкое разрушение путем среза или скольжения обусловлено преимущественно действием касательных напряжений, что дает основание принять эти напряжения в качестве критерия прочности. Впервые такое предположение было высказано Кулоном и подтверждено опытами Треска, Геста и других ученых. Основанная на этом предположении теория прочности получила название теории наибольших касательных напряжений, или третьей теории прочности. По этой теории текучесть или разрушение материала независимо от вида напряженного состояния наступят при условии, когда наибольшее касательное напряжение $\tau_{\max}$ станет равным некоторой постоянной для данного материала величине τ_r – пределу текучести (разрушения):

$$\tau_{\max} = \tau_r. \quad (2.4)$$

При сложном напряженном состоянии $\tau_{\max} = (\sigma_1 - \sigma_3)/2$, при простом растяжении, когда разрушение происходит путем среза, $[\tau] = [\sigma]/2$. Следовательно, условие прочности приобретает вид

$$\sigma_1 - \sigma_3 \leq [\sigma]. \quad (2.5)$$

Теория наибольших касательных напряжений хорошо подтверждается опытами на всестороннее сжатие, а также опытами над пластичными материалами, одинаково сопротивляющимися растяжению и сжатию. Последнее обстоятельство делает эту теорию неприменимой для многих хрупких материалов.

По мнению ряда ученых, опасное состояние материала зависит не от величины деформаций или напряжений в отдельности, а от совокупности тех и других – от величины потенциальной энергии или от численно равной ей удельной работы деформаций. Величина этой работы выражается через все три главных напряжения. Бельтрами предложен критерием пластичности и прочности материала считать полное количество потенциальной энергии деформации в единице объема. Это предложение, не подтвердившееся впоследствии, послужило базой для создания энергетической теории прочности.

Учитывая, что пластическая деформация происходит без изменения объема, Губер, Мизес и Генки предложили в качестве критерия

прочности принять не всю потенциальную энергию деформации, а только ту ее часть, которая идет на изменение формы тела. При этом начало текучести или разрушение материала независимо от вида напряженного состояния будут иметь место, если потенциальная энергия формоизменения Π_ϕ в единице объема достигнет некоторого предельного для данного материала значения Π_ϕ^0 :

$$\Pi_\phi = \Pi_\phi^0. \quad (2.6)$$

При сложном напряженном состоянии

$$\Pi_\phi = \frac{1+\mu}{\sigma E} \left[(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2 \right] = \frac{3(1+\mu)}{2E} \tau_{\text{окт}}^2,$$

а при линейном растяжении $\Pi_\phi = \frac{1+\mu}{3E} \sigma^2$, где $\tau_{\text{окт}}$ – октаэдрическое касательное напряжение.

Полагая, что опасное количество энергии формоизменения не зависит от вида напряженного состояния, можно написать $\Pi_\phi^0 = \frac{1+\mu}{3E} \sigma_1^2$.

Подставив выражения для Π_ϕ и Π_ϕ^0 в уравнение (2.6), получим условие наступления опасного состояния: $\frac{3}{\sqrt{2}} \tau_{\text{окт}} = \sigma_1$.

Условие прочности по этой теории, получившей название теории потенциальной энергии формоизменения, или четвертой теории прочности, запишется так:

$$\sigma_1 = \frac{3}{\sqrt{2}} \tau_{\text{окт}} \leq [\sigma]. \quad (2.7)$$

Эта теория хорошо подтверждается опытами над пластичными материалами, но не оправдывается при применении к хрупким материалам.

Дальнейшие попытки ее усовершенствования привели к формулировке теории Мора, согласно которой величина предельного максимального касательного напряжения может зависеть от величины

нормального напряжения σ_n на площадке скольжения. Эта теория постулирует существование предельной зависимости [57]:

$$\tau_{\max} = f(\sigma_n),$$

$$\tau_{\max} = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2}, \quad \sigma_n = \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2}. \quad (2.8)$$

Зависимость (2.8) – огибающая предельных кругов Мора – строится по экспериментальным данным. Она может быть выражена прямой линией

$$\tau_{\max} = \sigma_n \operatorname{tg} \psi + k, \quad (2.9)$$

где ψ – угол внутреннего трения; k – модуль сцепления.

Теория Мора в известной мере обобщает первые три теории прочности, хорошо описывает явление пластической деформации и разрушение материалов путем среза. Однако она не учитывает влияния среднего главного напряжения σ_2 . Случай всестороннего растяжения также плохо согласуется с этой теорией.

Более общее решение вопроса о прочности дается в объединенной теории Давиденкова–Фридмана, которая является синтезом ранее рассмотренных теорий наибольших удлинений и наибольших касательных напряжений. Эта теория включает в себя различные возможности разрушения в одной диаграмме механического состояния: сопротивление срезу τ_0 и сопротивление отрыву σ_0 . Причем пластическое разрушение определяется максимальными касательными, а хрупкое разрушение – максимальными приведенными нормальными напряжениями.

На рис. 2.1 показана диаграмма механического состояния Я. Б. Фридмана [58]. Она состоит из двух частей. По оси ординат обеих частей отложены максимальные касательные напряжения $\tau_{\max}$. По оси абсцисс в левой части приведены максимальные растягивающие напряжения $\sigma_{\text{пр}}$ (2.3), в правой – максимальные пластические сдвиги $\gamma_{\max}^p$. Кроме того, в левой части показаны прямыми линиями предел текучести τ_t , сопротивление сдвигу τ_0 и сопротивление отрыву σ_0 .

Таким образом, левая часть диаграммы условно характеризует “жесткость” или “мягкость” способа нагружения по отношению к $\tau_{\max}/\sigma_{\text{пр}}$. Так, лучи 1–5 соответствуют вдавливанию, одноосному

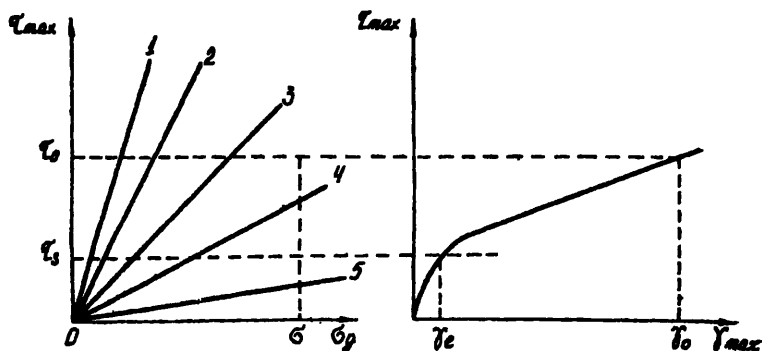


Рис. 2.1. Диаграмма механического состояния Я. Б. Фридмана

сжатию ($\tau_{\max}/\sigma_{\text{пр}} = 2$, $\nu = 0,2$), чистому кручению ($\tau_{\max}/\sigma_{\text{пр}} = 0,8$), одноосному растяжению ($\tau_{\max}/\sigma_{\text{пр}} = 0,5$) и т. д.; правая часть диаграммы представляет собой обобщенную кривую течения $\tau_{\max} = f(\gamma_{\max}^p)$. Независимость величин τ_0 , τ , σ_0 от напряженного состояния – недостаток теории, особенно в случае объемных напряженных состояний.

Новым в направлении построения критерия прочности при сложном нагружении считается критерий В. В. Новожилова и О. Г. Рыбакиной [58]:

$$\mathcal{E}_p = \frac{A}{E_p} \left(1 - \frac{\sigma}{S} \right)^m; \quad \sigma = \frac{1}{3}(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3). \quad (2.10)$$

Здесь $\mathcal{E}_p$ – интенсивность пластических деформаций; E_p – пластическое разрыхление материала; S – сопротивление материала всестороннему разрыву; постоянная $A = \beta \mathcal{E}_\tau^2$ включает в себя $\mathcal{E}_\tau$ – предельное значение $\mathcal{E}_p$ при разрушении путем чистого сдвига; β – коэффициент внутреннего трения; m – показатель охрупчиваемости материала в объемном напряженном состоянии.

Критерий (2.10) включает в себя как инвариант деформации, так и инвариант напряжения. Это дает возможность учесть появление больших пластических деформаций при разрушении и рассмотреть в рамках одного универсального критерия второй крайний случай квазихрупкого разрушения со слабо выраженным пластическим деформи-

рованием. При использовании в случае простого нагружения он приводит к теории прочности, являющейся обобщением теории Я. Б. Фридмана.

Все перечисленные теории прочности применимы к изотропным и не учитывают структуру реальных тел. Основы теории разрушения, учитывающей реальное состояние материала и, в первую очередь, наличие в нем дефектов, трещин, пустот и других несовершенств, являющихся очагами разрушения, разработаны А. А. Гриффитсом и развиты С. А. Христиановичем, Г. Р. Ирвином, О. Е. Орованом и др. [58, 59].

Поскольку распределение дефектов в объеме “однородных” материалов, распределение свойств реальных сред, например, металлов с поликристаллической структурой, горных пород с зернами и межзеренными спайками и т. п., имеют случайный характер, разрушение таких тел наиболее полно объясняет статистическая теория прочности. Она исходит из положения, что любому макроскопическому разрушению предшествует образование микротрещин. С увеличением внешней нагрузки при определенных условиях микротрещины начинают расти и образуются макротрещины. В идеально неоднородных средах максимальное напряжение, вызывающее зарождение трещин, всегда больше максимального напряжения, вызывающего макроразрушения. Прочность тела полностью определяется прочностью наиболее слабого звена и нет необходимости учитывать сложнейшее взаимодействие первичных элементов-звеньев.

Однако по-прежнему речь идет о статических испытаниях различных конструкционных материалов ограниченного размера (объема). Кроме того, возможность применения статистической теории прочности к горным породам еще недостаточно изучена.

2.2. Физическая сущность разрушения массива горных пород взрывом

Из изложенных выше соображений по теориям прочности вытекает, что динамическое разрушение горных пород также зависит от конечного сочетания многочисленных влияющих факторов. Для определения наиболее существенных из них необходимо иметь ясное представление о развитии взрыва в твердой среде. В связи с этим рассмотрим

физическую картину взрывного разрушения массива крепких горных пород, в основу которой положена наиболее удачная, получившая экспериментальное подтверждение и ставшая классической схема действия взрыва, предложенная Г. И. Покровским [60]. Согласно этой схеме, после практически одновременной детонации сферического заряда ВВ в момент, когда детонационная волна доходит до поверхности заряда, соприкасающейся со средой, на породу действуют взрывные газы с весьма высоким давлением. В результате в среде возникает волна сжатия, которая сжимает, раздавливает и переводит в текучее состояние слой породы на контакте продукты взрыва – среда. Материал среды здесь будет испытывать состояние всестороннего сжатия. Размеры образовавшейся при этом зоны сжатия (раздавливания) всецело зависят от давления, развиваемого в ПВ в этой зоне, прочностных и упругих свойств окружающей заряд породы [62].

При дальнейшем удалении от центра взрыва интенсивность напряжений, вызванных волной сжатия, снижается и процесс разрушения носит иной характер. Частицы породы, вовлеченные в движение волной сжатия, продолжают перемещаться вдоль радиусов, исходящих из центра взрыва. В результате каждый элементарный сферический (цилиндрический) слой, мысленно выделяемый в среде, растягивается, увеличивая свой радиус, что приводит к появлению системы радиальных трещин, расходящихся во все стороны от заряда. Иначе говоря, нарушение сплошности материала в зоне происходит путем образования трещин, направленных по нормальям к поверхности сферы (цилиндра). Появление радиальных трещин обусловлено наличием тангенциальных растягивающих напряжений, превышающих предел прочности материала на разрыв. При дальнейшем удалении от центра взрыва деформации, вызванные растягивающими напряжениями, прекращаются и новые трещины не образуются. Однако возникшие ранее трещины могут распространяться еще на некоторое расстояние благодаря перераспределению напряжений около их концов, где происходит концентрация растягивающих усилий. Размеры зоны радиальных трещин зависят от трещиноватости массива пород, их физико-механических свойств, передачи энергии ВВ в волну напряжений и времени их воздействия на среду (рис. 2.2).

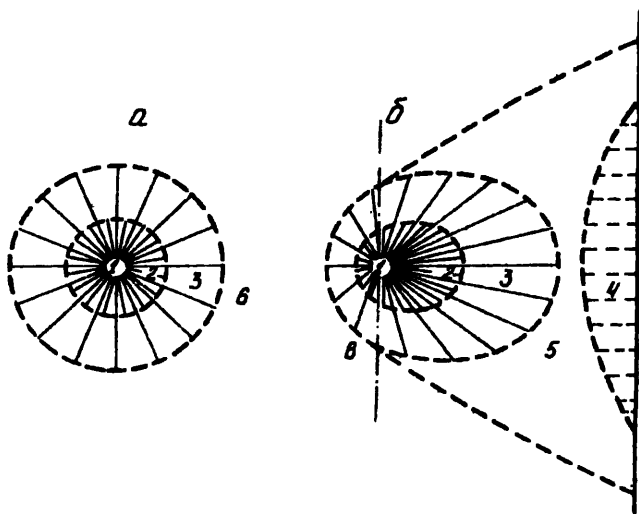


Рис. 2.2. Разрушение массива пород при взрыве в безграничной среде (а) и вблизи свободной поверхности (б): 1 – взрывная полость; 2-6 – зоны: 2 – раздавливания; 3 – радикальных трещин; 4 – трещин, развиваемых от свободной поверхности; 5 – совокупного разрушения; 6 – неразрушенная

На размеры этих зон существенное влияние оказывают и расширяющиеся газообразные продукты взрыва.

В остальной части среды за пределами отмеченных зон волна сжатия приводит к накоплению некоторого запаса потенциальной энергии упругой деформации, которая реализуется в работу разрушения лишь при наличии свободной поверхности. В этом случае при достижении волной сжатия свободной поверхности частицы приграничного слоя получают возможность расширяться в ее сторону. Такое расширение породы будет передаваться все более удаленным слоям среды. В результате возникает волна растяжения (или отражения), распространяющаяся от свободной поверхности во внутрь массива. Эта волна вызывает растягивающее напряжение в породе, а так как предел прочности горных пород на разрыв в десятки раз ниже предела их прочности на сжатие, то это приводит к интенсивному разрушению среды. Трещины, образовавшиеся под действием волны растяжения, развиваются перпендикулярно направлению ее распространения.

В некоторых случаях наложение прямых и отраженных волн приводит к явлению откола.

Участок породы, ограниченный с одной стороны зоной радиальных трещин, с другой – зоной трещин, идущих от свободной поверхности, разрушается под совокупным действием волновых процессов и газообразных продуктов взрыва [62]. При взрыве в безграничной среде после падения давления ПВ в полости сильно сжатая вокруг нее порода незначительно смещается в сторону центра заряда, возбуждая волну разряжения, в результате чего в среде появляются кольцевые тангенциальные трещины.

Таким образом, основное разрушение скальных горных пород происходит под действием волн напряжений, возбуждаемых в среде взрывом заряда ВВ, и самих газообразных продуктов взрыва. При этом видимый контур массива не изменяет своего начального положения. Далее оставшиеся в полости продукты взрыва доразрушают отбиваемую часть массива и сообщают ей дополнительную кинетическую энергию. В результате раздробленная масса получает механическое движение и занимает определенное конечное положение в пространстве. В сильно уплотняемых породах (грунтах) роль волновых процессов в разрушении сводится к минимуму и разрушение осуществляется за счет сообщения среде кинетической энергии газообразных продуктов взрыва ВВ.

Большой вклад в теорию разрушения горных пород взрывом внесли М. А. Лаврентьев, Н. В. Мельников, М. А. Садовский, Ф. А. Баум, А. Ф. Беляев, М. П. Мачинский, Х. А. Рахматулин, В. Н. Родионов, Е. Г. Баранов, Л. И. Барон, Д. М. Бронников, Г. П. Демидюк, М. М. Докучаев, М. Ф. Друкованный, Э. И. Ефремов, Б. Н. Кутузов, Ф. И. Кучерявый, В. М. Комир, В. Н. Мосинец, Н. Н. Казаков, В. К. Рубцов, Н. Я. Репин, А. Ф. Суханов, А. Н. Ханукаев и другие ученые.

Из работ [16, 56, 61, 89, 90] видно, что процессы, сопровождающие промышленные взрывы, в идентичных условиях протекают одинаково. В то же время в зависимости от конкретных свойств среды, ВВ и условий взрывания различные эффекты взрыва проявляются по-разному. Однако эти результаты не отрицают общую качественную картину разрушения пород взрывом, описанную выше. Вместе с тем, как отмечает В. Н. Родионов, достигнутое понимание в области механи-

ческого эффекта взрыва в грунте и скальных породах не позволяет пока говорить о законченной теории взрыва в твердой среде. Не разработан еще и математический аппарат для описания и анализа движения твердой среды при взрыве [15].

Поэтому для определения наиболее существенных характеристик механического взаимодействия продуктов взрыва с окружающей средой разрушение массива крепких горных пород и образование развала при взрыве скважинных зарядов в соответствии с изложенным и работами [56, 78] схематически можно разделить на три стадии (рис. 2.3).

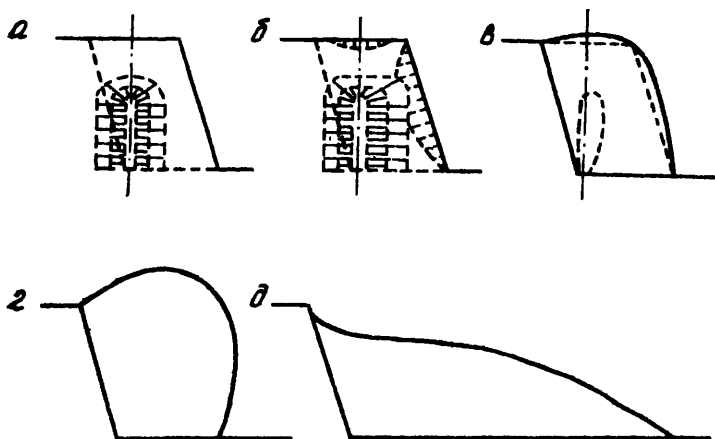


Рис. 2.3. Этапы развития взрыва в уступе: начало (а) и конец (б) первой стадии; начало (в) и конец (г) второй стадии; начало (з) и конец (д) третьей стадии

На первой стадии мощная волна сжатия, образованная при взрыве, разрушает породу на контакте заряд – среда (дробит или переводит в пластическое состояние), от границы зоны раздавливания распространяется зона радиальных трещин. Процесс вначале мало отличается от явлений, сопровождающих взрыв в безграничной среде, но взаимодействие волны сжатия со свободной поверхностью приводит к более интенсивному дроблению материала в ее окрестности и теле массива. Эта стадия кратковременная, но за это время расходуется большая часть энергии ВВ. В течение этой стадии осуществляется основное разру-

шение отбиваемой породы и камуфлетная полость цилиндрической формы достигает предельного объема.

На второй стадии, вследствие влияния свободной поверхности, нарушается осесимметричное развитие полости, газообразные продукты взрыва сообщают разрушенной породе ускоренное движение в сторону свободной поверхности. Хотя скорости, приобретенные частицами в волне сжатия и растяжения, имеют важное значение, главным определяющим фактором на этой стадии является действие оставшихся в полости продуктов взрыва.

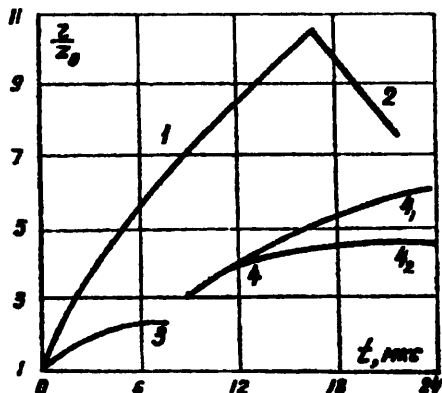
Третья стадия – инерциальный разлет породы в поле силы тяжести, образование развала взорванной породы.

Такая схематизация разрушения и движения среды способствует преодолению трудностей, возникающих при моделировании действия взрыва на массив, так как обычно представляется возможным соблюдение подобия лишь отдельных процессов, сопровождающих взрыв [90]. Она также позволяет применять различные методы, учитывать различные факторы и соблюдать различные критерии подобия при моделировании каждого из перечисленных процессов.

Как видно, в задачах получения взорванной горной массы с гарантированной степенью дробления главного внимания заслуживает первая стадия взрыва. При этом целесообразно подробнее рассмотреть общую последовательность разрушения породы разными системами трещин. Размеры зон разрушения различными трещинами, как известно, зависят от многих факторов: физико-механических свойств пород, трещиноватости массива, характеристик ВВ, параметров расположения зарядов в массиве и др. Интенсивность дробления участка массива при взрыве определяется тем, как густо он охватывается различными системами трещин.

Интересные экспериментальные данные по выяснению последовательности разрушения материала получены В. В. Адушкиным и А. П. Сухотиным [78]. Для наглядности на рис. 2.4 приведена r – t -диаграмма развития первой стадии взрыва в блоке из плексигласа. Здесь по оси абсцисс отложено время, по оси ординат – относительное расстояние r/r_0 (r – расстояние от центра заряда, r_0 – радиус заряда). Линия 1 представляет собой след фронта волны сжатия, которая отражается от свободной поверхности в виде волны растяжения 2. Контур

Рис. 2.4. Диаграмма развития первой стадии взрыва в плексигласе по В. В. Адушкину и А. П. Сухотину



области 3 показывает расширение зарядной камеры во времени. Ее развитие прекращается примерно через 6 мкс, когда радиус достигает значения $2r_0$. Начиная с расстояния $3r_0$, спустя 6 мкс после прохождения фронта волны сжатия, возникает новая область разрушения материала — 4. Линии 4_1 и 4_2 показывают развитие ее размеров во времени. В блоке толщиной 100 мм ($20r_0$) влияние свободной поверхности на развитие области 4 отсутствует, по крайней мере, в течение 24 мкс.

Во всех опытах с блоками из плексигласа независимо от их размера наблюдалась следующая типичная картина разрушения. В диапазоне расстояний $(1-3)r_0$ имеет место разогрев материалов, что, очевидно, происходит за счет ударного сжатия и пластических деформаций за фронтом волны. На расстоянии $(3-4)r_0$ наблюдается шаровой пояс, состоящий из большого числа мелких, радиально ориентированных трещин. Ориентация трещин свидетельствует о том, что они появились в результате действия тангенциальных растягивающих напряжений. Следует подчеркнуть, что эти напряжения во фронте волны сжатия отсутствовали и возникали позже, вследствие радиального перемещения материала в сферически расходящейся волне сжатия. Такого же мнения придерживаются С. С. Григорян [85], Н. В. Зволинский, В. П. Корявов [62], которые отмечают, что кольцевые напряжения становятся растягивающими на некотором расстоянии позади фронта ударной волны (волны сжатия). Кроме того, эти напряжения монотонно убывают с увеличением радиуса.

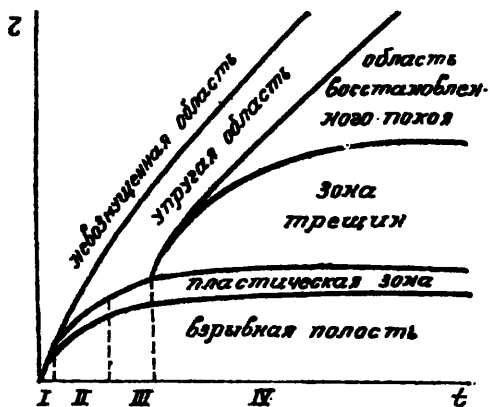


Рис. 2.5. Этапы развития взрыва в безграничной среде по Н. В. Зволинскому и В. П. Корякову

Последовательность и смена режимов разрушения в безграничной среде, по данным [85], представлены на рис. 2.5. На I этапе ударная волна распространяется со сверхзвуковой скоростью по невозмущенной среде, материал между фронтом волны и взрывной полостью испытывает пластическое течение. На II этапе фронт ударной волны распространяется со звуковой скоростью и излучает упругую волну, пластическое течение за фронтом ударной волны продолжается. На III этапе ударная волна истощается (вырождается в контактный разрыв), между полостью и контактным разрывом продолжается пластическое течение, но нового раздавливания среды не происходит. Этот этап длится до тех пор, пока на поверхности контактного разрыва напряжение не достигнет предельного значения его на разрыв. На IV этапе от поверхности разрыва наружу распространяется ударный фронт, насаждающий в среде радиальные трещины. За контактным разрывом продолжается пластическое течение. Ударный фронт разрушения излучает упругую волну, на переднем фронте которой напряжение равно пределу прочности материала на разрыв. Фронт разрушения достигает предельного положения, новых разрушений не происходит, но излучение упругой волны и пластическое течение вокруг полости продолжают. Последний этап длится до полного прекращения движения вокруг полости.

Естественно, что этапы развития при различных условиях взрыва будут протекать по-разному. Например, на них будут оказывать влияние

положение свободной поверхности относительно заряда, характеристика среды, ВВ, размеры заряда и т. д. В зависимости от конкретного сочетания определяющих факторов одни виды работы взрыва могут усиливаться, а другие, наоборот, ослабиться. Однако, как показывает опыт, общее действие взрыва ВВ во всем его многообразии будет вписываться в приведенную схему разрушения и движения породы при взрыве.

2.3. Физико-механические свойства пород и трещиноватость горных массивов

В качестве объекта исследования выбраны месторождения, у которых упругие, прочностные и структурные свойства пород колеблются в больших пределах. Составив различные комбинации этих характеристик, можно получить широкий класс пород по взрываемости, адекватный реальному массивам месторождений твердых полезных ископаемых [56, 59, 62].

Коунрадское месторождение медных руд представлено вторичными кварцитами из гранодиорит-порфиров и эффузивных порфиров, супергенно измененными вторичными кварцитами и неизмененными гранодиорит-порфирами. Вмещающие породы и руды не отличаются друг от друга по своим физико-механическим свойствам, сравнительно однородны. Наиболее плотные и крепкие породы – первичные гранодиорит-порфиры, вторичные кварциты из эффузивных порфиров – имеют коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова $f = 12-14$, для вторичных кварцитов из гранодиорит-порфиров он равен 8–10.

Аюкальское месторождение полиметаллических руд сложено эффузивно-осадочными отложениями среднего, верхнего девона и нижнего карбона. В пределах рудного поля значительно распространены интрузивные породы. Основные типы пород характеризуются следующими коэффициентами крепости: диорит-порфирит, бугристый известняк – 8–10, известняк мраморизованный – 10–12, известняк светло-серый крупнозернистый – 10–14, скарнированный известняк – 14–16.

Саякское месторождение представлено вулканогенно-обломочными и карбонатными породами нижнего карбона, эффузивными образованиями и интрузивными породами средне-варжского комплекса.

Структура месторождения очень сложная, распространены разрывные нарушения самых различных масштабов, направлений и типов. Оруденелыми породами в основном являются скарны, в подчиненном значении находятся гранодиориты. Вмещающие породы – ороговикованные песчаники, туфопесчаники, известняки, туфоалевролиты, мраморы, диоритовые порфириды, гранатовые и пироксен-гранатовые скарны. Коэффициент крепости у ороговикованных туфов и песчаников – 14–18, рудных и безрудных скарнов, диоритовых и диабазовых порфиров – 14–18, гранодиоритов – 14–16, массивных известняков – 10, мраморов – 8.

К основным свойствам горных пород, характеризующим их поведение при динамических нагрузках, как известно, относятся: плотность, скорости распространения продольной и поперечной волн, модуль упругости, коэффициент Пуассона и пределы прочности на сжатие, растяжение и сдвиг. Эти константы пород устанавливаются стандартными методами на образцах правильной и полуправильной формы [65]. Главные упругие и прочностные свойства горных пород указанных месторождений, определенные с использованием известных методик, приведены в табл. 2.1. Коэффициент Пуассона, найденный методом критического угла на образцах полуправильной формы, оказался равным 0,26–0,34. Модуль упругости легко вычисляется по формулам теории упругости при подставке в них конкретных значений плотности, скорости продольной волны и коэффициента Пуассона.

Существенное влияние трещиноватости (блочности) пород на крупность взорванной горной массы отмечалось давно и многими исследователями. Одним из первых М. М. Протодяконов [92] заметил, что наличие трещиноватости в породах существенно улучшает (облегчает) их взрываемость. Известная квалификация пород М. М. Протодяконова по коэффициенту крепости была составлена для практически монолитных пород, обычно встречаемых на подземных работах (при проходке выработок и др.). Именно поэтому взрываемость пород прежде всего увязывалась с их крепостью.

А. Ф. Суханов [56] при составлении классификации горных пород по взрываемости писал, что классификация по трещиноватости представляет практический интерес, так как трещиноватость иногда является решающим фактором для отделения породы от массива. Чем более трещиновата порода, тем легче ее добыча.

Т а б л и ц а 2.1. Основные свойства горных пород

Породы (их индексы)	Плотность пород, кг/м ³	Скорость звука, м/с	Пределы прочности (МПа) на		
			сжа- тие	растя- жение	сдвиг
Гранодиорит-порфиры без признаков окварцевания (К-1)	2720	5200	157,0	15,7	22,6
Вторичные кварциты из:					
эффузивных порфиров, крепкие (К-2)	2770	5200	133,4	15,2	23,0
эффузивных порфиров, средние (К-3)	2740	4820	107,9	13,2	20,0
гранодиорит-порфиров, сильно окварцованные (К-4)	2760	4820	92,2	9,8	17,2
гранодиорит-порфиров, умеренно окварцованные (К-5)	2740	4550	71,6	8,3	14,2
гранодиорит-порфиров, коалинизированные (К-6)	2500	3500	35,3	3,9	5,9
Скарнированный известняк (А-1)	2840	4250	209,9	19,6	33,3
Крупнозернистый известняк (А-2)	2820	4350	175,6	16,2	27,4
Мраморизованный известняк (А-3)	2820	3820	158,9	12,3	19,6
Диорит-порфирит Ажжала (А-4)	2720	5700	107,9	10,3	16,2
Ороговикованный песчаник (С-1)	3060	4410	258,0	21,6	38,2
Диорит-порфирит Саяка (С-2)	2900	4920	251,1	21,1	34,3
Туфопесчаник (С-3)	2700	4640	243,3	20,6	35,8
Диабазовый порфирит (С-4)	2840	4210	235,4	17,7	28,0
Актинолит-гранатовые скарны (С-5)	2900	5340	210,9	20,6	34,3
Гранодиориты Саяка (С-6)	2730	4960	189,3	16,2	28,4
Эпидот-пироксеновые скарны (С-7)	2900	5700	179,5	17,6	27,4
Оруденные скарны (С-8)	3800	5900	172,6	16,7	26,0
Массивный известняк (С-9)	2820	3860	145,2	12,7	21,6
Мрамор белый (С-10)	2710	4800	66,7	5,9	10,3

Трещиноватость массива горных пород как основную характеристику объекта разрушения в разное время изучали Д. М. Бронников, Н. Ф. Замесов [67], Б. Н. Кутузов [68], В. К. Рубцов [69] и др. Они предложили классификации пород по трещиноватости для различных месторождений.

До недавнего времени для упрощения исследований предполагалось, что массив сложен отдельностями одного усредненного размера. Считалось также, что разные массивы различаются только степенью трещиноватости. В действительности трещиноватый массив

представлен отдельностями разного размера и имеет вполне определенный гранулометрический состав. На этот факт в числе первых обратил внимание В. К. Рубцов [69]. Он предложил трещиноватость массива характеризовать средним расстоянием между трещинами и содержанием крупных отдельностей в массиве.

Исходя из работ В. К. Рубцова и др., Межведомственной комиссией по взрывным работам была принята единая классификация горных пород по степени трещиноватости в массивах (табл. 2.2) [70]. В результате исследований, проведенных под руководством В. В. Ржевского, эта классификация была дополнена еще одним важным параметром – акустическим показателем трещиноватости, равным отношению квадратов скоростей продольных волн в массиве и образце данной породы. При проведении массовых взрывов в зажатой среде, что исключает измерения на обнажениях, наиболее перспективными являются сейсмические и акустические методы оценки трещиноватости породного массива.

В массиве горных пород отмечаются трещины трех порядков. Трещины первого и второго порядков определяют сопротивляемость пород бурению и измельчению в дробилках.

Т а б л и ц а 2.2. Классификация горных пород по степени трещиноватости [70]

Категория трещиноватости пород	Степень трещиноватости (блочности) массива	Средние расстояния между естественными трещинами всех систем, м	Акустический показатель	Содержание (%) в массиве отдельностей крупнее		
				0,3 м	0,7 м	1,0 м
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	до 0,1	0,1–0,01	до 10	около 0	0
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	0,1–0,5	0,25–0,10	10–70	до 30	до 5
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	0,5–1,0	0,40–0,25	70–100	30–80	5–40
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	1,0–1,5	0,60–0,40	100	80–100	40–100
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	более 1,50	1,00–0,60	100	100	100

Трещины третьего порядка наиболее существенно влияют на эффективность взрывания массива горных пород [56]. К ним относятся эндогенные трещины, возникающие при метаморфизации пород за счет уменьшения объема пород. Кроме того, к ним принадлежат тектонические трещины, развивающиеся в горных породах под влиянием тектонических сил, искусственные трещины, образующиеся в породах при ведении горных работ, и трещины выветривания. Все трещины третьего порядка имеют значительное простирание, измеряемое сантиметрами, метрами и даже километрами. Величина их раскрытия изменяется от 10^{-6} до 10^{-1} м. Эти трещины могут заполняться другими породами или оставаться незаполненными. Для трещин третьего порядка характерно то, что они делят породы на структурные элементы – отдельности [72, 71].

Таким образом, изучение трещиноватости массива пород сводится к определению характеристик трещин третьего порядка.

Блочность массивов Коунрадского, Акужальского и Саякского месторождений измерялась на обнажениях непосредственно и фотопланиметрическим способом. Для этого в нижней части выбранного от предыдущего взрыва забоя выделялась полоса шириной 2,0 м. Вдоль нее протягивалась лента с делениями и подсчитывалось число естественных трещин, пересекающих ленту. Одновременно с этим по методу П. Э. Зуркова определялся гранулометрический состав отдельностей массива.

Данные по гранулометрическому составу естественных отдельностей массива приведены в табл. 2.3. Анализ этих данных показывает, что на разных месторождениях содержание естественных отдельностей массива по некоторым типам пород совпадает довольно близко. В то же время в пределах даже одного месторождения (за исключением Акужальского) не наблюдается какая-либо четкая связь между крепостью пород и блочностью массива. Породы с одинаковой крепостью могут иметь различный гранулометрический состав естественных отдельностей. Мало того, более крепкие породы могут иметь меньший средний размер блока, чем менее крепкие породы. Все это в явной форме выражает сложную роль трещиноватости при оценке массива как объекта разрушения.

Т а б л и ц а 2.3. Характеристики трещиноватости массивов пород

Породы (их крепость)	Содержание (%) отдельностей размером (м)							Средний диаметр отдель- ности, м
	<0,20	0,21– 0,40	0,41– 0,60	0,61– 0,80	0,81– 0,100	1,01– 1,20	>1,21	
Интенсивно дробленные вторичные кварциты из эффузивных порфиров ($f=8$), гранодиорит- порфиры ($f=12$)	47,1	29,0	10,4	5,3	4,0	3,2	1,0	0,32
Вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров ($f=8-10$), эффузивных порфиров ($f=8-12$)	30,0	19,2	14,5	12,7	11,0	8,6	4,0	0,50
Вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров ($f=12-14$), эффузивных порфиров, плотные ($f=12$)	15,5	16,1	13,6	13,2	12,1	12,3	17,2	0,70
Диорит-порфиры, бугри- стый известняк ($f=8-10$)	42,0	28,0	14,7	6,5	4,5	3,3	1,0	0,33
Известняк мраморизован- ный, известняк крупно- зернистый ($f=10-14$)	30,0	20,8	14,3	11,4	9,9	8,1	5,5	0,50
Известняк скарниро- ванный ($f=14-16$)	19,8	17,2	15,5	9,7	8,2	10,5	19,1	0,66
Ороговикованный песча- ник, туфопесчаник, диаба- зовые и диоритовые пор- фириты, гранодиориты ($f=14-18$)	28,5	20,5	13,0	11,2	11,0	9,6	6,2	0,52
Актинолит-гранатовые, эпидот-пироксеновые, оруденелые скарны ($f=14-18$), массивный известняк ($f=10$)	14,0	15,3	12,6	11,4	12,7	14,5	19,5	0,72
Мршоры ($f=8$)	–	–	5,0	12,0	20,0	29,0	34,0	1,05

По гранулометрическому составу был вычислен средний диаметр отдельности по типам пород, который практически совпадал со значением среднего расстояния между трещинами. Следует подчеркнуть, что в табл. 2.3 приведено среднеарифметическое содержание фракций, полученное в результате большого числа замеров. Причем суммарная длина обследованных участков по каждому типу пород составляла не менее 5 км. Коэффициент вариации в случае самого неблагоприятного сочетания не превышал 25 %.

Акустический показатель трещиноватости определялся по методике, разработанной под руководством В. В. Ржевского. Средние значения скоростей продольной волны в массиве и акустического показателя трещиноватости приведены в табл. 2.4. Из таблицы видно, что

Т а б л и ц а 2.4. Акустические характеристики пород

Породы (их крепость)	Средний диаметр от- дельности, м	Скорость звука (км /с) в		Акусти- ческий показатель
		образцах	массиве	
Интенсивно дробленые вторичные кварциты из эффузивных порфиров ($f=8$), гранодиорит-порфиры ($f=12$)	0,32	3,5–4,8	1,3–1,8	0,14
Вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров ($f=8-10$), эффузивных порфиров ($f=8-12$)	0,50	4,5–4,8	1,7–2,5	0,14–0,27
Вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров ($f=12-14$), эффузивных порфиров, плотные ($f=12$)	0,70	5,2	2,4–3,2	0,25–0,38
Диорит-порфиры, бугристый известняк ($f=8-10$)	0,33	3,8–5,7	1,4–1,7	0,10–0,13
Крупнозернистый, мраморизованный известняк ($f=10-14$)	0,50	3,8–4,4	1,6–2,4	0,18–0,30
Скарнированный известняк ($f=14-16$)	0,66	3,6–4,2	2,2–2,6	0,37–0,40
Ороговикованный песчаник, туфо-песчаник, диабазовые и диоритовые порфириты, гранодиориты ($f=14-18$)	0,52	4,0–4,8	1,7–2,6	0,20–0,30
Актинолит-гранатовые, эпидот-пироксеновые, оруденелые скарны ($f=14-16$), массивный известняк ($f=10$)	0,72	4,2–5,5	2,4–3,4	0,32–0,38

наименьшие значения скоростей наблюдаются в сильнотрещиноватых, умеренные – в малотрещиноватых массивах. Причем в первом случае скорость продольной волны в массиве в два с лишним раза меньше, чем в образцах. Это обуславливает меньшую акустическую жесткость пород в массиве.

Сопоставление показателей трещиноватости, приведенных в табл. 2.4, показывает, что породы первого типа Коунрадского и Акжальского месторождений относятся к сильнотрещиноватым (среднеблочным), а все остальные породы (за исключением мраморов) всех трех карьеров – к среднетрещиноватым (крупноблочным). Мраморы Саякского месторождения слагают малотрещиноватые (весьма крупноблочные) массивы.

2.4. Физическая характеристика взрываемости массива пород

Широко распространенная характеристика взрываемости горных пород – удельный расход ВВ на разрушение единицы объема породы до кусков определенной крупности в стандартных условиях – помимо упругих, прочностных и структурных свойств массива ставится в зависимость еще от параметров расположения заряда, условий взрывания и качества дробления. В то же время совершенно очевидно, что параметры взрывания являются средством достижения необходимого качества дробления, а последнее – результатом взрыва. Естественно, эти факторы как вторичные никак не могут повлиять на специфическое свойство пород – сопротивляемость их разрушению.

Для устранения субъективности в оценке сопротивляемости пород разрушению при взрыве, вызванной отмеченными причинами, под взрываемостью следует понимать обобщенное свойство массива, определяемое заданным сочетанием природных характеристик пород – их упругих, прочностных и структурных констант. Иначе говоря, искомая характеристика взрываемости должна быть функцией следующих основных величин:

$$v = v(\rho_0, c, v, E, \sigma_{сж}, \sigma_p, d_e, k), \quad (2.19)$$

где v – характеристика взрываемости массива пород; k – коэффициент, учитывающий свойство материала заполнителей и раскрытие трещин.

Анализ простых теорий разрушения материалов и размерностей показывает, что из совокупности базовых свойств породы, приведенных в первой части выражения (2.19), можно составить один параметр с размерностью скорости, характеризующий рассматриваемый процесс. Действительно, удельная потенциальная энергия деформации, соответствующая пределу текучести испытываемого образца, может быть заменена величиной кинетической энергии, обеспечивающей при полном переходе в работу деформации наступление разрушения.

Ввиду невозможности измерения искомой энергии в массиве экспериментальные взрывы проведены на естественных отдельностях.

Для выяснения базовых свойств пород, которые оказывают наибольшее влияние на экспериментально найденные значения удельного расхода ВВ, проанализированы характер и результаты дробления естественных отдельностей. Установлено, что после взрыва монолитный блок во всех случаях раскалывается на 8–13 относительно больших частей трещинами, идущими из его центра. Мелкие куски вокруг заряда ВВ не образуются. Это свидетельствует о том, что естественные отдельности в условиях опытов разрушались за счет преодоления сопротивления пород на растяжение. Очевидно, интенсивности напряжений, вызванных волной сжатия мелких зарядов, было недостаточно для преодоления сжимающих усилий в большом объеме. Вовлеченные в движение волной сжатия частицы породы с течением времени растягиваются, что приводит к появлению упомянутых трещин. Возникновению тангенциальных растягивающих напряжений способствовало также наличие множества свободных поверхностей.

Эти результаты можно объяснить с помощью известных закономерностей механики деформируемого твердого тела, в частности, положением о том, что необратимые процессы могут происходить лишь после того, как будет достигнуто условие пластичности Мизеса–Генки, т. е. когда в среде удельная энергия деформации формы будет соответствовать пределу текучести. Пока плотность энергии деформации среды не достигнет некоторого предела, разрушения не будет.

Величина удельной потенциальной энергии A_s может быть вычислена по известному пределу текучести σ , и модулю упругости E по формуле:

$$A_s = \frac{\sigma_s^2}{2E}. \quad (2.20)$$

О. Е. Власов [73] предложил выразить эту энергию равной ей по величине кинетической энергией, которая в случае полного перехода в работу деформации обеспечивает наступление разрушения. Соответствующая величина скорости названа им критической скоростью разрушения и определяется из выражения

$$u_s = \frac{\sigma_s}{\sqrt{E\rho_0}}. \quad (2.21)$$

При хрупком разрушении материала в виде трещин вследствие местного разрыва связей между соседними частицами должно быть достигнуто временное сопротивление на разрыв σ_p . В соответствии с этим критическая скорость на разрыв при линейном нагружении

$$u_p = \frac{\sigma_p}{\sqrt{E\rho_0}}. \quad (2.22)$$

С учетом того, что при распространении продольной волны в массиве $E = \frac{(1+\nu)(1-2\nu)}{(1-\nu)}\rho_0 c^2$ и для большинства горных пород коэффициент Пуассона $\nu = 0,3$, выражение (2.22) при критическом разрушении естественной отдельности на две части приобретает вид

$$u_p = \frac{2}{\sqrt{3}} \frac{\sigma_p}{\rho_0 c}. \quad (2.23)$$

Если естественная отдельность раскалывается только на две одинаковые части, то каждая из них имеет реальную скорость движения, близкую u_p . Вектор скорости направляется по перпендикуляру к плоскости разрыва. При плоском нагружении естественного блока, следовательно, при разрушении его на четыре равные части по двум взаимно перпендикулярным плоскостям, каждой из них сообщается по скорости u_p в двух движениях. Скорость результирующего движения по модулю определяется по формуле:

$$\vartheta_p = \sqrt{2} \quad u_p = \frac{2\sqrt{2}}{\sqrt{3}} \frac{\sigma_p}{\rho_0 c} \quad (2.24)$$

и направляется по диагонали квадрата, стороны которого u_p .

При объемном нагружении естественной отдельности и разрушении ее на восемь равных частей каждая из них имеет по скорости u_p в трех движениях. Модуль скорости разлета кусков равен:

$$\vartheta_p = \sqrt{3} \quad u_p = 2 \frac{\sigma_p}{\rho_0 c}. \quad (2.25)$$

Вектор скорости направляется по диагонали куба, стороны которого равны u_p . Нетрудно убедиться, что $\bar{u}_p$ образует с горизонтом угол, близкий к 35° .

Приведенные данные, обосновывающие различные значения критической скорости разрушения при различных условиях дробления, подтверждаются результатами исследований ряда авторов. В работе [56] установлена зависимость между количеством кусков, образовавшихся при разрушении упругохрупкого стержня, и напряжениями:

$$N = 2^{(\sigma/\sigma_p)^2}, \quad (2.26)$$

где N – количество образовавшихся кусков; σ – прикладываемое растягивающее напряжение.

Поскольку напряжения пропорциональны скоростям, зависимость (2.26) можно переписать в виде

$$\vartheta_p = \sqrt{\beta} u_p, \quad (2.27)$$

где β – показатель, равный $\beta = \lg N / \lg 2$.

Как видно, при $N = 2$, $\beta = 1$, при $N = 4$, $\beta = 2$, при $N = 8$, $\beta = 3$, что находится в полном согласии с формулами (2.23)–(2.25).

Скорость частиц, по которой вычисляется кинетическая энергия, обеспечивающая разрушение материала, т. е. критическая скорость разрушения, как видно из (2.22)–(2.26) определяется по формуле

$$u_s = \mu \frac{\sigma_s}{\rho_0 c}. \quad (2.28)$$

В случае одноосного сжатия образца $\sigma_s = \sigma_{сж}$, в случае одноосного растяжения $\sigma_s = \sigma_p$. При разрыве одиночной естественной отдельности путем линейного нагружения $\mu = 2/\sqrt{3}$, плоского нагружения $\mu = 2\sqrt{2/3}$, а объемного нагружения $\mu = 2$. При взрывании массива пород разрушающее напряжение σ_r и коэффициент α могут быть установлены на основе общих закономерностей разрушения твердых тел.

Для этой цели, в частности, можно использовать положение о том, что напряженное состояние среды изменяется по мере удаления от центра взрыва. Например, в зоне, непосредственно примыкающей к зарядной камере, напряжения в волне сжатия, вызываемой взрывом ВВ, значительно превышают предел прочности породы на сжатие. Поэтому здесь порода раздавливается, процесс усиливается действием газообразных ПВ. Размер зоны не превышает 7–15 радиусов заряда.

За пределами такой зоны частицы, вовлеченные в движение волной сжатия, продолжают радиальные перемещения. В результате каждый мысленно выделяемый элементарный слой растягивается, что приводит к появлению системы радиальных трещин. Это обусловлено наличием тангенциальных растягивающих напряжений, превышающих предел прочности материала на разрыв. Простираение такой зоны в результате совместного действия волновых процессов и газообразных ПВ прослеживается до 20–40 радиусов заряда. Разрушение, идущее от свободной поверхности, также вызвано растягивающими напряжениями. В зависимости от свойств массива оно распространяется на расстояние порядка 30–60 радиусов заряда. Таким образом, в обычных условиях взрывания массива не более 10 % всего объема породы разрушается путем среза, обусловленного сжимающими напряжениями. Остальная его часть (более 90 %) разрушается путем отрыва, вызванного действием нормальных растягивающих напряжений. На основании изложенного с известной степенью точности величину эквивалентного разрушающего напряжения можно принять равной

$$\sigma_{раз} = 0,1\sigma_{сж} + \sigma_r. \quad (2.29)$$

Что касается значения коэффициента μ , то оно уменьшается с увеличением ограничений движения образовавшихся при взрыве кусков. Поскольку при взрывании массива перемещения частиц в основном

объеме пород сильно ограничены, с учетом поправки на различные микродефекты структурных элементов искомым множитель может быть принят равным единице. Таким образом, для критической скорости разрушения естественной отдельности в массиве можно написать

$$v_{e.o} = \sigma_{\text{раз}} / \rho_0 c. \quad (2.30)$$

Для учета влияния структурных свойств среды (блочности массива, характера упаковки отдельностей, их формы) на критерий взрываемости следует исходить из того, что всякий реальный массив бывает разбит той или иной системой трещин и состоит из совокупности различных по объему и конфигурации естественных отдельностей, склеенных между собой природным цементом. Причем, как видно из [70, 74], для крупноблочных массивов характерны более широкие трещины и их раскрытие. И наоборот, мелкоблочным массивам присущи узкие трещины и их сомкнутость. Отсюда следует, что структурные свойства массива могут быть охарактеризованы средним размером естественной отдельности и коэффициентом, учитывающим материал заполнителей и раскрытие трещин. Опыт показывает, что разрушающие напряжения, следовательно скорости разрушения, прямо пропорциональны упомянутым структурным характеристикам массива. На основании этого и теории размерностей искомую составляющую критической скорости разрушения массива можно определить из выражения:

$$\vartheta_{c.c} = k \sqrt{g d_e}, \quad (2.31)$$

где g – ускорение свободного падения, м/с^2 ; k – безразмерный коэффициент.

Согласно табл. 2.2, средний размер естественной отдельности в массиве редко превышает 1,7 м. Кроме того, для практически монолитных пород коэффициент k достигает своего нижнего предела. Так что при $d_e > 1,7$ м величина $v_{c.c}$ не может быть как угодно большой. Это означает, что монолитный массив эквивалентен некоторому трещиноватому с фиксированными значениями d_e и k .

Таким образом, критическая скорость разрушения массива пород при взрыве окончательно может быть определена из выражения:

$$\vartheta_{\text{кр}} = k \sqrt{g d_e} + \frac{\sigma_{\text{раз}}}{\rho_0 c}. \quad (2.32)$$

Предлагаемая характеристика взрываемости удачно взаимоувязывает основные базовые свойства пород и массива. Она имеет ясный физический смысл. Так, первое слагаемое критической скорости представляет собой результат действия разрушающих усилий, направленных на расчленение массива на естественные отдельности, а второе слагаемое – результат разрушения самих отдельностей при сложном объемном нагружении в данной среде. Выражение нового критерия в виде суммы слагаемых не противоречит тому, что эти процессы по времени протекают одновременно. Из формулы (2.32) следует, что при идентичных физико-механических свойствах пород увеличение среднего диаметра естественной отдельности, а также большое раскрытие трещин приводят к росту необходимых усилий на разрушение. При одинаковой трещиноватости (блочности) массива дробление более прочных пород требует больше энергетических затрат. Эти выводы хорошо согласуются с закономерностями, известными из практики. Кроме того, при дроблении одиночной естественной отдельности по физическому смыслу $k = 0$, в результате чего уравнение (2.32) вырождается в одну из зависимостей (2.23–2.25). Это лишний раз подтверждает теоретическую обоснованность конструирования формулы (2.32).

Новая физическая характеристика взрываемости – критическая скорость разрушения массива при взрыве – рассчитывается по известным упругим, прочностным и структурным свойствам пород. В отличие от широко распространенного технологического критерия взрываемости – удельного расхода ВВ – она не зависит от параметров расположения заряда, условий взрывания и качества дробления. Следовательно, на определение $v_{кр}$ не накладываются дополнительные ограничения, и она как объективная характеристика сопротивляемости массива разрушению может быть положена в основу классификации горных пород по взрываемости.

Критические скорости разрушения, вычисленные по формуле (2.32), для типичных скальных пород при различном возможном сочетании их физико-механических и структурных свойств изменяются от 2,5 до 7,0 м/с. Поскольку большое число классов пород по взрываемости нецелесообразно [77], но величине $v_{кр}$ с шагом 0,9 м/с все породы по рассматриваемому признаку могут быть разделены на пять классов (см. табл. 2.5): I класс – легковзрываемые ($v_{кр} < 3,6$ м/с), II класс –

**Т а б л и ц а 2.5. Классы и степень взрываемости пород Коунрадского,
Акжальского и Саякского карьеров**

Породы (их индексы)	Характеристики массива		Удельный расход ВВ, кг/м	
	d_e , м	$v_{кр}$, м/с	номи- нальный	факти- ческий
<i>I. Легковзрываемые</i>				
Вторичные кварциты из:				
эффузивных порфиров, среднее (К-3)	0,32	3,6	0,26	0,25
гранодиорит-порфиров, умеренно окварцованные (К-5)	0,32	3,0	0,21	0,25
то же, коалинизированные (К-6)	0,32	2,6	0,15	0,25
Диорит-порфирит (А-4)	0,32	3,1	0,26	0,25
Бугристый известняк (А-5)	0,32	3,0	0,25	0,25
<i>II. Средневзрываемые</i>				
Вторичные кварциты из:				
эффузивных порфиров, крепкие (К-2)	0,50	4,2	0,40	0,40
гранодиорит-порфиров, средние (К-3)	0,50	4,0	0,35	0,40
то же, сильно окварцованные (К-4)	0,50	3,7	0,31	0,40
Мраморизованный известняк (А-3)	0,50	4,5	0,48	0,45
<i>III. Трудновзрываемые</i>				
Гранодиорит-порфиры без признаков окварцевания (К-1)	0,70	4,9	0,59	0,60
Вторичные кварциты из эффузивных порфиров, крепкие (К-2)	0,70	4,6	0,52	0,60
Скарнированный известняк (А-1)	0,66	5,4	0,70	0,70
Крупнозернистый известняк (А-2)	0,66	4,9	0,61	0,70
Ороговикованный песчаник (С-1)	0,52	5,4	0,63	0,70
Диорит-порфирит (С-2)	0,52	5,2	0,66	0,70
Туфопесчаник (С-3)	0,52	5,5	0,61	0,70
Диабазовый порфирит (С-4)	0,52	5,4	0,61	0,70
Гранодиорит (С-6)	0,52	4,5	0,52	0,70
Эпидот-пироксеновые скарны (С-7)	0,72	4,8	0,67	0,70
Оруденелые скарны (С-8)	0,72	4,8	0,68	0,70
Массивный известняк (С-9)	0,72	4,8	0,55	0,70
Белый мрамор (С-10)	1,05	5,1	0,40	0,70
Актинолит-гранатовые скарны (С-5)	0,72	5,0	0,77	0,70

средневзрываеемые ($v_{кр} = 3,6-4,5$ м/с), III класс – трудновзрываеемые ($v_{кр} = 4,5-5,4$ м/с), IV класс – весьма трудновзрываеемые ($v_{кр} = 5,4-6,3$ м/с) и V класс – исключительно трудновзрываеемые породы ($v_{кр} > 6,3$ м/с).

При расчете критических скоростей разрушения использованы данные измерений на обнажениях, которые показали, что средняя величина раскрытия трещин составляет: для мрамора $\delta = 3 \cdot 10^{-3}$ м, для всех остальных пород $\delta = 2 \cdot 10^{-3}$ м. Кроме того, материал заполнителей трещин крепких пород ($\sigma_{сж} > 157$ МПа), как правило, более плотный, что способствует меньшей потере энергии волн напряжений на контактах отдельностей.

Исходя из изложенного, коэффициент, учитывающий свойство материала заполнителей и раскрытие трещин, принят: для мрамора $k = 1,3$, для крепких пород $k = 0,85$ и для всех остальных пород $k = 1,0$.

Как видно из табл. 2.5, степень взрываемости, определенная по новой методике, близко совпадает с качественной характеристикой пород по взрываемости, установленной на предприятиях опытным путем. Это дает возможность применять предлагаемый критерий для классификации пород по взрываемости. Таким образом, использование новой физической характеристики позволяет объективно оценить разрушаемость массива при взрыве и сопоставить породы различных месторождений по трудности их взрывания.

ПАРАМЕТРЫ РАЗРУШЕНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

3.1. Закономерности развития полости при взрыве цилиндрического заряда ВВ

Специалисты в области теории разрушения деформируемых тел действием взрыва считают, что среди различных эффектов взрыва в среде особенно наглядным является образование полости. Оно интегрально включает в свой состав все элементы развития процесса взрыва. Поэтому при прогнозировании технологических параметров взорванной горной массы и разработке методов управления процессами взрывного дробления и перемещения пород должное внимание следует обратить на закономерности развития полости при взрыве.

Закономерности развития газовой полости при взрыве сферического, реже цилиндрического заряда в неограниченной среде описаны в работах [75, 76]. Большинство из них носит чисто теоретический характер, а полученные уравнения для определения основных параметров движения полости громоздки и сложны. Кроме того, в этих работах отсутствует инженерный метод расчета размеров полости при взрыве наиболее распространенного на практике цилиндрического заряда в ограниченной среде. В связи с этим на основе исследований [56, 59] определим радиус полости при взрыве цилиндрического заряда в массиве с двумя свободными поверхностями.

Из главы 2.2 известно, что на первой стадии взрыва после детонации заряда ВВ по горной породе распространяется ударная волна, напряжение в которой превышает предел прочности самой крепкой породы на раздавливание. На фронте волны порода сильно сжимается (разрушается). Однако, как показали измерения движения фронта ударной волны и границы продуктов детонации, последняя начинает отставать от фронта ударной волны сразу же после выхода детонационной волны на поверхность заряда [62, 75, 80]. Вследствие этого

газообразные продукты детонации (ПД), дальше развивая уже начатый процесс разрушения, переизмельчают среду в зоне контакта и осесимметрично расширяют зарядную камеру. Иначе говоря, вступает в силу этап динамического безволнового расширения полости. Он начинается с момента, когда скорость фронта разрушения становится меньше скорости ударной волны (или волны сжатия). Между фронтом волны разрушения (раздавливания) и полостью происходит движение мелкораздробленной среды с внутренним сухим трением.

В дальнейшем газовая полость при симметричном развитии достигает своего предельного объема, который определяется свойствами среды, применяемого ВВ и условиями взрывания. Иначе говоря, ПД осесимметрично будут расширяться до тех пор, пока их давление не упадет до значения P_c , равного прочностному сопротивлению среды в условиях взрывного нагружения [62, 75]. За все это время продолжается процесс разрушения массива. Пока волна сжатия не достигнет свободной поверхности, картина движения среды и развитие разрушений происходят так же, как при камуфлетном взрыве. Симметричное развитие взрывной полости продолжается примерно вдвое дольше, поскольку влияние свободной поверхности скажется после прихода отраженной от свободной поверхности волны разгрузки.

Таким образом, для определения максимальных размеров газовой полости при взрыве цилиндрического заряда в массиве с двумя свободными поверхностями достаточно ограничиться рассмотрением камуфлетной стадии взрыва. В дальнейшем вследствие влияния

волновых процессов и разрушения уступа нарушается осесимметрическое развитие полости. Вступает в силу вторая стадия – стадия ускоренного движения раздробленной части массива. В такой постановке задача решена в работе [56].

Максимальная зона расширения продуктов детонации может быть рассчитана как максимальная величина перемещения границы раздела ПД – среда. Подвижки границы раздела связаны с раздавливанием среды, с ее дроблением и уплотнением (рис. 3.1). Вытесненный

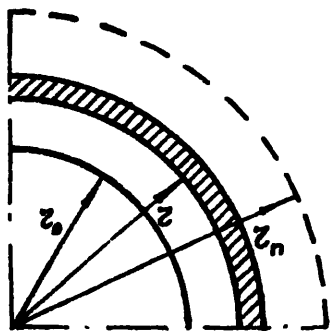


Рис. 3.1. Схема к определению радиуса взрывной полости

из полости объем породы растет от минимального до максимального значения и определенным образом распределяется в зоне разрушения. Следовательно, масса этого объема переменная [61]. Ее величина, приходящаяся на единицу длины заряда, определяется из соотношения

$$M = \pi(r^2 - r_n^2)\rho_0, \quad (3.1)$$

где r – расстояние от оси заряда до границы раздела ПВ – среда; r_n – начальный радиус полости; ρ_0 – плотность вытесненной породы.

По аналогии с [75] плотность уплотненной породы принимается как постоянная величина. Использование массы породы на единицу длины заряда связано с тем, что действительное конечное расширение стенок полости по высоте заряда одинаково. Кроме того, характер движения каждого элементарного слоя по высоте полости за соответствующие моменты с учетом времени распространения детонационной волны также одинаков.

В уравнении (3.1) в начальный момент движения $M \neq 0$, как это кажется на первый взгляд. Дело в том, что до начала движения, по крайней мере, некоторый элементарный слой среды уже уплотнен или раздроблен действием ударной волны (УВ). Поэтому $r_n = r_0(1+\epsilon)$, где ϵ – относительная толщина слоя, уплотненного (или раздробленного) УВ до начала движения границы раздела под действием газообразных продуктов детонации; r_0 – радиус заряда.

Согласно гидродинамической теории действия взрыва, в ближней зоне ($3 \div 7r_0$) справедливы законы механики сплошной среды. Поэтому, применив теорему об изменении количества движения тела переменной массы [61], для вытесненного и вовлеченного в движение объема породы можно написать

$$u \frac{d(Mu)}{dr} = S(P - P_c). \quad (3.2)$$

Здесь M – масса среды, вовлеченной ПД в механическое движение; u – текущая скорость границы раздела ПД – среда; S – текущая площадь поверхности границы раздела; P – текущее давление ПД; P_c – прочностная характеристика среды в условиях взрывного нагружения.

Как видно из экспериментов, высота газовой полости при взрыве цилиндрического заряда близка к его высоте. Тогда площадь поверх-

ности раздела границы, приходящаяся на единицу высоты заряда:

$$S = 2\pi r. \quad (3.3)$$

Так как прочностная характеристика скальных горных пород в условиях всестороннего сжатия больше $P_k = 200$ МПа, расширение ПД на рассматриваемом участке можно принять происходящим изэнтропически по закону $PV^3 = \text{const}$, откуда

$$P = P_n (r_0/r)^6, \quad (3.4)$$

где P_n – начальное давление ПД.

Подставив значения M , S и P из (3.1), (3.3), (3.4) в уравнение (3.2) и взяв производную по r от левой части, получим

$$\frac{du^2}{dr} + \frac{4ru^2}{r^2 - r_0^2} = \frac{4r}{\rho_0(r^2 - r_0^2)} \left[P_n \left(\frac{r_0}{r} \right)^6 - P_c \right]$$

или

$$\frac{du^2}{d\left(\frac{r}{r_0}\right)} + \frac{4u^2}{\frac{r}{r_0} \left[1 - \left(\frac{r_0}{r} \right)^2 \right]} = \frac{4}{\rho_0 \frac{r}{r_0} \left[1 - \left(\frac{r_0}{r} \right)^2 \right]} \left[P_n \left(\frac{r_0}{r} \right)^6 - P_c \right]. \quad (3/5a)$$

Это линейное дифференциальное уравнение первого порядка. Обозначив u^2 через y , r/r_0 через x , его можно представить в привычном виде: $\frac{dy}{dx} + p(x)y = Q(x)$. Это уравнение имеет интегрирующий

множитель $V = e^{-\int p dx}$. Общий интеграл находится по формуле

$$y = V(x) \left[\int \frac{Q(x)}{V(x)} dx + c \right].$$

Таким образом, интегрирование уравнения (3.5a) дает

$$u^2 = \frac{1}{\left[\left(\frac{r}{r_0} \right)^2 - 1 \right]^2} \left\{ \frac{P_n}{\rho_0} \left(\frac{r_0}{r} \right)^2 \left[\left(\frac{r_0}{r} \right)^2 - 2 \right] - \frac{P_c}{\rho_0} \left(\frac{r}{r_0} \right)^2 \left[\left(\frac{r}{r_0} \right)^2 - 2 \right] \right\} + C. \quad (3.56)$$

Постоянная интегрирования C находится по начальным условиям. При $t = 0$, $r_n = r_0(1 + \epsilon)$ и $u = u_n$ (u_n – начальная скорость движения границы раздела). Относительно величины r_n необходимо отметить следующее. Обычно конечный размер полости оказывается несколько меньше ее максимального размера. Это связано с возвратным движением полости, вызванным действием упругих сил среды. На основании опытных данных долю расширения полости за счет действия ударной волны можно принять равной той ее доле, которая восстанавливается вследствие возвратного движения. Таким образом, при решении рассматриваемой задачи можно пренебречь значением ϵ , что дает для $C = P_n/\rho_0 - P_c/\rho_0$.

Окончательно закон изменения скорости полости через ее радиус выразится зависимостью

$$u = \frac{1}{\left(\frac{r}{r_0}\right)^2 - 1} \sqrt{\frac{P_n}{\rho_0} \left(\frac{r_0}{r}\right)^2 \left[\left(\frac{r_0}{r}\right)^2 - 2\right] - \frac{P_c}{\rho_0} \left(\frac{r}{r_0}\right)^2 \left[\left(\frac{r}{r_0}\right)^2 - 2\right] + \frac{P_n}{\rho_0} - \frac{P_c}{\rho_0}}. \quad (3.5в)$$

Обозначим r/r_0 через $\bar{r}$, тогда после несложных преобразований уравнение (3.5в) можно привести к виду

$$u = \frac{(\bar{r}^2 - 1) \sqrt{P_n - P_c \bar{r}^4}}{\bar{r}^2 (\bar{r}^2 - 1) \sqrt{\rho_0}}. \quad (3.6)$$

Для того чтобы пользоваться уравнением (3.6), нужно знать значения величин P_n , P_c .

Как было сказано, расширение полости под действием газообразных продуктов начинается с момента отделения фронта ударной волны от поверхности раздела ПД – среда. К этому времени в замкнутом объеме в продуктах детонации устанавливается одинаковое среднее давление, значение которого вдвое меньше давления на фронте детонационной волны [56]. Следовательно, это давление для рассматриваемой стадии взрыва является начальным, т. е.:

$$P_n = 1/8 \rho_{\text{ВВ}} D^2, \quad (3.7)$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ; D – скорость детонации ВВ.

В момент, когда взрывная полость достигает предельного положения, ее скорость будет равна нулю, т. е. $u = 0$. Этому условию из (3.6) соответствуют два уравнения:

$$\bar{r}_{\text{пр}}^2 - 1 \approx 0, \quad P_{\text{н}} - P_{\text{с}} \bar{r}_{\text{пр}}^4 = 0. \quad (3.8)$$

Из них находим, что

$$\bar{r}_{\text{пр}} \approx 1, \quad (3.9)$$

$$\bar{r}_{\text{пр}} = (P_{\text{н}} / P_{\text{с}})^{1/4}. \quad (3.10)$$

Так как число $\bar{r}_{\text{пр}}$ существенно положительное, то отрицательные и комплексные корни уравнения (3.10) должны быть отброшены. Кроме того, при взрыве ВВ условие $P_{\text{н}} < P_{\text{с}}$ не имеет места, так как в этом случае не будет происходить ни расширения зарядной камеры, ни разрушения породы.

Первый результат $r_{\text{пр}} \approx 1$ соответствует начальному, второй – конечному положению газовой полости при ее осесимметричном развитии. Этот факт, в свою очередь, подтверждает правильность теоретических выкладок, принятых при выводе уравнения, выражающего закон изменения скорости цилиндрической полости (3.5в). Действительно, по смыслу задачи первый корень (3.5а) с учетом ϵ должен давать начальное, а второй корень – искомое значение радиуса полости. В связи с этим в дальнейшем достаточно найти только второй корень уравнения (3.10), соответствующий конечному размеру полости.

Уравнение (3.10) для определения наибольшего радиуса газовой полости при осесимметричном расширении выгодно отличается от ранее известных. Главное его преимущество заключается в простоте полученного выражения. Вместе с тем оно включает в себя основные характеристики ВВ и среды. Кроме того, результаты вычислений по (3.10) довольно хорошо совпадают с измеренными величинами конечного радиуса полости, образованной при взрыве скважинных зарядов на карьерах.

Анализ уравнения (3.10) показывает, что при одинаковых характеристиках ВВ предельный радиус взрывной полости уменьшается с увеличением прочностного сопротивления среды, а при одинаковых свойствах пород – с уменьшением давления ПД. Качественно эти выводы находятся в полном согласии с данными наблюдений.

Для определения закона движения границы раздела ПД – среда уравнение (3.6) перепишем в виде

$$r_0 \frac{dx}{dt} = \frac{\sqrt{P_{\Pi} - P_c x^4}}{x^2 \sqrt{\rho_0}}.$$

Разделив переменные, получим

$$\int_{\bar{r}}^{\bar{x}} \frac{x^2 dx}{\sqrt{P_{\Pi} - P_c x^4}} = \int_0^{\tau} \frac{dt}{r_0 \sqrt{\rho_0}}. \quad (3.11)$$

Здесь время τ отсчитывается от начала расширения газовой полости.

В левой части этого уравнения под знаком интеграла стоит дифференциальный бином, интеграл от которого не выражается через элементарные функции (теорема П. Л. Чебышева). В связи с этим левая часть уравнения (3.11) может быть вычислена приближенно по одному из способов приближенного интегрирования, известных из курса математического анализа. В целом с помощью численного метода можно найти зависимость времени расширения полости от ее радиуса:

$$t = \varphi(x). \quad (3.12)$$

Решение этой зависимости относительно x дает искомый закон движения стенок полости при взрыве цилиндрического заряда. Зная время расширения полости до соответствующего фиксированного положения, нетрудно экспериментально установить зависимость

$$x = \psi(t).$$

3.2. Прочностная характеристика горных пород в условиях взрывного нагружения

Из работ В. В. Ржевского, М. П. Воларовича, А. Н. Ставрогина известно, что в условиях всестороннего сжатия увеличение давления приводит к возрастанию прочности и модулей пород.

Поскольку в ближней к заряду зоне наблюдается всестороннее сжатие, то оно вызывает повышение плотности горной породы за счет ликвидации в ней пор и рост упругих и прочностных характеристик.

Для решения задачи о прочностной характеристике пород в условиях всестороннего взрывного нагружения по аналогии с работами [62, 75] будем считать, что расширение полости прекратится при наличии большого внутреннего трения в раздробленной среде тогда, когда статически напряженное состояние, обусловленное прочностью среды, будет в состоянии удерживать давление ПД. Чтобы вычислить величину максимального давления в полости в безграничной среде, которую способны удерживать силы, обусловленные прочностью среды, положим, что взрыв в каждом элементарном слое по высоте заряда произошел мгновенно. Рассмотрим сечение заряда, находящееся на достаточном расстоянии от его концов. Среду в направлении радиуса слоя будем считать бесконечно протяженной. Решение, полученное при этих допущениях, будет соответствовать взрыву достаточно длинного цилиндрического заряда в неограниченной среде.

Следуя [56], разрушение скальной породы представим происходящим при постепенном нарастании давления внутри полости от бесконечности к оси заряда (рис. 3.2). При малых давлениях в полости скальный массив можно рассматривать как упругую среду. В этом случае с повышением давления на границе полости будут расти растягивающие тангенциальные и сжимающие радиальные напряжения. При

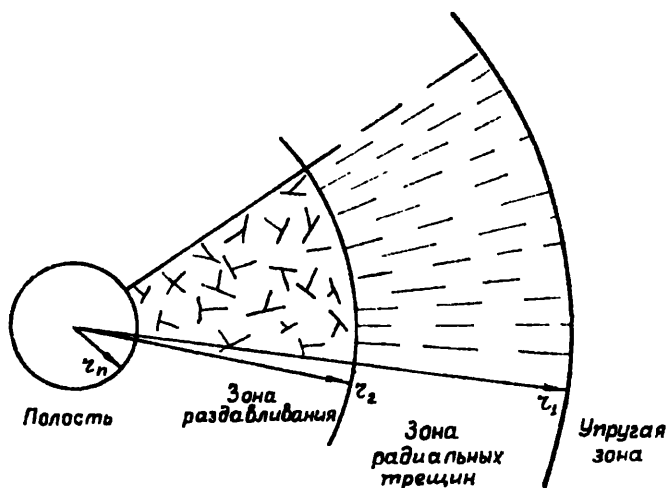


Рис. 3.2. Зоны разрушения в безграничной среде по В. Н. Родионову

достижении тангенциальными напряжениями некоторого предельного значения σ_r на границе полости появятся трещины, направленные по радиусу. Протяженность каждой отдельной трещины предполагается значительно меньше радиуса зоны трещинообразования. Это необходимое условие сохранения симметрии зоны разрушения и того, что граница зоны определяется значением тангенциального напряжения, равным пределу прочности породы на растяжение.

При дальнейшем повышении давления в полости образуемые радиальными трещинами конические куски породы начнут раздавливаться. С ростом давления зона раздавливания будет расширяться. При этом в конце зоны раздавливания радиальные напряжения достигнут некоторой предельной величины $\sigma_{\text{сж}}$, соответствующей значению напряжения на раздавливание при одноосном сжатии. Внутри этой зоны материал довольно сильно переизмельчен и по своей структуре приближается к зернистой среде типа песок с плотной упаковкой частиц.

Исходя из описанной схемы разрушения, уравнение равновесия, выраженное через смещение $u = u(r)$, для упругой области в случае осевой симметрии напишется в виде:

$$\frac{d^2 u}{dr^2} + \frac{1}{r} \frac{du}{dr} - \frac{u}{r^2} = 0, \quad (3.13)$$

где r – текущий радиус.

Это обыкновенное линейное уравнение второго порядка, общий интеграл которого выражается как

$$u = Ar + A/r, \quad (3.14)$$

где A и B – постоянные интегрирования, определяемые из граничных условий.

Уравнение (3.14) рассматривается совместно со следующими двумя условиями: условием об ограниченности смещения на бесконечности и условием того, что на внешней границе зоны радиальных трещин тангенциальное напряжение принимает предельное значение σ_r :

$$u = 0 \text{ при } r = \infty, \quad \sigma_\theta = \sigma_r \text{ при } r = r_1, \quad (3.15)$$

где σ_θ – тангенциальное напряжение; r_1 – радиус зоны радиальных трещин.

Из первого условия следует, что $A = 0$. Тогда

$$\sigma_r = -\frac{E}{1+\nu} \frac{B}{r^2}, \quad \sigma_\theta = \frac{E}{1+\nu} \frac{B}{r^2}. \quad (3.16)$$

Здесь σ_r – радиальное напряжение; E – модуль упругости; ν – коэффициент Пуассона.

Используя второе граничное условие (3.15), находим B . Таким образом, в упругой области для напряжений и перемещения имеем

$$\sigma_r = -\sigma_p \left(\frac{r_1}{r} \right)^2, \quad \sigma_\theta = \sigma_p \left(\frac{r_1}{r} \right)^2, \quad u = \frac{1+\nu}{E} \sigma_p r_1 \frac{r_1}{r}. \quad (3.17)$$

Смещение границы упругой зоны при $r = r_1$:

$$u_1 = \frac{1+\nu}{E} \sigma_p r_1. \quad (3.18)$$

Оно определяет расстояние, на которое сместилась граница за счет деформирования упругой зоны.

В зоне радиальных трещин $\sigma_\theta = 0$. С учетом этого уравнение равновесия в рассматриваемой зоне:

$$\sigma_r + r \frac{d\sigma_r}{dr} = 0. \quad (3.19)$$

Решением уравнения (3.19) является

$$\sigma_r \cdot r = \text{const}. \quad (3.20)$$

Граничное условие для внутренней границы этой зоны

$$\sigma_r = -\sigma_{сж} \text{ при } r = r_2, \quad (3.21)$$

где r_2 – радиус зоны раздавливания.

В силу зависимости (3.21) распределение напряжений в этой зоне подчиняется закономерности

$$\sigma_r = -\sigma_{сж} (r_2/r). \quad (3.22)$$

Для установления связи между r_1 и r_2 рассмотрим систему

$$\sigma_r = -\frac{E}{1-\nu^2} \left(\frac{du}{dr} + \nu \frac{u}{r} \right), \quad (3.23)$$

$$\sigma_{\theta} = \frac{E}{1-\nu^2} \left(\frac{u}{r} + \nu \frac{du}{dr} \right).$$

Так как в этой области $\sigma_{\theta} = 0$, то

$$\sigma_r = -\frac{E}{\nu} \frac{u}{r}. \quad (3.24)$$

Используя свойство неразрывности границы между упругой зоной и зоной радиальных трещин, т. е. условие непрерывности смещения, и подставляя (3.18) в выражение (3.24), получаем

$$\sigma_r = -\frac{E}{\nu} \frac{u_1}{r_1} = -\frac{1+\nu}{\nu} \sigma_p. \quad (3.25)$$

На основании (3.21), (3.22) с учетом (3.25) имеем

$$\sigma_{сж} r_2 = \frac{1+\nu}{\nu} \sigma_p r_1. \quad (3.26)$$

Радиальное напряжение в рассматриваемой зоне связано с деформацией законом Гука $\sigma_r = E e_r$ [68]. Тогда распределение деформаций имеет вид

$$e_r = \frac{\sigma_{сж}}{E} \cdot \frac{r_2}{r}. \quad (3.27)$$

Перемещение u_2 внутренней границы радиальных трещин под действием напряжения $\sigma_r = -\sigma_{сж}$ определяется выражением

$$u_2 = u_1 + \int_{r_1}^{r_2} e_r dr = \frac{1+\nu}{E} \sigma_p r_1 + \frac{1}{E} \sigma_{сж} r_2 \ln \frac{r_1}{r_2}. \quad (3.28)$$

С учетом зависимости (3.26)

$$u_2 = \frac{\sigma_{сж} r_2}{E} \left(\nu + \ln \frac{\nu}{1+\nu} \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p} \right). \quad (3.29)$$

Так как для типичных горных пород $\ln \frac{\nu}{1+\nu} \cdot \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p} \approx 1$, окончательно

но имеем

$$u_2 = \frac{1+\nu}{E} \sigma_{\text{сж}} r_2. \quad (3.30)$$

В зоне раздавливания с определенной степенью точности может быть использовано условие [93]:

$$\sigma_r - 2\sigma_\theta = 0. \quad (3.31)$$

Пользуясь уравнением равновесия в форме

$$\frac{d\sigma_r}{dr} + \frac{1}{r}(\sigma_r - \sigma_\theta) = 0 \quad (3.32)$$

с учетом того, что радиальное напряжение на внешней границе рассматриваемой зоны ($r = r_2$) известно, получим

$$\sigma_r = -\sigma_{\text{сж}} (r_2/r)^{1/2}. \quad (3.33)$$

При этом давление P на стенке цилиндрической полости составит

$$P = \sigma_{\text{сж}} (r_2/r_n)^{1/2}. \quad (3.34)$$

Применив закон неразрывности, который справедлив в зоне раздавливания, определим соотношение r_2/r_n .

Объемная деформация, как известно, равна

$$\Delta = \frac{\sigma_r + \sigma_\theta + \sigma_z}{3K} = -\frac{3}{4} \frac{\sigma_{\text{сж}}}{K} \left(\frac{r_2}{r} \right)^{1/2}, \quad (3.35)$$

где K – модуль объемного сжатия, $K = \frac{E}{3(1-2\nu)}$.

При выводе зависимости (3.35) использованы известные положения из теории упругости и пластичности о том, что при цилиндрической симметрии [75] $\sigma_z = \frac{1}{2}(\sigma_r + \sigma_\theta)$, в случае среды типа песок

$\sigma_r = 2\sigma_\theta$. Поскольку $\Delta = 1 - \rho_1/\rho_0$, то из закона объемного деформирования получим

$$\rho_1 = \rho_0 + \frac{3}{4} \rho_0 \frac{\sigma_{\text{сж}}}{K} \left(\frac{r_2}{r} \right)^{1/2}. \quad (3.36)$$

Здесь ρ_0 , ρ_1 – плотность до и после деформации.

Уравнение неразрывности или баланса массы имеет вид:

$$\rho_0(r_2^2 - r_0^2) = 2 \int_{r_n}^{r_2+v_2} \rho_1 r dr. \quad (3.37)$$

Интегрирование выражения (3.37) в указанных пределах дает

$$\frac{r_2}{r_n} = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(\frac{r_2}{r_n}\right)^{1/2} - \left(\frac{r_0}{r_n}\right)^2}{\left(1 + \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж}\right)^2 - 1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(1 + \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж}\right)^{3/2}}}. \quad (3.38)$$

Разложив слагаемые в знаменателе в ряд и ограничившись членами первого порядка малости, получим

$$\frac{r_2}{r_n} = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(\frac{r_2}{r_n}\right)^{1/2} - \left(\frac{r_0}{r_n}\right)^2}{2 \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} + \frac{\sigma_{сж}}{K}}}. \quad (3.39)$$

Максимальное значение давления, удерживаемого средой, достигается при $r_0/r_n \rightarrow 0$. Следовательно,

$$\left(\frac{r_2}{r_n}\right)_m = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(\frac{r_2}{r_n}\right)_m^{1/2}}{2 \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} + \frac{\sigma_{сж}}{K}}}. \quad (3.40)$$

Учитывая, что $K = \frac{5}{6}E$, а $E = \frac{3}{4}\rho_0 c^2$ при $\nu = 0,3$ и $\rho_0 c^2$ для горных пород на два-три порядка больше $\sigma_{сж}$, можно пренебречь вторым слагаемым в числителе подкоренного выражения. Тогда из уравнения (3.40) имеем

$$\left(\frac{r_2}{r_n}\right)_m = \sqrt{\frac{3}{4} \frac{\rho_0 c^2}{(3,2 + 2\nu)\sigma_{сж}}}. \quad (3.41)$$

В соответствии с этим максимальное давление в цилиндрической полости в однородном скальном массиве при $\nu = 0,3$ равняется

$$P_c = \sigma_{сж} \left(\frac{\rho_0 c^2}{5\sigma_{сж}} \right)^{1/4}. \quad (3.42)$$

Выражение (3.42) получено из рассмотрения квазистатического расширения полости, которое имеет место на заключительной стадии взрыва [75]. Поскольку в начальный момент действие взрыва на стенки полости носит ударный характер, в уравнение (3.42) следует внести поправку, учитывающую это условие.

В работе [83] обосновано, что напряжения, возникающие при динамическом (ударном) давлении на упругое тело, могут быть определены по формуле:

$$\sigma_d = \sigma_{ст} \left[1 + \sqrt{1 + \frac{T_0}{U_c(1+\beta)}} \right] = k_d \sigma_{ст}, \quad (3.43)$$

где $\sigma_{ст}$ – напряжение в упругом теле при статическом приложении нагрузки; T_0 – кинетическая энергия ударяющего тела (в нашем случае ПД) к моменту начала удара; U_c – потенциальная энергия деформации породы; β – отношение массы ударяемого тела (окружающей полость породы) к массе ударяющего тела (заряда ВВ); k_d – коэффициент динамичности.

Эта формула при решении задач взрыва была впервые применена Ф. А. Белаенко [83]. Так как отношение массы отбиваемой части массива к массе заряда в обычных условиях взрывания составляет не менее $3 \cdot 10^3$, а отношение T_0/U_c не превышает одного порядка, то величина $T_0/U_c(1+\beta)$ будет весьма малой. В результате коэффициент динамичности в начале действия взрывной нагрузки по формуле (3.43) будет равен 2.

С учетом того, что к моменту достижения полостью предельного положения расширение носит статический характер, средний коэффициент динамичности на протяжении всего этого процесса можно принять равным $(2+1):2=1,5$.

Обоснованность приведенного значения коэффициента подтверждается экспериментами. Так, разрушающее напряжение при взрывном

нагружении для стекла увеличивается на 50 %, полиметилметакрилата – на 65 %. Согласно данным [56], динамический предел прочности для чугуна составляет 1,5, меди – 1,35 и магниевых сплавов – 1,25 его статического значения. В соответствии с изложенным максимальное давление в полости, образованной при взрыве цилиндрического заряда:

$$P_c = \sigma_{сж} \left(\frac{\rho_0 c^2}{\sigma_{сж}} \right)^{1/4}. \quad (3.44)$$

Как видно из уравнения (3.44), прочностная характеристика зависит как от сжимаемости, так и от предела прочности породы на раздавливание. Выражение в скобках представляет собой безразмерную величину, учитывающую условие всестороннего динамического нагружения среды действием взрыва ВВ. Иначе говоря, это число показывает, во сколько раз увеличивается сопротивляемость пород разрушению в ближней зоне взрыва при всесторонней динамической нагрузке. Эта характеристика различна для разных видов пород и определяется их механическими и упругими свойствами. Например, для крепких пород типа ороговикованного песчаника с $\sigma_{сж} = 258$ МПа, $c = 4410$ м/с оно составляет $k_n = 3,90$, для оруденелых скарнов с $\sigma_{сж} = 173$ МПа, $c = 5900$ м/с, $k_n = 5,26$.

3.3. Конечные размеры полости в массиве горных пород

Экспериментальное определение конечных размеров полости, образованной взрывом цилиндрического заряда в массиве горных пород, основано на законе подобия [90]. Установление этих величин в условиях рабочих уступов является трудоемкой и трудноосуществимой операцией. Дело в том, что при первичных взрывах скважинных зарядов во всех породах радиус зоны разрушения в тыл массива уходит дальше радиуса полости. Поэтому практически невозможно различить границу между полостью и зоной разрушения. Вместе с тем при ведении взрывов в трудновзрываемых породах ($f = 12-14$) с однорядным расположением скважин иногда удается обнаруживать спрессованные, мелкораздробленные слои пород вокруг взорванных скважин. Они обычно сохраняются у откоса на уровне подошвы уступа. Замеры,

проведенные на Коунрадском карьере, показывают, что среднее значение конечных радиусов полости составляет 1,3+1,4 радиуса заряда.

Для достижения более надежных результатов замеры целесообразно проводить при взрывах меньшего масштаба. В качестве таких выбраны взрывы на метровых уступах, так как они обеспечивали подобие зон разрушения полости и простую организацию экспериментов. Отношение длины заряда к его радиусу составляло не менее 25. Незначительный объем взорванной породы позволял за сравнительно короткий срок очистить место расположения зарядов.

При этом на участке уступа, где имелись неразрушенные верхние слои, пробуривались шпуры глубиной 1,0–1,2 м. При диаметре буровой коронки 32,42 мм шпуры получались диаметром 34–35, 44–46 мм. Шпуры располагались в один ряд. В качестве ВВ применялся аммонит № 6 ЖВ, порошкообразный. Параметры расположения зарядов принимались подобными натурным в масштабе 1:10, 1:15. Заряды инициировались одной ниткой ДШ. В качестве забойки применялась местная мелочь породы. Шпуры взрывали по одному и по два. После взрыва развал осторожно откидывали и определяли размеры образовавшейся цилиндрической полости, т. е. ее высоту по оси взорванного заряда, диаметр по всей ее длине, а также в донной части шпура. Необходимое число экспериментов в каждой породе устанавливалось исходя из известного соотношения $n = t_{\alpha}^2 (k_v / k_w)^2$, где t_{α} – нормированное отклонение при вероятности 0,95, $t_{\alpha} = 1,96$; k_v – коэффициент вариации результатов испытания, %; k_w – допустимая относительная ошибка, %.

При $k_v = 15$ %, $k_w = 10$ %, $n = 4,4$, поэтому число опытов принималось равным 5.

Первая серия экспериментов включала в себя взрывание одиночных шпуров. Они проводились во вторичных кварцитах: из эффузивных порфиров (К-3), гранодиорит-порфиров (К-4) Коунрадского месторождения; в диорит-порфиритах (С-2), туфопесчаниках (С-3), диабазовых порфиритах (С-4), гранатовых скарнах (С-5), гранодиоритах (С-6) и пироксеновых скарнах (С-7) Саякского месторождения. Глубина шпуров во всех случаях составляла 1,1–1,2 м, линия сопротивления по подошве – 0,8–1,0 м, масса заряда – 0,9–1,1 кг, длина забойки – 0,5–0,6 м.

В экспериментах по определению предельных радиусов полости достигалась высокая стабильность результатов, отклонение отдельных данных от среднего значения не превышало 5 %. Относительный предельный радиус для приведенных пород соответственно составлял: 1,40 (1,39), 1,40 (1,43), 1,20 (1,18), 1,20 (1,20), 1,20 (1,22), 1,20 (1,21), 1,23 (1,27), 1,20 (1,23) (в скобках дано расчетное значение $\bar{r}_{np}$). Как видно, совпадение расчетных и экспериментальных данных очень близкое.

Полость по всей длине имеет одинаковое расширение, высота ее примерно равна высоте колонки заряда. Углубки ниже дна шпура не наблюдается. Стенки после взрыва сохраняют устойчивое положение.

Вторая серия экспериментов проводилась на Акжальском карьере. В каждом опыте взрывали по два заряда, всего взорвано 20 шпуров. При этом предусматривалось установить влияние параметров расположения зарядов на предельный радиус полости.

Данные полигонных взрывов приведены в табл. 3.1. Шесть взрывов выполнены в диорит-порфиритах, четыре – в крупнозернистых известняках. После взрыва трубы осторожно освобождались от кусков породы и извлекались из взорванной массы. Замерялись наружные и внутренние диаметры оставшейся целой (нераздробленной), но

Т а б л и ц а 3.1. Данные опытных модельных взрывов

Глубина шпура, м	Расстояние между шпурами, м	ЛСПП, м	Масса заряда, кг	Длина забойки, м	Диаметр полости, мм		Отклонение расчета, %
					фактический	расчетный	
1,0*	0,8	1,2	0,60	0,5	62	61,2	1,3
1,2	1,0	1,2	0,80	0,6	65	61,2	6,2
1,1	1,0	1,1	0,70	0,6	60	61,2	2,0
1,2*	1,1	1,2	0,50	0,6	60	61,2	2,0
1,1	1,2	1,0	0,80	0,6	64	61,2	4,6
1,0	1,1	1,2	0,57	0,6	62	61,2	1,3
1,0*	0,8	0,8	0,45	0,6	54	57,0	5,3
1,0	0,6	0,8	0,70	0,6	54	57,0	5,3
1,0*	0,8	1,0	0,50	0,5	56	57,0	1,8
1,0	1,0	1,1	0,80	0,4	58	57,0	1,8

* В шпуры прокладывались свинцовые трубы длиной 0,55 м, наружным диаметром $(4,1-4,2) \cdot 10^{-2}$ м, внутренним $2,8 \cdot 10^{-2}$ м.

сильно деформированной части трубы со стороны массива, так как половина, обращенная в сторону откоса уступа, разрывалась на куски. Средняя по высоте толщина деформированной части трубы составляла 2÷3 мм. Наружная стенка труб после взрыва, как правило, облеплена мелкими, как бы расплавленными частицами породы. Глубина по месту шпуров каждый раз оказывалась равной первоначальной величине, что свидетельствует о равенстве высоты цилиндрической полости высоте заряда.

Сопоставление предельных радиусов полости в шпурах, взорванных с трубой и без нее, показывает, что в одних и тех же породах они не отличаются друг от друга. Этот факт указывает на отсутствие влияния воздушного зазора между стенками шпура и трубы на показатель прострела, а также воздействия самой трубы на развитие камуфлетной стадии взрыва в массиве.

Кроме того, по данным табл. 3.1 трудно судить о какой-либо существенной зависимости радиуса полости от параметров расположения зарядов в массиве, так как при различных значениях расстояния между скважинами, линии сопротивления по подошве уступа и т. д. размеры исследуемых зон практически получаются одинаковыми. В то же время это различие отчетливо видно в разных по физико-механическим свойствам породах. Расчетное значение предельного диаметра полости по формуле (3.10) диорит-порфиритах составляет $61,2 \cdot 10^{-3}$, в крупнозернистых известняках – $57,0 \cdot 10^{-3}$ м. Фактически измеренные диаметры соответственно колеблются в пределах $(60-65) \cdot 10^{-3}$ и $(54-58) \cdot 10^{-3}$ м. Отклонение расчета от фактически зафиксированных значений $d_{\text{пр}}$ не превышает 6,2 %, оставаясь в среднем на уровне 3,1 %.

Эксперименты, поставленные с этой целью, в дальнейшем проводились в более чувствительных к уплотнению породах – пестроцветных глинах [56]. Для изучения влияния величины ЛСПП на размеры полости было взорвано более 36 одиночных скважин. Длина ЛСПП в опытах изменялась от 8,6 до $13,6 \cdot 10^{-1}$ м с шагом 10^{-1} м ($W/r_0 = 41 \div 65$) при постоянных диаметре, массе и высоте колонки заряда. Приращение предельного радиуса полости в указанном диапазоне составляло 13,5 %, причем при $W/r_0 = 55$ прирост $r_{\text{пр}}$ прекращается. В скальных породах это увеличение, естественно, значительно меньше, поэтому в опытах на Акжалском карьере такое изменение размера полости не

выявлено. Данные экспериментов в пестроцветных глинах дают основание пренебречь влиянием W/r_0 на размеры полости, образованной в скальном массиве с двумя свободными поверхностями. Они также показали, что расстояние между скважинами и между рядами не оказывает влияния на относительное расширение полости при взрыве в деформируемых средах.

Таким образом, приведенные данные подтверждают, что прочностные характеристики пород в условиях, взрывного нагружения и предельный радиус полости при взрывах зарядов дробления с достаточной точностью могут быть вычислены по уравнениям (3.10) и (3.44), а также доказывают правильность теоретических выкладок, принятых при выводе этих уравнений.

В табл. 3.2 приведены прочностные характеристики, коэффициенты динамичности и возможные значения предельных радиусов полости в исследованных породах при различных начальных давлениях ПД. Среднее начальное давление вычислялось по формуле (3.7). Для наиболее широко применяемых на открытых разработках ВВ скорости детонации были приняты 3500, 4100, 4700, 5250 и 6000 м/с при соответствующих плотностях 910, 930, 960 и 960 кг/м³. P_c и $\bar{r}_{пр}$ определялись по уравнениям (3.10) и (3.44).

Как видно из табл. 3.2 коэффициент динамичности при взрывной нагрузке различен для разных пород и в зависимости от их сжимаемости ($\rho_0 c^2$), предела прочности на одноосное сжатие колеблется от 3,82 до 5,42. Прочностная характеристика пород – 190÷1050 МПа. Причем более крепким породам (С-1, С-2, С-3) свойственна более высокая прочностная характеристика в условиях взрывного нагружения. При применении аммонита № 6 ЖВ предельное значение относительного радиуса полости варьирует от 1,13 до 1,79. Большее значение $\bar{r}_{пр}$ отмечается у слабых пород (К-6). Для наиболее распространенных пород с $f = 10-16$ ($\sigma_{сж} = 100 \div 240$ МПа), $\bar{r}_{пр} = 1,2 \div 1,4$. В одной и той же породе увеличение среднего давления ПД вызывает большее расширение полости. Однако относительное расширение полости пропорционально давлению из корня четвертой степени. Поэтому при использовании промышленных ВВ с небольшими отклонениями в их свойствах изменение размеров полости практически неуловимо.

**Т а б л и ц а 3.2. Прочностные характеристики исследованных пород
и возможные значения предельных радиусов полости**

Породы	k_2	$P_0 \times 10^2$, МПа	$P_{II} \times 10^3$, МПа				
			1,45	2,00	2,70	3,35	4,40
Гранодиорит-порфиры без признаков окварцевания, первичные	4,60	7,63	1,17	1,27	1,37	1,44	1,56
Вторичные кварциты из:							
эффузивных порфиров, крепкие	4,87	6,63	1,22	1,32	1,42	1,50	1,61
эффузивных порфиров, средние	4,92	5,40	1,28	1,39	1,50	1,58	1,69
гранодиорит-порфиров, сильно окварцованные	5,13	4,82	1,32	1,43	1,54	1,61	1,74
гранодиорит-порфиров, умеренно окварцованные	5,30	3,87	1,39	1,51	1,62	1,72	1,83
гранодиорит-порфиров, коалинизированные	5,42	1,95	1,65	1,79	1,93	2,04	2,18
Скарнированный известняк	3,95	8,45	1,15	1,24	1,34	1,41	1,52
Крупнозернистый известняк	4,20	7,50	1,18	1,27	1,37	1,44	1,55
Мраморизованный известняк	4,00	6,48	1,22	1,32	1,42	1,50	1,61
Диорит-порфирит	5,35	5,90	1,25	1,36	1,48	1,55	1,65
Ороговикованный песчаник	3,90	10,2	1,10	1,18	1,28	1,35	1,45
Диорит-порфирит	4,03	10,4	1,09	1,18	1,28	1,35	1,45
Туфопесчаник	3,94	9,76	1,11	1,20	1,29	1,36	1,46
Диабазовый порфирит	3,82	9,16	1,13	1,22	1,31	1,38	1,43
Гранатовые скарны	4,45	9,55	1,11	1,21	1,30	1,37	1,46
Гранодиориты	3,90	7,52	1,18	1,27	1,37	1,44	1,55
Пироксеновые скарны	4,77	8,72	1,44	1,23	1,32	1,40	1,50
Оруденелые скарны	5,26	9,26	1,12	1,21	1,30	1,37	1,47
Массивный известняк	4,12	6,10	1,24	1,34	1,46	1,53	1,63
Мрамор белый	5,35	4,17	1,37	1,48	1,59	1,68	1,80

Для проверки достоверности полученных результатов сопоставим их с опубликованными данными. Однако следует напомнить, что специальные исследования по определению размеров полости в скальных породах не проводились.

Г. П. Демидюк и В. С. Роголис [86], исследуя вопросы уменьшения разубоживания руд при взрывной отбойке на подземных разработках, установили, что при прочих равных условиях диаметр "стакана" (т. е. полости) возрастает с увеличением скорости детонации заряда ВВ,

обеспечиваемой при увеличении линейной концентрации энергии заряда за счет повышения плотности заряжения. Кроме того, действие взрыва в глубь массива (т. е. радиус разрушения) возрастает с увеличением ЛНС, скорости детонации ВВ и линейной концентрации энергии заряда. Например, при одинаковой удельной затрате энергии на единицу поверхности отрыва у дна шпура, равной 209 МДж/м², предельный относительный радиус составляет 1,35; 1,55 и 1,72 соответственно для игданита ($D = 2800$ м/с), аммонита № 6 ЖВ ($D = 4200$ м/с) и детонита 10А ($D = 5500$ м/с). При энергии 293 МДж/м² анализируемый показатель будет равен 1,45; 1,70 и 1,92. В работе [86] свойства пород, на которых проводились эксперименты, не описаны, поэтому трудно приводить расчетные значения конечных радиусов полости. Если принять, что опыты проводились на одних и тех же породах, то расчетные значения $\bar{r}_{пр}$ с точностью до $\pm 6\%$ будут совпадать с данными [86].

Серия экспериментов по определению диаметра “стакана” проделана Г. П. Демидюком на одной из шахт Джезказганского горно-металлургического комбината им. К. И. Сатпаева в серых мелко- и среднезернистых песчаниках с $f = 12-14$. При глубине шпура 1,85 м, диаметре $3,6 \cdot 10^{-2}$ м, длине заряда 1,10 м, ЛНС 0,9 м, массе заряда 1,5 кг из игданита диаметр “стакана” получился равным $4,3 \cdot 10^{-2}$ м. При $l_{ш} = 1,65$ м, $l_1 = 1,15$ м, $W = 1,10$ м, $Q = 1,35$ кг (гранулит АС-8) с плотностью заряжения 1200 кг/м³ диаметр “стакана” $d_{пр} = 5,0 \cdot 10^{-2}$ м. Расчетные предельные диаметры полости соответственно составляют 4,2 и $4,8 \cdot 10^{-2}$ м. Как видно, согласие расчета, произведенного по формуле (3.10), с сопоставляемыми данными очень хорошее.

Экспериментальное определение радиуса полости проводилось в работе [87]. Разрушение различных пород оценивалось по замерам размеров полостей, образующихся в слоях пород в результате взрыва удлиненных зарядов ВВ. Шпуры диаметром $(3,6-4,2) \cdot 10^{-2}$ м располагались перпендикулярно напластованию, заряды размещались в двух граничащих между собой, но различных по крепости породах. В качестве ВВ применялись порошкообразный тротил, порошкообразный аммонит № 6, патронированный скальный аммонит № 1. Диаметры полости в песчаниках с $f = 7-9$ соответственно составляли

$6,5 (6,0) \cdot 10^{-2}$, $6,5 (6,3) \cdot 10^{-2}$, $8,0 (7,5) \cdot 10^{-2}$ м, а в песчанистых сланцах с $f = 5-6 - 6,5 (6,8) \cdot 10^{-2}$, $7,0 (7,2) \cdot 10^{-2}$, $9,0 (8,5) \cdot 10^{-2}$ м. [В скобках приведены расчетные размеры полости, вычисленные по уравнению (3.10)].

Из сопоставления видно, что отклонение расчетных диаметров от фактических не превышает 8,3 %. Сходимость результатов по другим взрывам довольно высокая.

Таким образом, один из основных критериев эффекта взрыва в твердой среде – предельный радиус полости – с достаточной точностью может быть рассчитан по зависимости (3.10) с использованием известных характеристик ВВ и взрываемой среды. Иначе говоря, он обусловливается механическими, упругими свойствами пород и детонационными и энергетическими характеристиками ВВ.

3.4. Определение размеров зон разрушения

Кусковатость и распределение кусков по размерам в отбитой горной массе наиболее полно могут быть представлены размерами зон дробления и процентным содержанием различных фракций в забое. Поэтому результаты взрыва будут рассмотрены с точки зрения теоретической оценки размеров зон дробления и гранулометрического состава пород с целью управления ими в процессе взрывания.

Как было показано, тип механического поведения среды меняется по мере удаления от центра взрыва. В соответствии с этим обычно выделяют ряд зон, внутри которых напряженное состояние и характер разрушения различны [56, 75]. В зоне, непосредственно примыкающей к зарядной камере, напряжения в волне сжатия значительно превышают предел прочности пород на сжатие. Здесь порода раздавливается, разрушение носит характер “переизмельчения”. Размер зоны всецело зависит от величины напряжения в волне сжатия в пределах этой зоны, прочностных и упругих свойств породы. По мнению ряда советских и зарубежных специалистов, размер зоны мелкого дробления не превышает 3–15 радиусов заряда [80, 92, 91]. Методы расчета размеров этой зоны для цилиндрических зарядов в литературе не приводятся.

Вторая зона – зона радиальных трещин. В монолитных средах частицы, вовлеченные в движение волной сжатия, продолжают радиаль-

ные перемещения. В результате каждый мысленно выделяемый элементарный цилиндрический слой растягивается, что приводит к появлению системы радиальных трещин. Это обусловлено наличием тангенциальных растягивающих напряжений, превышающих предел прочности материала на разрыв. Так как интенсивность волны убывает с удалением от заряда, то уменьшаются и напряжения, приводящие к разрушению, вследствие чего процесс разрушения прекращается. В этой зоне материал разбит на упругие конические стержни, выдерживающие только радиальные напряжения, а кольцевые напряжения во всей области равны нулю. Внешняя граница зоны совпадает с цилиндрической поверхностью, проходящей через концы радиальных трещин.

Эта зона в реальных массивах имеет сложную структуру. Дело в том, что все массивы разбиты той или иной системой трещин и представляют собой совокупность различных по размеру и конфигурации сочлененных естественных отдельностей. Трещины в массиве чаще находятся в относительно сомкнутом состоянии, и параметры прошедших через них волн напряжений оказываются достаточными для того, чтобы вызвать разрушение отдельностей, находящихся в более удаленных точках массива [80, 89, 93]. Волна сжатия, проходя по среде, вызывает раскрытие трещин и тем самым как бы увеличивает объем зоны. Вместе с тем развитие радиальных трещин может прекратиться при встрече с открытыми естественными трещинами. Например, экспериментально установлено [80], что при ширине полостей трещины около $2 \cdot 10^{-3}$ м напряжение в волне снижается по отношению к монолиту в 25 раз. При заполнении трещин водой напряжение составляет 0,85–0,90 его величины в монолите.

Объем этой зоны, таким образом, определяется параметрами трещин, материалом заполнителей, величиной напряжения в волне и длительностью воздействия ее на массив. “В отношении продолжительности положительной фазы следует заметить, что этот параметр важен лишь в том случае, если он соизмерим с размером образовавшихся кусков, отнесенным к скорости раскрытия (или распространения) трещин. При крупных взрывах его следует считать несущественным” [75].

Что касается параметров трещин, то они как-то внутренне связаны с размерами естественных отдельных. Известно, что размеры зон дробления снижаются с увеличением блочности массива. Чем крупноблочнее массив, тем больше раскрытость и ширина трещин, и наоборот, мелкоблочным массивам свойственны сомкнутые трещины. Поэтому размеры зоны радиальных трещин будут определяться прочностными и упругими свойствами пород, блочностью массива, а также детонационными и энергетическими характеристиками ВВ. Амплитуда напряжения в волне и длительность ее воздействия на реальный массив зависят от свойств пары среда – ВВ и учитываются предельными размерами полости.

По данным [87, 88, 91], простираение радиальных трещин прослеживается до $20\text{--}30 r_0$. Обоснование этой величины не приводится.

Далее располагается зона упругих деформаций.

Для решения задач, рассматриваемых в монографии, наибольший интерес представляют размеры первых двух зон. Для определения их можно воспользоваться результатами, полученными в главе 3.2. В частности, радиус зоны мелкого дробления (раздавливания) в монолитных породах в камуфлетной стадии может быть вычислен из уравнения (3.41) при $\nu=0,3$ и решении его относительно искомой величины:

$$r_2 = r_{\text{пр}} \left(\frac{\rho_0 c^2}{5\sigma_{\text{сж}}} \right)^{1/2}. \quad (3.45)$$

Радиус зоны радиальных трещин определяется из соотношения (3.26) по зависимости

$$r_1 = r_2 = \frac{\nu}{1 + \nu} \frac{\sigma_{\text{сж}}}{\sigma_p}. \quad (3.46)$$

Из уравнений (4.45) и (4.46) следует, что зоны разрушения в монолитном массиве в камуфлетной стадии полностью определяются упругими, механическими характеристиками среды, детонационными и энергетическими свойствами ВВ. Иначе говоря, они учитывают комплексное влияние всех главных факторов на результаты взрыва. Причем размеры обеих зон прямо пропорциональны предельному радиусу полости, в то же время постоянные при $r_{\text{пр}}$ различны. Радиус зоны

радиальных трещин в 2–3 раза больше радиуса зоны раздавливания. Эта величина зависит от отношения предела прочности пород на сжатие к таковому на растяжение и коэффициента Пуассона.

По зависимостям (4.45) и (4.46) вычислены размеры искомых зон в массивах, состоящих из исследованных пород (табл. 3.3). Из таблицы следует, что в зависимости от конкретного сочетания определяющих свойств пары среда – ВВ радиусы зон мелкого дробления достигают $(7,4\text{--}28,7)r_0$, а радиусы радиальных трещин – $(20,0\text{--}59,7)r_0$. При одних и тех же характеристиках ВВ радиусы зон раздавливания различаются в 3 раза, а зон трещинообразования – в 2 раза.

В одной и той же породе повышение детонационных характеристик ВВ приводит к увеличению размеров зон дробления и трещинообразования, однако интенсивность последних неадекватна приросту первых. Так, увеличение среднего давления в зарядной камере в 3 раза приводит к приросту размеров зон разрушения всего лишь в 1,33 раза. Это указывает на большую энергоемкость процесса разрушения при применении ВВ. Общие выводы, вытекающие из анализа уравнений (3.45), (3.46) подтверждены экспериментально.

При проведении первичных взрывов в массивах с двумя свободными поверхностями размеры зон разрушения в их стороны увеличиваются. Этому способствуют как волновые процессы, так и направленное действие ПД в результате нарушения осесимметричного развития газовой полости. Что касается действия взрыва в тыл массива, то вследствие перераспределения энергии оно несколько уменьшается по сравнению с таковым в неограниченной среде. Поэтому размеры этих зон в натурных условиях должны измеряться в плоскостях, проходящих через оси одновременно взрывааемых скважин (шпуров).

С этой целью проведено около 50 полигонных взрывов на метровом уступе. Заряды диаметром $(3,5\text{--}4,5) \cdot 10^{-2}$ м взрывали по одному и группами по два шпура. Взрывы проводились в неразрушенных массивах, сложенных из крепких пород. К зоне раздавливания относили слой породы вокруг полости, в котором куски сравнительно легко извлекались из массива при разборке. Диаметр заряда равнялся $3,6 \cdot 10^{-2}$ м, диаметр полости – $4,5 \cdot 10^{-2}$ м, а радиус зоны раздавливания в среднем составлял $10 \cdot 10^{-2}$ м. След полости просматривался четко.

Порода слоя вокруг полости легко обрушается при приложении

**Т а б л и ц а 3.3. Относительные радиусы зон разрушения
при различных начальных давлениях ПД**

Породы (их индексы)	$P_n \times 10^3, \text{ МПа}$				
	1,45	20,0	2,70	3,35	4,40
Гранодиорит-порфиры без признаков окварцевания, первичные (К-1)	<u>11,1</u> 26,6	<u>12,1</u> 29,0	<u>13,0</u> 31,2	<u>13,7</u> 32,8	<u>14,8</u> 35,5
Вторичные кварциты из:					
эффузивных порфиров, крепкие (К-2)	<u>12,9</u> 26,2	<u>14,0</u> 28,4	<u>15,0</u> 30,5	<u>15,9</u> 32,3	<u>17,1</u> 34,7
эффузивных порфиров, средние (К-3)	<u>14,0</u> 26,5	<u>15,1</u> 28,5	<u>16,3</u> 30,8	<u>17,2</u> 32,5	<u>18,4</u> 34,8
гранодиорит-порфиров, сильно окварцованные (К-4)	<u>15,6</u> 33,9	<u>16,9</u> 36,7	<u>18,2</u> 39,5	<u>19,0</u> 41,2	<u>20,5</u> 44,5
гранодиорит-порфиров, умеренно окварцованные (К-5)	<u>17,5</u> 34,7	<u>19,0</u> 37,6	<u>20,4</u> 40,4	<u>21,6</u> 42,8	<u>23,0</u> 45,5
гранодиорит-порфиров, коалинизированные (К-6)	<u>21,7</u> 45,1	<u>23,5</u> 48,8	<u>25,4</u> 52,8	<u>26,8</u> 55,7	<u>28,7</u> 59,7
Сканированный известняк (А-1)	<u>8,1</u> 20,0	<u>8,7</u> 21,5	<u>9,4</u> 23,2	<u>9,8</u> 24,2	<u>10,6</u> 26,2
Крупнозернистый известняк (А-2)	<u>9,2</u> 22,9	<u>9,9</u> 24,7	<u>10,7</u> 26,6	<u>11,2</u> 27,9	<u>12,1</u> 30,1
Мраморизованный известняк (А-3)	<u>8,8</u> 26,4	<u>9,5</u> 28,5	<u>10,7</u> 30,6	<u>11,2</u> 32,7	<u>12,1</u> 34,8
Диорит-порфирит (А-4)	<u>16,0</u> 38,7	<u>17,4</u> 42,1	<u>19,0</u> 46,0	<u>19,3</u> 47,9	<u>21,1</u> 51,1
Ороговикованный песчаник (С-1)	<u>7,5</u> 20,8	<u>8,1</u> 22,4	<u>8,8</u> 24,4	<u>8,2</u> 25,5	<u>9,9</u> 27,4
Диорит-порфирит (С-2)	<u>8,2</u> 22,7	<u>8,9</u> 24,7	<u>9,6</u> 26,6	<u>10,1</u> 28,0	<u>10,8</u> 29,9
Туфопесчаник (С-3)	<u>7,7</u> 20,9	<u>8,3</u> 22,6	<u>8,9</u> 24,2	<u>9,9</u> 26,9	<u>10,1</u> 27,5
Диабазовый порфирит (С-4)	<u>7,4</u> 22,7	<u>7,8</u> 23,9	<u>8,4</u> 25,8	<u>9,0</u> 27,6	<u>9,7</u> 29,8
Акинолиат-гранатовые скарны (С-5)	<u>9,8</u> 23,3	<u>10,7</u> 25,5	<u>11,5</u> 27,4	<u>12,1</u> 28,8	<u>12,9</u> 30,7
Гранодиориты (С-6)	<u>9,9</u> 26,7	<u>10,7</u> 28,9	<u>11,5</u> 31,1	<u>12,1</u> 32,7	<u>13,0</u> 35,1
Эпидот-пироксеновые скарны (С-7)	<u>11,7</u> 27,5	<u>12,6</u> 29,6	<u>13,5</u> 31,7	<u>14,3</u> 33,6	<u>15,4</u> 36,2
Оруденелые скарны (С-8)	<u>13,9</u> 33,4	<u>15,0</u> 36,0	<u>16,1</u> 38,6	<u>17,0</u> 40,8	<u>18,2</u> 43,7
Массивный известняк (С-9)	<u>9,5</u> 24,7	<u>10,2</u> 26,5	<u>11,1</u> 28,9	<u>11,7</u> 30,4	<u>12,4</u> 32,2
Мрамор белый (С-10)	<u>17,5</u> 46,0	<u>28,9</u> 49,7	<u>20,3</u> 53,4	<u>21,4</u> 56,3	<u>23,0</u> 60,5

Примечание. В числителе – данные для зоны раздавливания, в знаменателе – для зоны радиальных трещин.

внешнего усилия. Радиус цилиндрической поверхности, где заканчивается свободное отделение кусков от массива, разбитого направленными трещинами, таким образом, совпадает с размером зоны мелкого дробления. Линейный размер кусков вблизи контура зоны составляет в основном $(1,4-1,6)r_0$, поэтому установление границы зоны требует большой осторожности. Дело в том, что лишний перебор (или недобор) одного куска сразу приводит к увеличению (или уменьшению) радиуса зоны почти на $2r_0$. В связи с этим относительные отклонения отдельных данных от среднего размера зоны достигают порядка 20 %.

Средние значения r_2 во вторичных кварцитах Коунрадского карьера для пород К-3 и К-4 соответственно составляют $(12-14)r_0$. В условиях Саякского месторождения радиус зоны мелкого дробления в гранатовых скарнах и гранодиоритах колеблется около $9r_0$, а во всех остальных породах составляет $7r_0$. В крупнозернистых известняках $r_2 = 8r_0$, в диорит-порфирах Акжала $r_2 = 14r_0$. Размеры зон раздавливания измерялись в опытах по определению конечного радиуса полости. Для каждой породы проведено по пять измерений. Средние данные их приведены в табл. 3.4. Как видно из табл. 3.4, экспериментально установленные значения r_2 во всех рассмотренных породах на 20-25 % меньше расчетных в монолитном массиве. Уменьшение размеров зоны, очевидно, объясняется влиянием естественных трещин на развитие взрыва в натурных условиях. В целом результаты экспериментов подтверждают возможность вычисления размеров зон мелкого дробления по формуле (4.45) с учетом поправки на влияние естественной трещиноватости массива.

Т а б л и ц а 3.4. Относительные радиусы зон разрушения

Индекс породы	Данные	
	Расчетные	Фактические
К-3	<u>15,1</u>	<u>12</u>
	28,5	30
К-4	<u>16,9</u>	<u>14</u>
	36,7	35
А-2	<u>9,9</u>	<u>8</u>
	24,7	25
А-4	<u>17,4</u>	<u>14</u>
	42,1	40
С-2	<u>8,9</u>	<u>7</u>
	24,7	25
С-3	<u>8,3</u>	<u>7,0</u>
	22,6	22,0
С-4	<u>7,8</u>	<u>6,5</u>
	23,9	25,0
С-5	<u>10,7</u>	<u>9,0</u>
	25,5	24,0
С-6	<u>10,7</u>	<u>9,0</u>
	28,9	30,0
С-7	<u>12,6</u>	<u>10,0</u>
	29,6	27,0

В результате анализа работы карьеров установлено [56, 87], что при разработке 10–15-метровых уступов уходка линии забоя в тыл массива на уровне подошвы уступа на легковзрываемых породах составляет $(15-20)r_0$, на средневзрываемых – $(10-15)r_0$. Эти величины соответствуют радиусам зон мелкого дробления. Сопоставление их с данными табл. 3.3 указывает на удовлетворительное согласие результатов, что может служить вторым, косвенным доказательством правомерности расчетов, выполненных по уравнению (3.45).

Непосредственное установление границ зоны трещинообразования при взрывании одиночных зарядов невыполнимо, так как на развитие трещин в плоскостях отрыва определенное влияние оказывает наличие свободной поверхности, а отсутствие надежных средств измерения простирания в глубь массива не позволяет зафиксировать эти трещины. Поэтому размеры зоны можно найти косвенным путем. Например, при взрывании группы зарядов радиус зоны радиальных трещин можно определить как половину расстояния между ними, при котором отрыв отбиваемой части от массива происходит по ровной поверхности. С этой целью в каждой породе проведено по три опытных взрыва. Средние значения радиуса зоны трещинообразования, установленные по такой методике, приведены в табл. 3.4.

Как показывают данные табл. 3.4, при взрывании группы зарядов радиус зоны трещинообразования приближается к расчетному для одиночного заряда в монолитном массиве. Таким образом, ожидаемое уменьшение размеров радиальных трещин в соответствии с выявленной закономерностью для первой зоны компенсируется изменением условий взрывания. Усиление эффекта взрыва групповых зарядов объясняется их взаимодействием, которое выражается в интерференции волн и некотором направленном действии ПД второго заряда в сторону первого, так как точное одновременное взрывание двух зарядов, как известно, неосуществимо.

Итак, роль естественной трещиноватости массива при взрыве сводится к сокращению размеров зон разрушения по сравнению с расчетными в монолите на 20–25 %. В то же время при групповом взрывании зарядов в результате их взаимодействия эти размеры увеличиваются на 20–25 % по сравнению с таковыми при одиночном взрывании. С учетом этих обстоятельств размеры зон разрушения при серийном

взрывании зарядов в реальном массиве могут быть рассчитаны по уравнениям (3.45), (3.46).

Интересные сведения по определению радиуса зоны активного трещинообразования содержатся в работе [100]. Замеры проводились на высоте 1 м над подошвой уступа. Для этого производилось прозвучивание массива на различных расстояниях от забоя с помощью взрыва небольших зарядов, расположенных в горизонтальных скважинах. Граница целика и нарушенного массива устанавливалась по резкому изменению скорости продольных волн. Измеренные таким образом размеры зоны трещинообразования в легко-, средне- и трудновзрываемых породах соответственно равны 55, 40 и $32r_0$. Свойства пород, в которых проводились эксперименты, идентичны свойствам пород Коунрадского карьера. В последних указанные величины соответственно составляют 50, 40 и $30 r_0$ (см. табл. 3.3). Из сопоставления видно, что сходимость результатов в аналогичных условиях довольно высокая.

3.5. Затраты энергии взрыва на разрушение массива пород

После установления характеристик разрушения массива можно перейти к определению затрат энергии взрыва на дробление и перемещение разрушенной породы. При величине скорости центра масс, превышающей ее критическое значение, энергия взрыва ВВ расходуется как на дробление, так и на сообщение разрушенной массе кинетической энергии.

Общая энергия движения дробленых продуктов будет представлять собой полезную часть работы взрыва, т. е.:

$$E_{\text{пол}} = E_{\text{др}} + E_{\text{пер}}, \quad (3.47)$$

где $E_{\text{пол}}$ – полезно используемая энергия взрыва; $E_{\text{др}}$ – энергия, затрачиваемая на дробление; $E_{\text{пер}}$ – энергия, затрачиваемая на “чистое” движение.

Полезно используемая энергия взрыва в первом приближении может быть вычислена по величине максимальной скорости центра масс отбиваемой части массива, которая определяется из нижеприведенного уравнения при показателе изэнтропы γ , равном 1,2 [82]:

$$v_c = \mu_1 \mu_2 \frac{D}{2\bar{r}_{np}^2} \sqrt{\frac{2q}{\rho_0(2\gamma - 1)}}, \quad (3.48)$$

где $\mu_1 = \sqrt{\frac{m_1}{M}} = \sqrt{\frac{h}{H}}$; m_1 – масса насыщенного энергией взрыва участка раздробления породы, кг; h – высота заряда над подошвой уступа, м; H – высота уступа, м;

$$\mu_2 = \frac{HW - 1/2l_1^2 \operatorname{ctg} \alpha}{HW};$$

W – линия сопротивления по подошве уступа, м; l_1 – длина заряда в скважине, м; α – угол откоса уступа, в градусах; D – скорость детонации заряда ВВ, м/с; $\bar{r}_{np}$ – относительный предельный радиус заряда; q – удельный расход ВВ, кг/м³; ρ_0 – плотность породы, кг/м³.

Таким образом, полезно используемая энергия взрыва:

$$E_{\text{пол}} = \frac{1}{2} M v_{\text{см}}^2. \quad (3.49)$$

Максимальная скорость состоит из суммы критической и некоторой “добавочной” скоростей, т. е.:

$$v_{\text{см}} = v_{\text{кр}} + v_{\text{доб}}. \quad (3.50)$$

Предполагается, что эти скорости имеют одинаковые направления, а критическая скорость разрушения массива есть результирующая всех скоростей, возникающих в первой и в начале второй стадии взрыва. Кроме того, все рассматриваемые кинематические параметры являются суммарными характеристиками разрушения и движения пород.

С использованием соотношения (3.50) в наиболее общем случае для полезной работы взрыва ВВ можно написать

$$E_{\text{пол}} = \frac{1}{2} M v_{\text{кр}}^2 + M v_{\text{кр}} v_{\text{доб}} + \frac{1}{2} M v_{\text{доб}}^2. \quad (3.51)$$

В целях сокращения записи индекс “с” при v опущен.

Из уравнения (3.51) следует, что при $v_{\text{доб}} = 0$, что соответствует “чистому” разрушению, $E_{\text{пол}} = E_{\text{кр}}$.

Появление $v_{\text{доб}}$ несколько затрудняет расшифровку правой части уравнения (3.51). Однако это можно устранить, если учесть, что второй

член уравнения имеет отношение к обеим составляющим полезной работы взрыва. При незначительной величине $v_{\text{доб}}$ он содержит меньшую долю энергии перемещения, а при $v_{\text{кр}} = v_{\text{доб}}$, очевидно, в одинаковой мере представляет энергию дробления и энергию перемещения. Если бы массив был выброшен без разрушения ($v_{\text{кр}} = 0$), то имело бы место $E_{\text{пол}} = E_{\text{пер}}$. Рассмотренные предельные случаи показывают, что разбиение второго члена правой части уравнения (3.51) на две составляющие может быть произведено пропорционально модулям скоростей, характеризующих соответствующие формы полезной работы. Таким образом, на основе проведенного анализа можно написать:

$$E_{\text{др}} = \frac{1}{2} M v_{\text{кр}} \frac{v_{\text{кр}} + 3v_{\text{доб}}}{v_{\text{кр}} + v_{\text{доб}}}, \quad (3.52)$$

$$E_{\text{пер}} = \frac{1}{2} M v_{\text{доб}}^2 \frac{3v_{\text{кр}} + v_{\text{доб}}}{v_{\text{кр}} + v_{\text{доб}}}. \quad (3.53)$$

Доказательством правомерности уравнений (3.52), (3.53) могут служить многочисленные данные промышленных взрывов [59]. С увеличением разности между общей и критической скоростями степень дробления улучшается с одновременным ростом работы по разбросу взорванной породы. Причем увеличение потенциальной энергии взрыва, следовательно, общей скорости движения, приводит к хорошим результатам дробления до определенного предела. При превышении этого предела увеличивается часть энергии, затрачиваемая лишь на перемещение. Авторами [67, 68] экспериментально установлено, что каждая среда характеризуется определенным пределом энергоемкости своего качественного разрушения, при достижении которого дальнейшего улучшения качества дробления уже не наблюдается, а происходит лишь выброс разрушенной среды на большое расстояние. Эти факты находят отражение в (3.52), (3.53).

В связи с тем что на практике отмечается существенное превышение значения $v_{\text{кр}}$, рассмотрим, как влияет изменение максимальной скорости центра масс отбиваемой части уступа на использование энергии взрыва. С этой целью уравнения (3.52), (3.53) преобразуем к виду

$$E_{\text{пол}} = \frac{1}{2} M v_{\text{кр}}^2 (1 + \xi)^2, \quad E_{\text{др}} = \frac{1}{2} M v_{\text{кр}}^2 \frac{1 + 3\xi}{1 + \xi},$$

$$E_{\text{пер}} = \frac{1}{2} M v_{\text{кр}}^2 \xi^2 \frac{3 + \xi}{1 + \xi}. \quad (3.54)$$

Введено обозначение $v_{\text{доб}}/v_{\text{кр}} = \xi$.

При фиксированных условиях взрывания M и $v_{\text{кр}}$ – константы среды. Следовательно, затраты энергии всецело зависят от величины ξ . Значения безразмерной энергии ВВ, расходуемой на полезную работу, на дробление и перемещение, полученные путем деления выражений (3.54) на величину критической энергии разрушения, приведены в табл. 3.5. Относительное распределение энергии по видам внутри общей полезной работы ВВ характеризуется числами

$$\bar{\eta}(\xi)_{\text{др}} = \frac{1 + 3\xi}{(1 + \xi)^3}; \quad \bar{\eta}(\xi)_{\text{пер}} = \xi^2 \frac{1 + 3}{(1 + \xi)^3}. \quad (3.55)$$

Графически безразмерные величины $\bar{E}(\xi)_{\text{пол}}$, $\bar{E}(\xi)_{\text{др}}$, $\bar{E}(\xi)_{\text{пер}}$ показаны на рис. 3.3. Из рисунка видно, что на одних и тех же породах при постоянстве прочих параметров взрывания увеличение наибольшей скорости движения центра тяжести отбиваемого слоя приводит к росту как энергии дробления, так и энергии перемещения. Однако прирост затрат энергии на движение более интенсивный, чем на дробление. Равенство между полезными формами энергии достигается при $\xi = 1$, т. е. при удвоенной величине критической скорости разрушения. При общей скорости движения, равной утроенной критической ($\xi = 2$), доля энергии, расходуемой на дробление, в 2,8 раза меньше таковой, идущей на перемещение. Относительное распределение энергий внутри полезной части работы (нижний график) показывает, что с увеличением числа ξ относительная энергия дробления асимптотически приближается к минимальному значению, а относительная энергия перемещения – к максимальному. Для улучшения качества дробления взрывааемых массивов пород увеличение скорости центра масс оправдано до $2 v_{\text{кр}}$ ($\xi = 1$), так как дальнейший прирост энергии на разрушение будет незначительный.

Таблица 3. 5. Значения безразмерных характеристик разрушения
и перемещения пород в зависимости от ξ и ζ

Виды энергии и ее использование	0	0,2	0,4	0,6	0,8	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8	3,2
$\bar{E}(\xi)_{\text{пол}}$	1,00	1,44	1,96	2,56	3,24	4,84	5,76	6,76	7,84	9,00	10,23	11,57	12,96	14,40	17,60
$\bar{E}(\xi)_{\text{др}}$	1,00	1,33	1,57	1,76	1,89	2,09	2,17	2,23	2,29	2,34	2,38	2,41	2,45	2,48	2,53
$\bar{E}(\xi)_{\text{пер}}$	0,00	0,11	0,39	0,80	1,35	2,75	3,59	4,53	5,55	6,66	7,85	9,16	10,51	11,02	15,07
$\bar{\eta}(\xi)_{\text{др}}$	1,00	0,94	0,80	0,68	0,59	0,43	0,36	0,33	0,28	0,26	0,23	0,21	0,91	0,17	0,14
$\bar{\eta}(\xi)_{\text{пер}}$	0,00	0,06	0,20	0,32	0,41	0,57	0,64	0,67	0,72	0,74	0,77	0,79	0,81	0,83	0,86
$\bar{E}(\zeta)_{\text{пол}}$	2,25	2,70	3,15	3,60	4,05	4,95	5,40	5,85	6,30	6,75	7,20	7,65	8,10	8,55	9,45
$\bar{E}(\zeta)_{\text{др}}$	1,68	1,80	1,90	1,95	2,00	2,10	2,14	2,18	2,20	2,23	2,28	2,28	2,30	2,32	2,35
$\bar{E}(\zeta)_{\text{пер}}$	0,57	0,90	1,25	1,65	2,00	2,85	3,26	3,67	4,10	4,52	4,92	5,37	5,80	6,23	7,10
$\bar{\eta}(\zeta)_{\text{др}}$	0,75	0,67	0,60	0,54	0,50	0,43	0,40	0,37	0,35	0,33	0,32	0,30	0,28	0,27	0,25
$\bar{\eta}(\zeta)_{\text{пер}}$	0,25	0,33	0,40	0,46	0,50	0,57	0,60	0,63	0,65	0,67	0,	0,70	0,72	0,73	0,75

Проанализируем теперь характер изменения затрат энергии от удельного расхода ВВ. Согласно уравнению (3.48), общая скорость центра масс отбиваемой части уступа прямо пропорциональна корню квадратному из фактического удельного расхода ВВ, т. е.:

$$v_{кр} (1 + \xi) = C_1 \sqrt{q_{кр} (1 + \zeta)}, \quad (3.56)$$

где C_1 – некоторая постоянная для заданных конкретных условий, т. е. множитель при удельном расходе q в уравнении (3.48), равный

$$C_1 = \mu_1 \mu_2 \frac{D}{2\bar{r}_{пр}^2} \sqrt{\frac{2}{\rho_0(2\gamma - 1)}}.$$

По аналогии с максимальной скоростью общий удельный расход ВВ может быть выражен зависимостью

$$q = q_{кр} + q_{доб} = q_{кр} (1 + \zeta). \quad (3.57)$$

Здесь $q_{кр}$ – критический расход ВВ, при котором взрываеваемый массив обладает критической скоростью разрушения; $q_{доб}$ – добавочный расход, равный разности между общим и критическим удельными расходами ВВ; отношение $q_{доб} / q_{кр}$ обозначено через ζ .

Как показано выше, величина $q_{кр}$ постоянна для фиксированных условий взрывания и служит характеристикой разрушения массива горных пород. Она связана с $v_{кр}$ зависимостью [63, 64]:

$$v_{кр} = C_2 \sqrt{q_{кр}}. \quad (3.58)$$

За счет изменения параметров расположения заряда и показателя изэнтропы постоянная C_2 отличается от C_1 на величину C_3 . При этом C_2 в среднем в 1,5 раза меньше C_1 , т. е. $C_1 / C_2 = C_3 = 1,5$.

Из решения уравнений (3.56) и (3.58) вытекает следующая связь между величинами ξ и ζ :

$$1 + \xi = C_3 \sqrt{1 + \zeta} \quad \text{или} \quad \xi = C_3 \sqrt{1 + \zeta} - 1. \quad (3.59)$$

Подставив значения $v_{кр}$ и ξ из (3.56) и (3.58) в соотношения (3.49), (3.52) и (3.53) получим уравнения энергии, выраженные через критический удельный расход ВВ и ξ :

$$E_{пол} = C_4 C_3^2 q_{кр} (1 + \zeta); \quad E_{др} = C_4 q_{кр} \frac{3C_3 \sqrt{1 + \zeta} - 2}{C_3 \sqrt{1 + \zeta}};$$

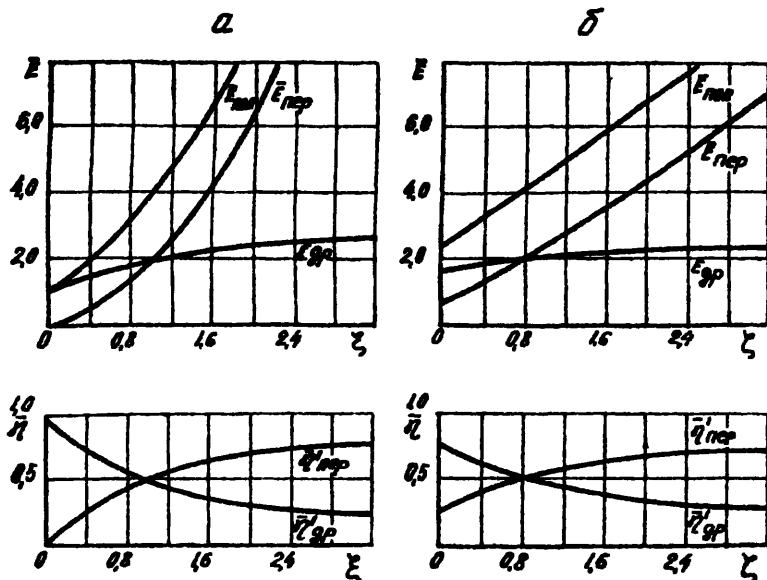


Рис. 3.3. Изменение использования безразмерной энергии ВВ на дробление и перемещение в зависимости от ξ (а) и ζ (б)

$$E_{пер} = C_4 q_{кр} \frac{C_3(1+\zeta)\sqrt{1+\zeta} - 3C_3\sqrt{1+\xi+2}}{C_3\sqrt{1+\zeta}}. \quad (3.60)$$

Произведение $0,5 MC_2^2$ заменено постоянной C_4 .

Первое из уравнений (3.60) указывает на прямо пропорциональную зависимость полезной энергии взрыва от общего удельного расхода ВВ, что подтверждается практикой ведения взрывных работ. Для анализа двух других соотношений из (3.60) вычислены значения безразмерной общей энергии, энергии дробления и перемещения. Они получены путем деления зависимостей (3.60) на величину критической энергии разрушения, выраженную через минимальный удельный расход ВВ, т. е.:

$$\bar{E}(\zeta)_{\text{пол}} = C_3^2(1 + \zeta); \quad \bar{E}(\zeta)_{\text{др}} = \frac{3C_3(1 + \zeta)^{1/2} - 2}{C_3(1 + \zeta)^{1/2}},$$

$$\bar{E}(\zeta)_{\text{пер}} = \frac{C_3^3(1 + \zeta)^{3/2} - 3C_3(1 + \zeta)^{1/2} + 2}{C_3(1 + \zeta)^{1/2}}. \quad (3.61)$$

Значения безразмерных энергий при $C = 1,5$ и величин

$$\bar{\eta}(\zeta)_{\text{др}} = \frac{3C_3(1 + \zeta)^{1/2} - 2}{C_3^3(1 + \zeta)^{3/2}}, \quad \bar{\eta}(\zeta)_{\text{пер}} = \frac{C_3^3(1 + \zeta)^{3/2} - 3C_3(1 + \zeta)^{1/2} + 2}{C_3^3(1 + \zeta)^{3/2}}, \quad (3.62)$$

характеризующих относительное распределение энергии по видам внутри общей полезной работы взрыва, приведены в табл. 3.5.

Уравнения (3.60) и данные табл. 3.5 показывают, что при отсутствии добавочного удельного расхода ВВ ($\zeta = 0$) энергия дробления равна своему нижнему предельному значению. Она в три раза больше энергии, идущей на перемещение. С увеличением общего удельного расхода ВВ, характеризуемого величиной ζ , растут значения энергии (см. рис. 3.3). Как видно из рис. 3.3, б, кривая роста энергии движения имеет явно выраженный крутой наклон к оси ζ . Так, при увеличении удельного расхода ВВ до трехкратного критического значения энергия взрыва, затрачиваемая на дробление, в два раза меньше энергии, идущей на движение взорванной породы. Равенство между видами энергии обеспечивается при $\zeta = 0,8$, т. е. удельном расходе, составляющем 1,8 значения критического. При превышении этого предела удельный вес затрат на перемещение все больше отклоняется от соответствующих затрат на дробление. С точки зрения рационального использования энергии взрыва увеличение удельного расхода ВВ целесообразно только до двукратной величины его критического значения.

На рис. 3.3, б показаны также графики изменения относительного КПД взрыва на дробление и перемещение, из которых видно, что с увеличением ζ уменьшается первый из них и увеличивается КПД взрыва на движение.

Для конкретного анализа рассмотрим результаты промышленных взрывов. С этой целью по уравнениям (3.54)–(3.61) с использованием

данных табл. 3.6 были рассчитаны критическая энергия разрушения массива, затраты энергии ВВ на дробление и перемещение, а также коэффициенты полезного использования энергии взрыва.

Расчеты выполнялись для первого и последующих отбиваемых слоев раздельно. При определении энергетических характеристик разрушения для второго и последующих рядов при многорядном КЗВ исходили из следующих соображений. При порядке взрывании наличие раздробленного слоя породы, образованного взрывом зарядов предыдущего ряда, препятствует направленному перемещению отбиваемой массы в сторону ЛНС, вследствие чего происходит переориентация направления движения породы очередного ряда. Из анализа временных характеристик развития взрыва видно, что начальные условия движения отбиваемого слоя изменяются по завершении первой стадии взрыва. Это означает, что работа взрыва по основному дроблению отбиваемой части массива успевает завершиться полностью, а сопутствующее разрушение вследствие перемещения кусков пород будет продолжаться. Кроме того, при многорядном КЗВ имеет место некоторая потеря скорости движения центра последующих слоев за счет изменения ее модуля и направления в конце второй стадии.

Часть энергии, полученная за счет потерянной скорости, несомненно, будет использована на дополнительное дробление пород. В связи с изложенным расчет затрат энергии ВВ на дробление и перемещение пород при многорядном КЗВ можно вести по величине скорости, которую приобрел бы центр отбиваемого слоя при отсутствии раздробленной массы предыдущей взрывной заходки. Характеристики разрушения и движения рассчитываются по уравнению (3.48) соответственно при $\gamma = 1,5$ и $1,2$.

Результаты вычислений для уступов высотой 10, 12, 15, 17 и 20 м при типовых параметрах расположения зарядов приведены в табл. 3.7. Если использование энергии взрыва на дробление улучшается с увеличением высоты уступа, то КПД взрыва на перемещение пород или остается без изменения, или даже уменьшается. Общий КПД взрыва растет с увеличением сопротивляемости пород разрушению. Этот показатель практически не зависит от способа взрывания. При многорядном КЗВ удельные затраты энергии на дробление 1 м^3 породы в 1,5–1,7 раза больше, чем при однорядном взрывании. Небезынтересно

Таблица 3.6. Характеристики разрушения при нормальном и уменьшенном удельном расходе В В

$H, \text{ м}$	$W, \text{ м}$	$a, \text{ м}$	$a_p, \text{ м}$	$l_1^I, \text{ м}$	$l_2^I, \text{ м}$	При обычном взрывании				При критическом разрушении							
						$q_{I^*}, \text{ кг/м}^3$	$q_{II^*}, \text{ кг/м}^3$	$U_{2m^*}, \text{ м/с}$	$U_{cm^*}, \text{ м/с}$	$q_{кр}^I, \text{ кг/м}^3$	$q_{кр}^{II}, \text{ кг/м}^3$	$g_{2m}^I, \text{ м/с}$	$g_{cm}^I, \text{ м/с}$	$g_{cm}^{I^*}, \text{ м/с}$	$g_{cm}^{II^*}, \text{ м/с}$	$g_{cm}^{I^*}, \text{ м/с}$	$g_{cm}^{II^*}, \text{ м/с}$
<i>Легковзрываемые породы</i>																	
10	10,0	9,0	8,0	5,0	6,5	0,245	0,333	6,50	6,05	0,18	0,22	4,45	4,30	3,6	4,0	3,4	
12	11,0	9,5	8,5	6,0	7,5	0,207	0,268	6,15	5,80	0,16	0,20	4,55	4,40	3,7	4,1	3,8	
15	12,5	10,0	9,0	8,0	8,5	0,192	0,266	6,40	5,80	0,14	0,19	4,85	4,55	3,8	4,4	4,2	
17	13,5	10,5	9,5	9,5	9,5	0,172	0,247	6,15	5,80	0,13	0,18	4,75	4,35	3,6	4,2	4,5	
20	15,0	11,0	10,0	12,0	10,0	0,158	0,236	6,25	5,65	0,12	0,18	5,00	4,60	3,8	4,6	5,0	
<i>Средневзрываемые породы</i>																	
10	9,0	7,0	6,5	5,5	6,5	0,381	0,515	9,3	8,5	0,25	0,34	5,45	5,20	4,3	5,0	4,0	
12	10,0	7,5	7,0	6,5	7,5	0,310	0,445	8,7	7,9	0,22	0,31	5,75	5,45	4,5	5,3	4,3	
15	11,5	8,0	7,5	8,5	8,5	0,268	0,410	8,7	7,8	0,19	0,29	6,10	5,75	4,8	5,9	4,8	
17	12,5	8,5	8,0	10,5	9,0	0,238	0,372	8,6	7,8	0,18	0,27	6,20	5,75	4,8	5,9	5,2	
20	14,0	9,0	8,5	13,5	9,5	0,215	0,354	8,6	7,3	0,16	0,25	6,20	5,75	4,8	6,0	5,5	
<i>Трудновзрываемые породы</i>																	
10	8,5	5,0	5,0	6,0	6,0	0,542	0,920	12,0	10,8	0,35	0,58	6,65	6,4	5,3	6,8	4,5	
12	8,5	5,5	5,0	6,5	7,0	0,415	0,787	11,0	9,9	0,32	0,52	6,25	6,0	5,0	6,4	5,0	
15	10,7	6,0	5,5	9,0	8,0	0,374	0,737	10,8	9,5	0,27	0,48	6,85	6,4	5,3	7,0	5,3	
17	11,7	6,5	6,0	11,0	8,5	0,340	0,665	10,8	9,2	0,25	0,44	7,00	6,5	5,4	7,2	5,7	
20	13,0	7,5	6,5	14,0	9,0	0,287	0,574	10,5	9,2	0,21	0,40	7,20	6,6	5,5	7,6	6,0	

Примечание. Величины с индексом I – для первого, II – для второго и последующих рядов скважин.

заметить, что в таком же соотношении повышается удельный расход ВВ при сопоставляемых способах взрывания. Такое совпадение энергетических затрат подтверждает пригодность предлагаемой методики для определения полезно используемой части энергии взрыва при многорядном КЗВ. Кроме того, из этих данных вытекает, что основным фактором улучшения качества дробления при рассматриваемом методе взрывания является повышение удельного расхода ВВ.

Обращает на себя внимание и следующий факт: затраты энергии на дробление в легко взрываемых породах в 2–3 раза больше ее затрат на перемещение. На средне- и трудно взрываемых породах это соотношение уменьшается до единицы, так как в трудно взрываемых породах в целях достижения более качественного дробления часто увеличивают удельный расход ВВ. Однако в условиях рассмотренных типичных взрывов ξ и ζ не превышают предельных значений.

Экспериментами, проведенными в лабораторных условиях при взрывании образцов горных пород, установлено, что отношение энергии ВВ, затраченной на дробление к потенциальной энергии ВВ остается постоянным [56]. Оно колеблется от 4,8 до 6,0 %, а КПД взрыва на движение – от 1,85 до 2,95 %. Как видно из сопоставления, изменение КПД взрыва лежит в упомянутых выше пределах.

Из анализа затрат энергии следует, что коэффициент полезного использования энергии взрыва не зависит от удельного расхода ВВ. Он полностью определяется свойствами взрывающей среды, применяемого ВВ и условиями взрывания. На самом деле,

$$\eta_{\text{пол}} = \frac{C_4 q}{V U q} = f(C_4). \quad (3.63)$$

Здесь V – объем отбиваемой породы; U – удельная энергия взрыва ВВ.

Предельные значения КПД взрыва на дробление могут быть установлены исходя из рассмотрения уже полученных результатов. Так как разрушение массива под совокупным влиянием волновых процессов и газообразных продуктов детонации в основном завершается за время образования максимального объема полости, то работу взрыва по осуществлению этого расширения в соответствии с [75] можно принять за энергию дробления. Следует подчеркнуть, что эта энергия включает в себя часть энергии, идущей на переизмельчение породы вокруг

**Т а б л и ц а 3.7. Энергетические характеристики разрушения
и перемещения раздробленной породы**

$\bar{V}_{c_m}$, м/с	ξ	ζ	E_{ap} , МДж	E_{ncl} , МДж	E_{ap} , МДж	E_{ncl} , МДж	η_{ncl} , %	η_{ap} , %	η_{ncl} , %
<i>Легковзрываемые породы</i>									
<u>6,05</u>	<u>0,68</u>	<u>0,36</u>	<u>14,6</u>	<u>43,7</u>	<u>28,0</u>	<u>15,7</u>	<u>4,5</u>	<u>2,9</u>	<u>1,6</u>
7,05	0,76	0,51	15,2	47,0	28,3	18,7	4,5	2,9	1,6
<u>5,80</u>	<u>0,57</u>	<u>0,29</u>	<u>22,7</u>	<u>55,7</u>	<u>39,1</u>	<u>16,6</u>	<u>4,9</u>	<u>3,4</u>	<u>1,5</u>
6,60	0,61	0,34	21,7	56,2	38,2	18,0	4,9	3,4	1,5
<u>5,80</u>	<u>0,53</u>	<u>0,37</u>	<u>36,8</u>	<u>87,0</u>	<u>62,5</u>	<u>24,5</u>	<u>5,5</u>	<u>3,9</u>	<u>1,6</u>
6,82	0,55	0,40	34,8	83,2	59,5	23,7	5,3	3,8	1,5
<u>5,80</u>	<u>0,61</u>	<u>0,32</u>	<u>42,3</u>	<u>109</u>	<u>74,5</u>	<u>35,0</u>	<u>5,9</u>	<u>4,0</u>	<u>1,9</u>
6,95	0,66	0,36	39,6	108	71,2	37,3	5,9	3,9	2,0
<u>5,65</u>	<u>0,49</u>	<u>0,32</u>	<u>63,0</u>	<u>140</u>	<u>104</u>	<u>35,5</u>	<u>6,1</u>	<u>4,6</u>	<u>1,5</u>
6,90	0,50	0,31	61,5	138	103	35,0	6,1	4,5	1,6
<i>Средневзрываемые породы</i>									
<u>5,50</u>	<u>0,98</u>	<u>0,53</u>	<u>16,3</u>	<u>63,4</u>	<u>32,4</u>	<u>31,0</u>	<u>6,0</u>	<u>3,0</u>	<u>3,0</u>
9,90	0,98	0,51	15,8	62,0	31,3	30,7	6,0	3,0	3,0
<u>7,90</u>	<u>0,76</u>	<u>0,41</u>	<u>25,5</u>	<u>78,7</u>	<u>47,5</u>	<u>31,2</u>	<u>6,4</u>	<u>3,8</u>	<u>2,6</u>
9,45	0,78	0,43	24,6	78,5	46,0	32,5	6,4	3,8	2,6
<u>7,80</u>	<u>0,63</u>	<u>0,41</u>	<u>44,4</u>	<u>118</u>	<u>78,5</u>	<u>39,2</u>	<u>7,2</u>	<u>4,8</u>	<u>2,4</u>
9,65	0,64	0,42	44,0	117	78,4	38,6	7,2	4,8	2,4
<u>7,80</u>	<u>0,63</u>	<u>0,32</u>	<u>58,0</u>	<u>154</u>	<u>102</u>	<u>51,5</u>	<u>8,2</u>	<u>5,4</u>	<u>2,8</u>
9,75	0,65	0,38	56,5	154	101	53,0	8,2	5,4	2,8
<u>7,20</u>	<u>0,52</u>	<u>0,34</u>	<u>81,0</u>	<u>187</u>	<u>136</u>	<u>51,0</u>	<u>7,9</u>	<u>5,7</u>	<u>2,2</u>
9,35	0,56	0,42	77,0	187	132	54,5	7,9	5,6	2,3
<i>Трудновзрываемые породы</i>									
<u>10,8</u>	<u>1,04</u>	<u>0,55</u>	<u>16,8</u>	<u>70,0</u>	<u>34,1</u>	<u>35,9</u>	<u>7,0</u>	<u>3,4</u>	<u>3,6</u>
14,0	1,06	0,53	16,3	69,5	33,0	36,5	6,9	3,3	3,6
<u>9,9</u>	<u>0,98</u>	<u>0,30</u>	<u>22,1</u>	<u>87,0</u>	<u>44,0</u>	<u>43,0</u>	<u>7,6</u>	<u>3,8</u>	<u>3,8</u>
13,6	1,12	0,51	18,6	84,0	38,3	45,7	7,4	3,4	4,0
<u>9,5</u>	<u>0,80</u>	<u>0,38</u>	<u>38,3</u>	<u>123</u>	<u>72,3</u>	<u>51,2</u>	<u>7,8</u>	<u>4,6</u>	<u>3,2</u>
13,3	0,90	0,53	34,3	123	66,8	56,7	7,8	4,3	3,5
<u>9,2</u>	<u>0,71</u>	<u>0,36</u>	<u>53,5</u>	<u>155</u>	<u>98,0</u>	<u>57,0</u>	<u>8,1</u>	<u>5,1</u>	<u>3,0</u>
12,9	0,79	0,51	48,7	156	91,5	64,5	8,1	4,8	3,3
<u>9,2</u>	<u>0,68</u>	<u>0,37</u>	<u>83,5</u>	<u>234</u>	<u>151</u>	<u>83,0</u>	<u>9,5</u>	<u>6,1</u>	<u>3,4</u>
13,0	0,71	0,44	79,5	234	145	89,0	9,5	5,9	3,6

Примечание В числителе приведены данные для первого, а в знаменателе – для второго и последующих рядов.

полости, и тратится на дробление больших объемов только при наличии свободной поверхности, обеспечивающей массовое перемещение разрушенного массива в ее сторону. Поскольку работа по образованию полости до предельного объема

$$A_{\text{др}} = \frac{\pi d_0^2}{4} l_1 P_c (\bar{r}_{\text{пр}}^2 - 1), \quad (3.64)$$

а потенциальная энергия взрыва ВВ

$$E_{\text{пот}} = \frac{\pi d_0^2}{4} l_1 \rho_{\text{ВВ}} U, \quad (3.65)$$

то коэффициент полезного действия взрыва на дробление определяется соотношением

$$\eta_{\text{др}} = \frac{P_c (\bar{r}_{\text{пр}}^2 - 1)}{\rho_{\text{ВВ}} U}. \quad (3.66)$$

Как видно, КПД взрыва на дробление не зависит от удельного расхода ВВ. Что касается влияния плотности заряда на $\eta_{\text{др}}$, то оно носит более сложный характер, так как $\rho_{\text{ВВ}}$ входит и в состав предельного радиуса полости. Таким образом, подтверждается вывод, полученный на основе анализа выражения (3.63).

Наибольшее значение коэффициента полезного использования энергии взрыва в исследованных породах при применении аммонита № 6 ЖВ, вычисленное по формуле (3.66), колеблется от 9,7 (ороговикованный песчаник) до 12,3 % (вторичные кварциты из гранодиорит-порфиоров, сильно окварцованные, диорит-порфириты Акжала). Сопоставление их с данными табл. 3.7 показывает, что энергия дробления, рассчитанная по уравнению (3.64), не полностью переходит в полезную работу врыва. Оставшаяся часть энергии тратится на перемеление породы вокруг заряда и является резервом для повышения КПД взрыва.

В целом, проведенный анализ подтверждает правомерность результатов, полученных по уравнениям (3.55)–(3.63).

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МЕСТОПОЛОЖЕНИЯ СЕЙСМОАКУСТИЧЕСКИХ ИСТОЧНИКОВ НА ПЛОСКОСТИ

4.1. Теорема о вращающейся прямой вокруг центра равностороннего треугольника

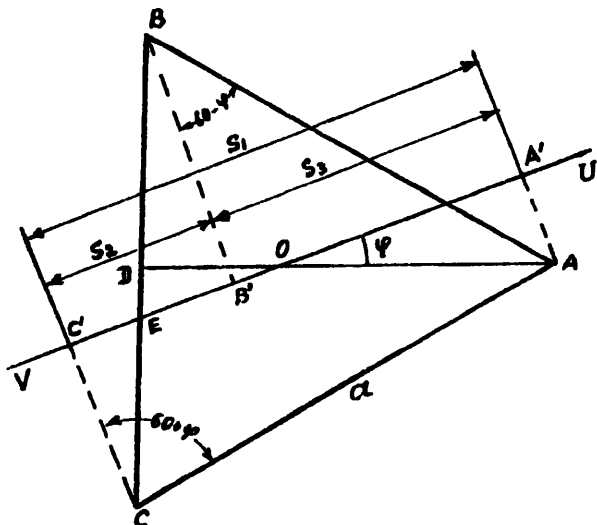
В главе 1 отмечались недостатки существующих теоретических разработок, которые не позволяют широко использовать их для определения местоположения источников сейсмоакустических сигналов в горном массиве. В связи с этим нами проведены теоретические исследования и получены новые решения, которые позволяют с большей эффективностью определять местоположение источников. В их основе лежит теорема о вращающейся прямой вокруг центра равностороннего треугольника, сформулированная нами в [96–98]. Ниже приводится ее доказательство.

Теорема. Если некоторая прямая UV , первоначально совпадающая с биссектрисой AD равностороннего треугольника ABC со стороной l , вращается в плоскости треугольника вокруг его центра O (см. рис. 4.1), то проекция S_1, S_2, S_3 сторон треугольника на эту прямую изменяются по закону синуса, т. е.:

$$S_1 = l \sin(60^\circ + \varphi), S_2 = l \sin \varphi, S_3 = l \sin(60^\circ - \varphi). \quad (4.1)$$

Доказательство. Предположим (см. чертеж), что прямая повернулась вокруг точки O на угол φ . Тогда $\angle DOE = \varphi$, как вертикальные углы; $\angle DEO = 90^\circ - \varphi$, как угол прямоугольного треугольника DOE ; $\angle B'BE = \varphi$, как угол прямоугольного треугольника $B'BE$, в котором один из углов $\angle BEB' = \angle DEO = 90^\circ - \varphi$; $\angle C'CE = \angle CBB' = \varphi$, как внутренние накрест лежащие углы при параллельных прямых; $\angle ABB = 60^\circ - \varphi$, как угол равностороннего треугольника, от которого отняли $\angle \varphi$; $\angle ACC = 60^\circ + \varphi$, как угол равностороннего треугольника, к которому прибавили $\angle \varphi$.

Рис. 4.1. Схема
к определению
проекций
 S_1, S_2, S_3 сторон
треугольника ABC
на прямую UV



Отсюда проекции сторон равностороннего треугольника ABC на прямую будут

$$\begin{aligned} B'C' &= S_2 = l \sin \varphi, \\ A'B' &= S_3 = l \sin (60^\circ - \varphi), \\ A'C' &= S_1 = l \sin (60^\circ + \varphi). \end{aligned} \quad (4.2)$$

Что и требовалось доказать.

Из этой теоремы следует, что, если проекции сторон равностороннего треугольника каким-либо образом определены, то положение прямой UV относительно заданного начала отсчета AD определяется однозначно путем использования обратных тригонометрических функций.

Для удобства использования доказанной теоремы в целях определения направления (пеленга или азимута) на источник излучения сейсмоакустических импульсов целесообразно принять, что любое фиксированное положение вращающейся прямой UV – это пеленг на источник излучения. Другими словами, пеленг является нормалью к фронту сейсмоакустической волны, который может быть определен

по измеренным проекциям сторон равностороннего треугольника на нормаль к фронту волны. На практике используются не проекции (линейные размеры), а величины, пропорциональные линейным размерам — задержки времени t_1, t_2, t_3 прихода сейсмоакустического сигнала в вершины равностороннего треугольника, так как в существующих технических средствах первичной информацией являются измерением задержки времени.

Если обозначить буквой V скорость распространения сейсмоакустического сигнала, то в общем случае

$$t = S/V, \quad (4.3)$$

где S — путь, пройденный сигналом; t — время прохождения пути.

На рис. 4.2. представлен чертеж, поясняющий переход от закона изменения линейных проекций сторон равностороннего треугольника на прямую вращающуюся вокруг центра треугольника к закону изменения задержек времени в зависимости от направления прихода сейсмоакустического сигнала к равностороннему треугольнику ABC , в вершинах которого установлены сейсмоприемники. Здесь t_1 и t_3 — задержки времени прихода сигнала к сейсмоприемникам относительно

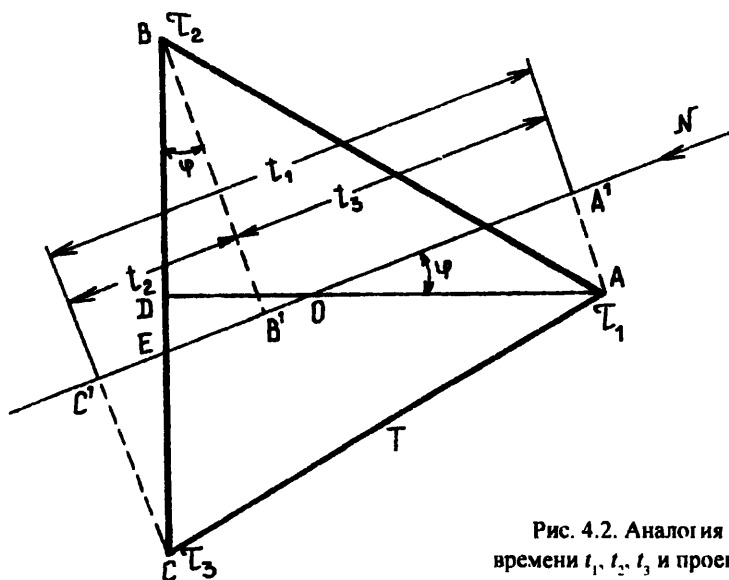


Рис. 4.2. Аналогия задержек времени t_1, t_2, t_3 и проекций S_1, S_2, S_3

сейсмоприемника, принимающего сигнал первым, а t_2 – задержка времени между временем прихода сигнала ко второму и последнему сейсмоприемникам. O – центр равностороннего треугольника, φ – угол между направлением прихода сигнала и началом отсчета, AD – биссектриса, начало отсчета против часовой стрелки, τ_1, τ_2, τ_3 – зарегистрированное текущее время прихода сейсмосигнала к сейсмоприемникам в вершинах треугольника ABC , $T = l/V$ – время прохождения волной расстояния, равного длине стороны треугольника.

В соответствии с данными определениями можно записать

$$\begin{aligned} t_1 &= \tau_3 - \tau_1 = T \sin(60^\circ + \varphi), \\ t_2 &= \tau_3 - \tau_2 = T \sin \varphi, \\ t_3 &= \tau_2 - \tau_1 = T \sin(60^\circ - \varphi), \end{aligned} \quad (4.4)$$

Если учесть, что сейсмосигнал к равностороннему треугольнику может приходить в плоскости с любого направления, то по аналогии с вращающейся прямой формулы для задержек времени будут

$$t_1 = l/V \sin(60^\circ + \varphi), t_2 = l/V \sin \varphi, t_3 = l/V \sin(60^\circ - \varphi). \quad (4.5)$$

Если задержки времени каким-либо методом измерены, то согласно рис. 4.2 $\angle \varphi$ однозначно определяется по формулам:

$$\varphi = |-60^\circ| + \arcsin(t_1 / T), \varphi = \arcsin(t_2 / T), \varphi = 60^\circ - \arcsin(t_3 / T), \quad (4.6)$$

где $T = l/V$ – время, в течение которого сейсмоакустический сигнал пройдет путь равный длине стороны равностороннего треугольника l .

В общем случае (сигнал может прийти с любого направления в пределах $0-360^\circ$) соотношения значений времен τ_1, τ_2, τ_3 , зафиксированных в момент прихода сигнала в вершины равностороннего треугольника с помощью разработанных технических средств, и соотношения задержек времени для различных 30° -х секторов круга приведены в таблице 4.1. Данная таблица и рис. 4.2 свидетельствуют, что с приходом сигнала в ближайшую от источника вершину треугольника начинается отсчет времени в этой вершине, а в момент прихода сигнала к самой дальней от источника вершине треугольника прекращается отсчет времени во всех трех вершинах. Таким образом, промежутки времени, измеренные в двух вершинах, кроме дальней от источника,

являются задержками времени, которые пропорциональны проекциям сторон треугольника на нормаль фронта сейсмоакустической волны. По измеренным задержкам времени можно определить пеленг на источник излучения сейсмоакустической волны. Однако для большей точности определения пеленга целесообразно использовать меньшую задержку, так как малые значения синусоидальной функции при незначительном изменении аргумента имеют большую скорость роста и хорошую линейность.

На основе новой теоремы и приведенных рассуждений был разработан алгоритм (рис. 4.3) для ЭВМ, который позволяет по единственному сейсмоакустическому сигналу (импульсу) определить пеленг на

Т а б л и ц а 4.1. Таблица соотношений значений времен и задержек времени в зависимости от изменения пеленга

Пределы изменения пеленга φ	Оценка значений времен τ_1, τ_2, τ_3			Соотношение между задержками времени l_1, l_2, l_3 и временами τ_1, τ_2, τ_3				
0-30°	$\tau_1 \neq 0$	$\tau_2 \neq 0$	$\tau_3 = 0$	$l_1 = \tau_1$	$l_2 = \tau_2$	$l_3 = \tau_1 - \tau_2$	$\tau_1 > \tau_3 > \tau_2$	$l_1 > l_3 > l_2$
30-60°	$\tau_1 \neq 0$	$\tau_2 \neq 0$	$\tau_3 = 0$	$l_1 = \tau_1$	$l_2 = \tau_2$	$l_3 = \tau_1 - \tau_2$	$\tau_1 > \tau_3 > \tau_2$	$l_1 > l_3 > l_2$
60-90°	$\tau_1 \neq 0$	$\tau_2 \neq 0$	$\tau_3 = 0$	$l_1 = \tau_1$	$l_2 = \tau_2$	$l_3 = \tau_2 - \tau_1$	$\tau_2 > \tau_1 > \tau_3$	$l_2 > l_1 > l_3$
90-120°	$\tau_1 \neq 0$	$\tau_2 \neq 0$	$\tau_3 = 0$	$l_1 = \tau_1$	$l_2 = \tau_2$	$l_3 = \tau_2 - \tau_1$	$\tau_2 > \tau_1 > \tau_3$	$l_2 > l_1 > l_3$
120-150°	$\tau_1 = 0$	$\tau_2 \neq 0$	$\tau_3 \neq 0$	$l_1 = \tau_3$	$l_2 = \tau_2 - \tau_3$	$l_3 = \tau_2$	$\tau_2 > \tau_3 > \tau_1$	$l_3 > l_2 > l_1$
150-180°	$\tau_1 = 0$	$\tau_2 \neq 0$	$\tau_3 \neq 0$	$l_1 = \tau_3$	$l_2 = \tau_2 - \tau_3$	$l_3 = \tau_2$	$\tau_2 > \tau_3 > \tau_1$	$l_3 > l_1 > l_2$
180-210°	$\tau_1 = 0$	$\tau_2 \neq 0$	$\tau_3 \neq 0$	$l_1 = \tau_3$	$l_2 = \tau_3 - \tau_2$	$l_3 = \tau_2$	$\tau_3 > \tau_2 > \tau_1$	$l_1 > l_3 > l_2$
210-240°	$\tau_1 = 0$	$\tau_2 \neq 0$	$\tau_3 \neq 0$	$l_1 = \tau_3$	$l_2 = \tau_3 - \tau_2$	$l_3 = \tau_2$	$\tau_3 > \tau_2 > \tau_1$	$l_1 > l_2 > l_3$
240-270°	$\tau_1 \neq 0$	$\tau_2 = 0$	$\tau_3 \neq 0$	$l_1 = \tau_3 - \tau_1$	$l_2 = \tau_3$	$l_3 = \tau_1$	$\tau_3 > \tau_1 > \tau_2$	$l_2 > l_1 > l_3$
270-300°	$\tau_1 \neq 0$	$\tau_2 = 0$	$\tau_3 \neq 0$	$l_1 = \tau_3 - \tau_1$	$l_2 = \tau_3$	$l_3 = \tau_1$	$\tau_1 > \tau_3 > \tau_2$	$l_2 > l_3 > l_1$
300-330°	$\tau_1 \neq 0$	$\tau_2 = 0$	$\tau_3 \neq 0$	$l_1 = \tau_1 - \tau_3$	$l_2 = \tau_3$	$l_3 = \tau_1$	$\tau_1 > \tau_3 > \tau_2$	$l_3 > l_2 > l_1$
330-360°	$\tau_1 \neq 0$	$\tau_2 = 0$	$\tau_3 \neq 0$	$l_1 = \tau_1 - \tau_3$	$l_2 = \tau_3$	$l_3 = \tau_1$	$\tau_1 > \tau_3 > \tau_2$	$l_3 > l_1 > l_2$

источник этого сигнала в реальном времени. Результаты этих исследований опубликованы в работах [99–101].

Блоки алгоритма работают следующим образом.

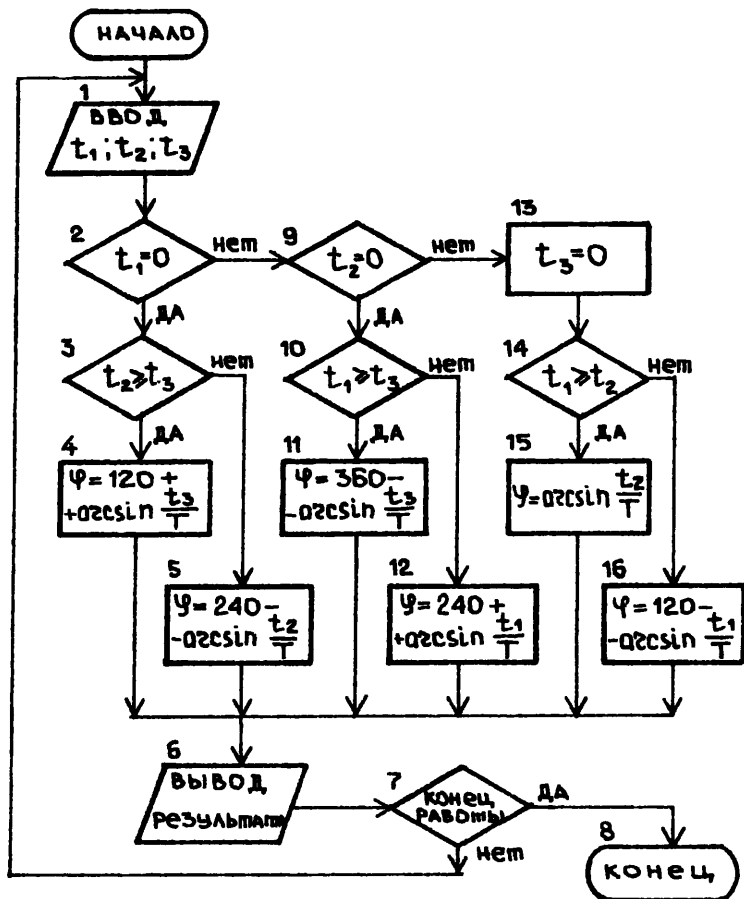


Рис. 4.3. Алгоритм определения пеленга на источник сейсмоакустического импульса

1. Выполняется ввод измеренных задержек времени t_1, t_2, t_3 в память микро-ЭВМ и переход к следующему предписанию (п. с. п.).

2. Проверяется, равно ли t_1 нулю. Если $t_1 = 0$, то переходим к 3 блоку.

3. Проверяется условие $t_2 \geq t_3$. Если условие $t_2 \geq t_3$ не выполняется, то переходим к 5 предписанию, где вычисляется пеленг φ и переходим к предписанию 6 – вывод результата, затем п. с. п. 7, а далее блоки 1 или 8.

Если $t_2 \geq t_3$ выполняется п. с. п.

4. Вычисляется пеленг φ и осуществляется переход к предписанию 6 – вывод результата.

Вернемся к 2 предписанию и рассмотрим второй вариант. Условие $t_1 = 0$ не выполняется, то переходим к 9 предписанию.

9. Проверяется выполнение условия $t_2 = 0$. Если условие выполняется, то п. с. п.

10. Проверяется выполнение условия $t_1 \geq t_3$. Если условие не выполняется, то переходим к 12 предписанию, где вычисляется пеленг φ и осуществляется переход к 6 – вывод результата. Если условие $t_1 \geq t_3$ выполняется, то п. с. п.

11. Вычисляется пеленг φ и осуществляется переход к 6 – вывод результата.

12. Вычисляется пеленг φ и осуществляется переход к 6 – вывод результата.

Вернемся к 9 предписанию и рассмотрим второй вариант. Условие $t_2 = 0$ не выполняется, то осуществляется переход к 13 предписанию.

13. Выполняется присвоение идентификатору t_3 равенство нулю. $t_3 = 0$ и осуществляется п. с. п.

14. Проверяется выполнение условия $t_1 \geq t_2$. Если условие не выполняется, то осуществляется переход к 16 предписанию, где вычисляется пеленг φ и осуществляется переход к предписанию 6 – вывод результата.

Если условие выполняется, то п. с. п.

15. Вычисляется пеленг φ и осуществляется переход к предписанию 6 – вывод результата.

16. Вычисляется пеленг φ и осуществляется переход к предписанию 6 – вывод результата.

Таким образом, появляется возможность определения пеленгов источников сейсмоакустической эмиссии, находящихся в горном массиве. При этом геофоны регистрации моментов времени прихода сигнала необходимо устанавливать в вершинах равностороннего тре-

угольника. Изменение задержек времени также как изменение проекций сторон равностороннего треугольника происходит по синусоидальному закону, а, следовательно, по этим задержкам можно определить направление на источник сейсмоакустических импульсов в режиме реального времени.

Для проверки теоретических исследований проведены эксперименты. При этом геофоны типа СВ-30-ПТ устанавливались в вершинах равностороннего треугольника. Исследования проводили на треугольнике со стороной 300 см. В качестве регистрирующего устройства использовался шлейфовый осциллограф типа Н-117. В качестве возбудителя сейсмоакустического сигнала служил удар по поверхности почвы бетонным кубом. Почва – суглинок, сухая. Расстояние от центра треугольника до места удара составляло 10 м.

На рис. 4.4 представлена одна из осциллограмм, на которой выполнены измерения временных задержек. Вычисленное по этим задержкам направление (пеленг) на источник мало отличается от измеренного направления на местности (1-я строка в таблице 4.2).

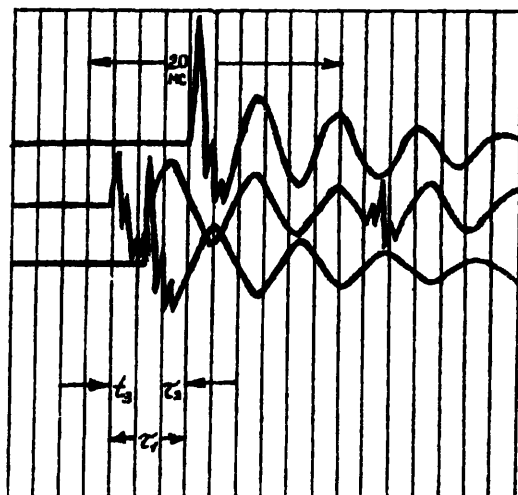


Рис. 4.4. Запись сейсмоакустических колебаний на шлейфовом осциллографе

Наибольшая возможная величина временной задержки $T = 7,1$ мс.

В соответствии с алгоритмом (рис. 4.3) для первой строки таблицы 4.2, используя малую и среднюю временные задержки выполним вычисление пеленга.

$$\tau_2 = 3,9 = 7,1 \sin \varphi; 0,55 = \sin \varphi; \varphi = \arcsin 0,55 = 33,3$$

$$t_3 = 2,2 = 7,1 \sin (60^\circ - \varphi); 0,3 = \sin (60^\circ - \varphi); \varphi = 60^\circ - \arcsin 0,3 = 32,6^\circ.$$

Т а б л и ц а 4.2. Экспериментальные
и вычислительные данные пеленга на источник

Натурные замеры пеленга на местности (угл. градусы)	Измерение на осциллограмме временных задержек (мс)			Вычисленные пеленг на источник по задержкам (угл. град.)	
33	$\tau_1 = 6,1$	$\tau_2 = 3,9$	$t_3 = 2,2$	33,3	32,6
33	$\tau_1 = 6,3$	$\tau_2 = 4,0$	$t_3 = 2,3$	34	31
33	$\tau_1 = 6,4$	$\tau_2 = 4,2$	$t_3 = 2,2$	36	32,6
33	$\tau_1 = 6,0$	$\tau_2 = 3,9$	$t_3 = 2,1$	33,3	32,8
33	$\tau_1 = 6,6$	$\tau_2 = 4,3$	$t_3 = 2,3$	36,5	31
33	$\tau_1 = 6,2$	$\tau_2 = 4,1$	$t_3 = 2,1$	35	32,7
89	$\tau_1 = 3,3$	$\tau_2 = 7,0$	$t_3 = 3,7$	88	89
125	$t_1 = 0,6$	$\tau_2 = 6,4$	$\tau_3 = 5,8$	125	126
180	$t_1 = 0$	$\tau_2 = 8,7$	$\tau_3 = 8,7$	180	180
300	$\tau_1 = 8,7$	$t_2 = 0$	$\tau_3 = 8,7$	300	300
360	$\tau_1 = 8,7$	$t_2 = 0$	$\tau_3 = 0$	360	

Для остальных строк таблицы 4.2 выполнены аналогичные вычисления.

Таким образом, выполненные теоретические разработки верны. Они подтверждаются экспериментальными исследованиями.

4.2. Определение координат источника сейсмоакустической эмиссии

На основании научных материалов, изложенных в предыдущих параграфах имеется возможность определения местоположения источников сейсмоакустической эмиссии в локальной системе координат. Техническое решение такого типа изложено в работах [101–106]. Для этого измеряют скорость V распространения сейсмоакустических сигналов в среде, выбирают приборы измерения времени (ПВ) с пределами измерения, например, от 0 до 500 мкс, с помощью которых измеряют задержки времени, определяют длину стороны равностороннего треугольника по формуле, размечают,

$$l/500 = V/10^6, \quad (4.7)$$

например, в угольном пласте шахты с опережением забоя до 150 м два равносторонних треугольника (см. рис. 4.5), центры которых O_1 и O_2

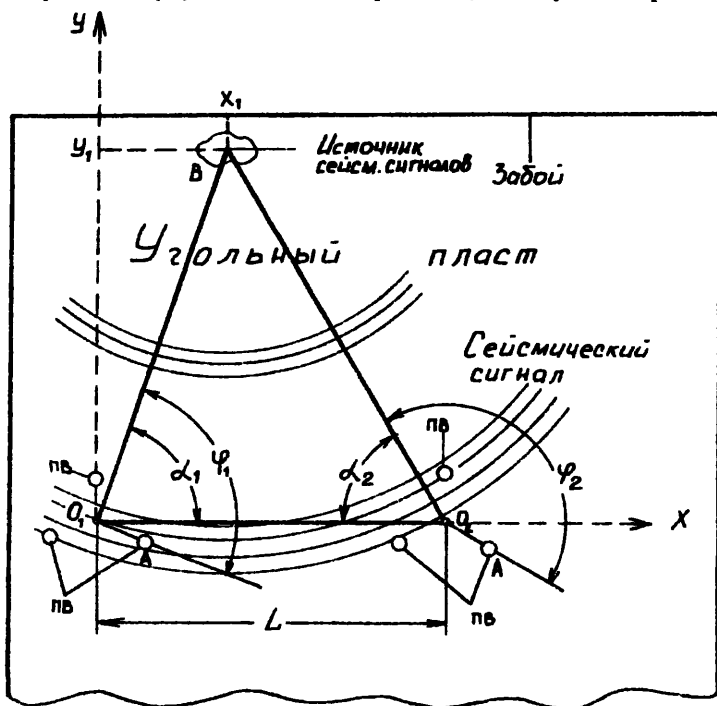


Рис. 4.5. Схема определения координат источника сейсмоакустической эмиссии

разнесены в пространстве, измеряют расстояние L между центрами, ориентируют треугольники в плоскости ожидаемых источников сейсмоакустической эмиссии, устанавливают приборы измерения времени в вершинах треугольников, измеряют обособленно в вершинах каждого треугольника задержки времени прихода сигнала с помощью приборов измерения времени, принимают за начало отсчета пеленга на источник одноименные биссектрисы треугольников, задержки времени прихода сигнала в вершины каждого треугольника в зависимости от направления (пеленга) ϕ описывают формулами (4.5), пеленг для каждого треугольника (ϕ_1 – для первого и ϕ_2 – для второго) определяют по алгоритму рис. 4.3, строят треугольник O_1BO_2 на основании L и двух пеленгах O_1B и O_2B на источник B , вычисляют углы между основанием и пеленгами по формулам

$$\alpha_1 = \phi_1 - 30^\circ; \alpha_2 = 210^\circ - \phi_2, \quad (4.8)$$

принимают оси прямоугольной системы координат с центром O_1 , совмеща ось абсцисс X с основанием искомого треугольника O_2O_1B и вычисляют сторону треугольника

$$S = O_1B = \frac{L \cdot \sin \alpha_2}{\sin (180^\circ - \alpha_1 - \alpha_2)} \quad (4.9)$$

и затем определяют координаты

$$x_1 = S \cdot \sin (90^\circ - \alpha_1), \quad (4.10)$$

$$y_1 = S \cdot \cos (90^\circ - \alpha_1). \quad (4.11)$$

Приведем пример реализации предложенной разработки.

Предположим, что измеренная скорость распространения сейсмоакустических импульсов $V = 2400$ м/с. пределы измерения ПВ составляет 500 мкс.

Вычисленная по формуле $l/500 = V/10^6$ сторона равностороннего треугольника $l = 1,2$ м. Принимаем $l = 1,20$ м. Размеряем в шахте перед забоем (100 м от забоя) в пласте два равносторонних треугольника со стороной $l = 1,2$ м. Принимаем ширину забоя (лавы) равной 110 м, а измеренное расстояние между центрами O_1 и O_2 равносторонних треугольников $L = 100$ м. Мощность пласта 2 м.

Ориентируем треугольники в плоскости ожидаемых источников сейсмоакустической эмиссии, устанавливаем ПБ в вершинах треугольников.

Принимаем сейсмоакустический сигнал в вершинах равносторонних треугольников и измеряем особенно для каждого треугольника задержки времени с помощью приборов измерения времени.

Пусть для треугольника с центром O_1 получено 440 мкс – соответствует задержке t_2 , 83 мкс – соответствует задержке t_1 , 0 мкс – соответствует задержке t_3 . Определяем пеленг φ , по алгоритму (используется 16 блок алгоритма), где первая

$$\varphi_1 = 120^\circ - \arcsin \frac{t_1}{n} = 120^\circ - \arcsin \frac{83}{500} = 110^\circ$$

цифра индекса означает номер схемы.

Для треугольника с центром O_2 получено 480 мкс – соответствует задержке t_2 , 270 мкс соответствует задержке t_3 , 0 мкс соответствует задержке t_1 . Определяем пеленг φ_2 по алгоритму (используется 4 блок алгоритма)

$$\varphi_2 = 120^\circ + \arcsin \frac{t_3}{n} = 120^\circ + \arcsin \frac{270}{500} = 153^\circ.$$

Образуем треугольник O_1BO_2 (рис. 4.5) из прямой $O_1O_2 = L = 100$ м и двух пеленгов φ_1 и φ_2 (это лучи, проведенные под углами φ_1 и φ_2 из точек O_1 и O_2 , если за начало отсчета приняты биссектрисы, проведенные из вершин треугольников). Точка пересечения пеленгов (лучей) является точкой зарождения (источником) сейсмоакустического импульса.

Вычисляем углы между пеленгами и прямой O_1O_2 по формулам

$$\alpha_1 = \varphi_1 - 30 = 110^\circ - 30^\circ = 80^\circ,$$

$$\alpha_2 = 210 - \varphi_2 = 210^\circ - 153^\circ = 57^\circ.$$

Принимаем в плоскости O_1BO_2 начало координат прямоугольной системы в точке O_1 .

Совмещаем ось абсцисс системы X с O_1O_2 .

Вычисляем сторону треугольника $O_1B = S$

$$S = O_1B = \frac{100 \cdot \sin 57^\circ}{\sin (180^\circ - \alpha_1 - \alpha_2)} = 124 \text{ м.}$$

Вычисляем координаты x_1 и y_1 источника из соотношений

$$x_1 = 124 \cdot \sin (90^\circ - 80^\circ) = 21 \text{ м,}$$

$$y_1 = 124 \cdot \cos (90^\circ - 80^\circ) = 120 \text{ м.}$$

Таким образом, предложенная разработка позволяет регистрировать сейсмоакустические сигналы и определять координаты источника, испускающего эти сигналы.

4.3 Устройство для оценки сейсмической энергии взрыва

Выполнение взрывных работ на горных предприятиях сопровождается их сейсмоакустическим действием на горные выработки, вблизи расположенные здания, сооружения и конструкции. Для оценки сейсмического действия взрыва на строительные сооружения необходимо знать амплитуду смещения u и период упругих колебаний T в горном массиве. Значения последних зависят от свойств горных пород, массы заряда ВВ и удаленности сооружений от места взрыва. В качестве основной характеристики сейсмике взрыва многими исследователями [3, 12, 89, 93, 94] принята не амплитуда смещения, а скорость колебаний частиц породы ϑ , связанная с амплитудой смещения выражением

$$\vartheta / 2\pi = u / T. \quad (4.12)$$

Скорость колебаний ϑ зависит прежде всего от расстояния r до очага взрыва и массы Q взрываемого заряда и выражается формулой

$$\vartheta = k\rho_m^n, \quad (4.13)$$

где ρ_m – приведенная масса заряда, равная

$$\rho_m = \sqrt[3]{Q}/r, \quad (4.14)$$

k – коэффициент, зависящий от условий взрывания и свойств горных пород ($k \approx 100\text{--}450$); $n = 1\div 2$ – показатель затухания.

Сейсмическое действие взрыва на сооружения зависит от отношения периода собственных колебаний T_0 сооружения к периоду колебаний частиц породы T . Представление об интенсивности колебания сооружения при различных соотношениях периодов дает динамический коэффициент ζ , который показывает во сколько раз амплитуда колебаний сооружения больше или меньше амплитуды смещения горной породы:

$$\zeta = \frac{1}{\sqrt{(1 - T_0^2 / T^2)^2 + \gamma^2 T_0^2 / T}}, \quad (4.15)$$

где γ – декремент затухания собственных колебаний сооружения.

Оценка сейсмического действия взрыва на сооружение с учетом периода колебаний среды и скорости колебаний частиц осуществляется с помощью коэффициента сейсмичности

$$K_\zeta = 2\pi\nu/(gT). \quad (4.16)$$

По измеренным значениям скорости колебаний частиц судят о возможных разрушениях сооружений. Допустимые скорости колебаний частиц для различных зданий составляют 2–4 см/с.

В настоящее время регистрация сейсмоколебаний производится различными типами шлейфовых осциллографов, а затем, чаще всего ручным способом, на осциллограммах выполняют измерения амплитуд и периодов. Громоздкость аппаратуры и трудоемкость операций, используемых при измерениях не позволяют осуществлять непрерывный контроль сейсмической энергии промышленных взрывов. В связи с этим было разработано устройство для оценки сейсмической энергии взрывов [95], которое лишено указанных недостатков.

На рис. 4.6 представлена структурная схема предлагаемого устройства для оценки сейсмической энергии взрывов.

Устройство содержит трехкомпонентный сейсмоприемник 1, трехканальный усилитель 2, каналы 3–5, генератор 6, таймер 7 и регистратор 8. Каждый канал содержит формирователь 9, компаратор 10, измеритель амплитуды, включающий преобразователь 11 амплитуда – время, ключ 12 и счетчик 13, делитель 14, измеритель периода, включающий преобразователь 15 сейсмических сигналов в прямоугольные, ключ 16 и счетчик 17.

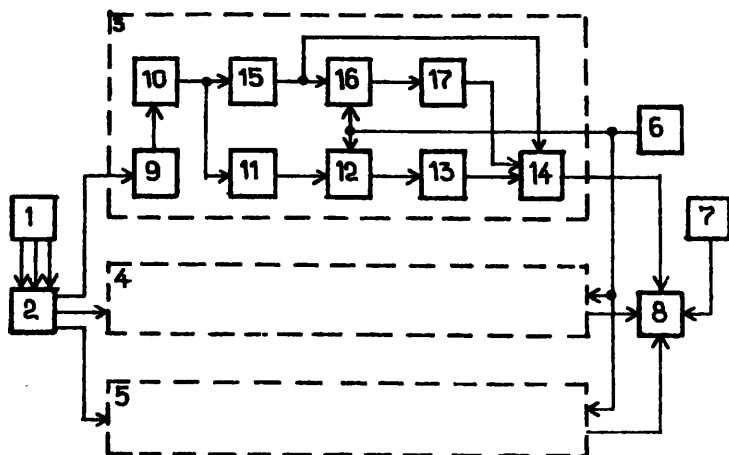


Рис. 4.6. Блок-схема устройства оценки сейсмоакустической энергии взрыва

В устройстве трехкомпонентный сейсмоприемник 1 соединен с трехканальным усилителем 2, три выхода которого соединены с тремя каналами 3–5. В каждом канале включены последовательно формирователь 9, компаратор 10, преобразователь 11 амплитуда – время, ключ 12 и счетчик 13, соединенный с первым входом делителя 14, вход преобразователя 15 сейсмических сигналов соединен с выходом компаратора 10, а выход через ключ 16 и счетчик 17 – с вторым входом делителя 14, при этом третий вход делителя 14 подключен к выходу преобразователя 15 сейсмических сигналов. Выход генератора 6 соединен с ключами 12 и 16 каждого канала и предназначен для генерации прямоугольных импульсов, период следования которых гораздо меньше длительности импульсов, формируемых преобразователями 11 и 15. Таймер 7 соединен с первым входом регистратора 8, а делители 14 каждого канала соединены соответственно с входами регистратора. Делитель 14 представляет собой арифметико-логическое устройство. Регистратор 8 представляет собой цифропечатающее устройство с памятью на гибком диске (дискете) с четырьмя записывающими головками.

Устройство работает следующим образом.

Механические колебания, возникающие в массиве горных пород при взрыве, принимаются трехкомпонентным сейсмоприемником 1,

преобразуются в электрические сигналы и передаются трехканальному усилителю 2, где усиливаются и передаются в каналы 3–5. Формирователи 9 каналов преобразуют электрические колебания в однополярные, которые поступают на компаратор 10, где ограничиваются снизу на заданном уровне. При этом отсекается также и помеха. Затем электрические колебания поступают на вход преобразователя 11 амплитуда – время. Преобразователь 11 формирует импульс, длительность которого пропорциональна амплитуде искомого сигнала. Этот импульс удерживает ключ 12 в открытом состоянии. При этом импульсы от генератора 6 через ключ 12 поступают на счетчик 13. Количество импульсов в счетчике 13 соответствует величине амплитуды сейсмоимпульса. Кроме этого, сигнал с компаратора 10 поступает на преобразователь 15, формирующий прямоугольные импульсы, длительность которых равна длительности импульсов сейсмических сигналов на уровне основания. Этот импульс удерживает ключ 16 в открытом состоянии. При этом импульсы от генератора 6 через ключ 16 поступают на счетчик 17. Количество импульсов в счетчике 17 соответствует величине периода. После окончания счета импульсов, который прекращается с окончанием импульса, формируемого преобразователем 15 и поступающего на делитель 14, данные счетчиков 13 и 17 поступают на делитель 14. Последний выполняет операцию деления амплитуды на период. Затем величина амплитуды, периода и результат операции деления поступают в память регистратора 8, который начинает печатать документ. В документе печатается дата, время, имя компоненты, величина амплитуды, величина периода и отношение амплитуды к периоду по каждому зарегистрированному событию.

Контроль взрывов с помощью предложенного устройства позволит продлить срок службы зданий и сооружений в населенных пунктах, вблизи которых выполняются производственные взрывы, а также сократятся межремонтные сроки зданий, что позволит получить значительный экономический эффект. Кроме того, за счет возможности установления оптимальной массы заряда (допустимой мощности взрыва), улучшается дробление взорванной массы; при этом сократится простой оборудования и технического персонала, а следовательно, повысится производительность карьера.

4.4. Автоматический пеленгатор взрывов и горных ударов

В настоящее время отбойка горной массы производится скважинными зарядами не только на карьерах, но и на многих шахтах. При этом промышленные взрывы сопровождаются сейсмическими колебаниями, которые могут быть недопустимо велики, что приводит к преждевременному разрушению горных выработок и различных строительных сооружений. Причиной бесконтрольности сейсмического эффекта при ведении взрывных работ является отсутствие простых по конструкции и надежных в работе приборов контроля, пригодных для круглосуточной эксплуатации на карьерах и в шахтах. В связи с тем, что карьеры и шахты (иногда 5 и более) расположены вокруг городов или рабочих поселков, то приборы должны контролировать не только мощности взрывов, но также осуществлять пеленгацию этих взрывов. Осуществление пеленгации особенно важно при регистрации горных ударов, так как требуется оперативное вмешательство по ликвидации последствий этого явления.

Известны предложения по конструкции устройств [107], в которых используются восемь и более сейсмопреобразователей, регистрирующих сейсмоколебания от горных ударов в различных точках, с последующей ручной обработкой и вводом результатов в ЭВМ для определения угловой координаты горного удара (взрыва). Однако эти устройства сложны и не позволяют получать искомую координату в реальном масштабе времени.

Выполненные теоретические исследования позволили сделать заключение, что для определения пеленга взрыва или горного удара достаточно осуществить регистрацию сейсмоколебаний в трех точках с помощью установленных на почве трех сейсмопреобразователей. При этом точками регистрации являются вершины равностороннего треугольника. Такое заключение стало возможным на основании найденной теоремы [98], доказанной в параграфе 4.1.

Из этой теоремы следует, что, если проекции S_1 , S_2 , S_3 каким-либо образом измерить в момент поступления сейсмоакустического сигнала, то можно в реальном масштабе времени вычислять пеленг источника возмущений относительно заданного направления отсчета, используя обратные тригонометрические функции.

На основании найденной теоремы разработана блок-схема пеленгатора (рис. 4.7) и на базе микропроцессорной техники его экспериментальный образец. Эта разработка защищена авторским свидетельством [105]. Пеленгатор предусматривает определение пеленга источника возмущения и измерение амплитуд смещения сейсмических колебаний, образующихся при этом.

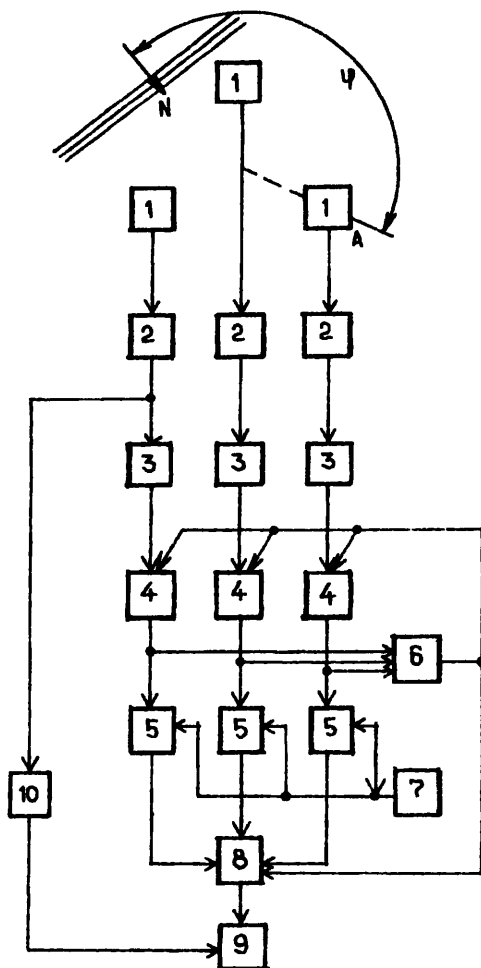


Рис. 4.7. Блок-схема автоматического пеленгатора взрывов и горных ударов

Пеленгатор содержит три канала, каждый из которых включает последовательно соединенные сейсмопреобразователь 1, усилитель 2, компаратор 3, триггер 4, счетчик с мультиплексором 5. Входы схемы совпадения 6 соединены с выходами триггеров, а выход генератора тактовых импульсов 7 с счетными входами счетчиков 5. Решающий блок 8 подключен к выходам счетчиков и выходу схемы совпадения. Измерительный блок 10 подключен к выходу одного из усилителей и соединен с блоком регистрации 9, подключенному к решающему блоку. В качестве сейсмопреобразователя предусматривается использовать СПЭН-1 или СМВ-30S. Электрическая часть системы реализуется на базе микропроцессорных комплектов и интегральных схем следующих серий: усилители К237УЛЗ, компараторы К554СА1, триггеры К155ТМ5, счетчики К155ИЕ6 и мультиплексоры К155КП7, схема совпадения К155ЛН1, тактовый генератор КР119ГГ1, решающий блок представляет собой микро-ЭВМ МСC1103 блок регистрации – термопечатающее устройство.

Пеленгатор работает следующим образом. Предположим, что сигнал от взрыва пришел с направления N (см. рис. 4.7). Этот сигнал сначала достигает сейсмопреобразователя 1, включенного в средний канал. Выходной сигнал сейсмопреобразователя поступает на вход усилителя 2 среднего канала, усиливается и поступает на вход компаратора 3. Если сигнал по уровню больше установленного в компараторе порога, то он опрокидывает триггер 4, при этом включается счетчик 5 среднего канала и с этого триггера подается сигнал на вход схемы совпадения 6. Счетчик начнет считать импульсы, вырабатываемые генератором 7. Через некоторый момент времени сигнал от взрыва достигнет второго сейсмопреобразователя 1 (левый канал рис. 4.7). При этом в левом канале, как и в предыдущем случае, сработают аналогичные элементы и в результате счетчик 5 левого канала тоже начнет считать импульсы, вырабатываемые генератором 7. С приходом сигнала к самому дальнейшему от взрыва третьему сейсмопреобразователю 1 (правый канал на рис. 4.7), соответственно, срабатывают все элементы этого канала и. в том числе, триггер 4. При этом на входе схемы совпадения 6 одновременно присутствуют три сигнала, она сработает и от ее выходного сигнала триггеры приводятся в исходное состояние, счетчики прекратят считать импульсы, а решающий блок 8 считывает показания

счетчиков и по алгоритму (рис. 4.8) вычисляет пеленг источника сейсмоакустических колебаний относительно заданного начало отсчета (биссектриса угла A) и выводит результат на блок регистрации 9. С выхода усилителя 2 любого канала (на рис. 4.7 использован левый

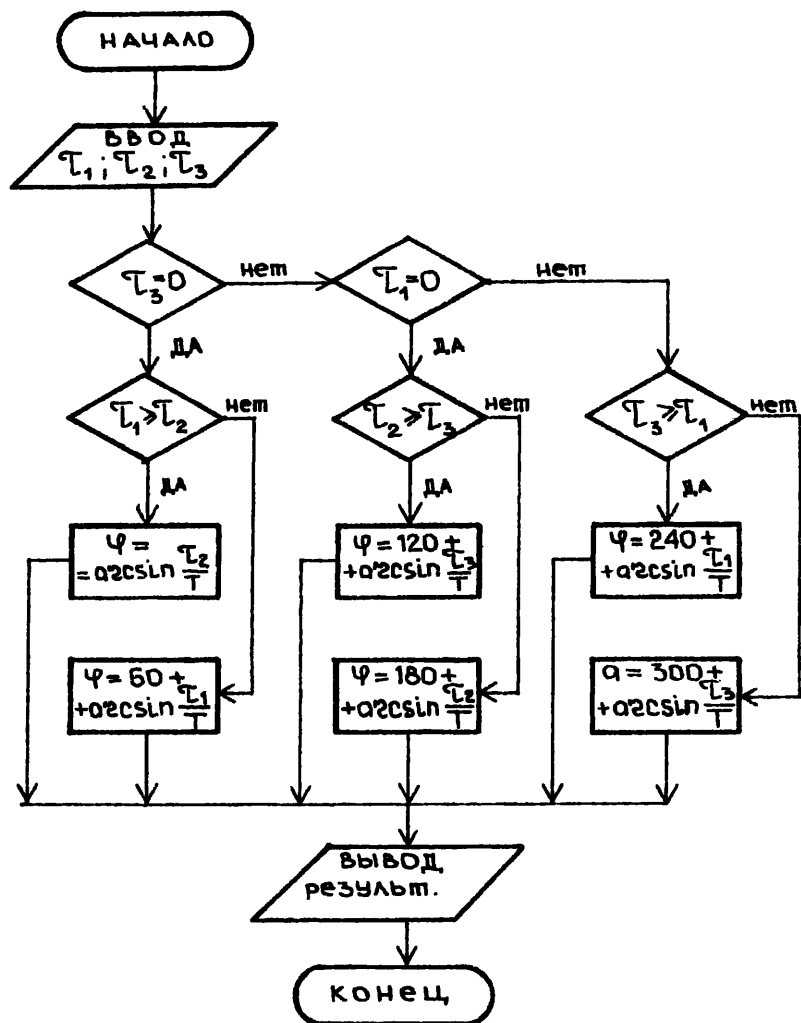


Рис. 4.8. Типовой алгоритм пеленгатора

канал) сигнал поступает в канал измерений, т. е. на вход измерительного блока 10, включающего преобразователь сигналов в однополярные, компаратор, устройство логического управления, генератор пилообразного напряжения и генератор импульсов опорной частоты. В этом блоке амплитуды измеряются по принципу аналого-цифрового преобразования и передаются в блок 9 для регистрации.

Сторону равностороннего треугольника, в вершинах которого устанавливаются сейсмопреобразователи, целесообразно выбирать не меньше одного метра, т. к. в противном случае возникают трудности в обеспечении требуемого быстродействия счетчиков и частоты генератора тактовых импульсов.

Известно, что длина отрезка пути $S = vt$, где v – скорость распространения сейсмоколебаний, t – время, в течение которого сейсмоколебания прошли отрезок пути. Таким образом, вместо отрезков пути (проекций) S_1, S_2, S_3 можно взять пропорциональные величины (задержки времени) τ_1, τ_2, τ_3 . Именно эти величины времени используются в пеленгаторе и в реализуемом им алгоритме (рис. 4.8). В алгоритме φ – искомый угол между прямой, проходящей через точку взрыва, и прямой начала отсчета. В соответствии с рис. 4.7, в счетчике правого канала показания равны нулю ($\tau_1 = 0$), а в двух других счетчиках количество импульсов соответствует интервалам времени, в течение которого сейсмоакустический сигнал с направления N проходит расстояния от сейсмопреобразователя среднего канала до сейсмопреобразователя правого канала (τ_2) и от сейсмопреобразователя левого канала до сейсмопреобразователя правого канала (τ_3), т. е. эти задержки времени пропорциональны проекциям сторон равностороннего треугольника на прямую, проходящую через его центр и точку взрыва. Изменение задержек времени в зависимости от φ осуществляется по закону синуса

$$\tau_1 = T \sin(60^\circ + \varphi), \tau_2 = T \sin \varphi, \tau_3 = T \sin(60^\circ - \varphi), \quad (4.17)$$

где T – время прохождения сейсмосигналом пути равной длине стороны равностороннего треугольника ABC , в вершинах которого расположены сейсмопреобразователи.

Если принять за начало отсчета прямую, совпадающую с биссектрисой, проведенной из угла A , в вершине которого установлен сейсмопреобразователь правого канала, а отсчет пеленга φ производить против часовой стрелки, то пеленг на точку взрыва будет

$$\varphi = 120^\circ + \arcsin \tau_3/T, \text{ т. к. } \tau_1 = 0, \tau_2 > \tau_3. \quad (4.18)$$

Алгоритм для микро-ЭВМ MC1103 имеет некоторые отличия от типового (рис. 4.9). Отличия эти связаны с тем, что MC1103, несмотря на ряд преимуществ, имеет и недостатки. Одним из них является

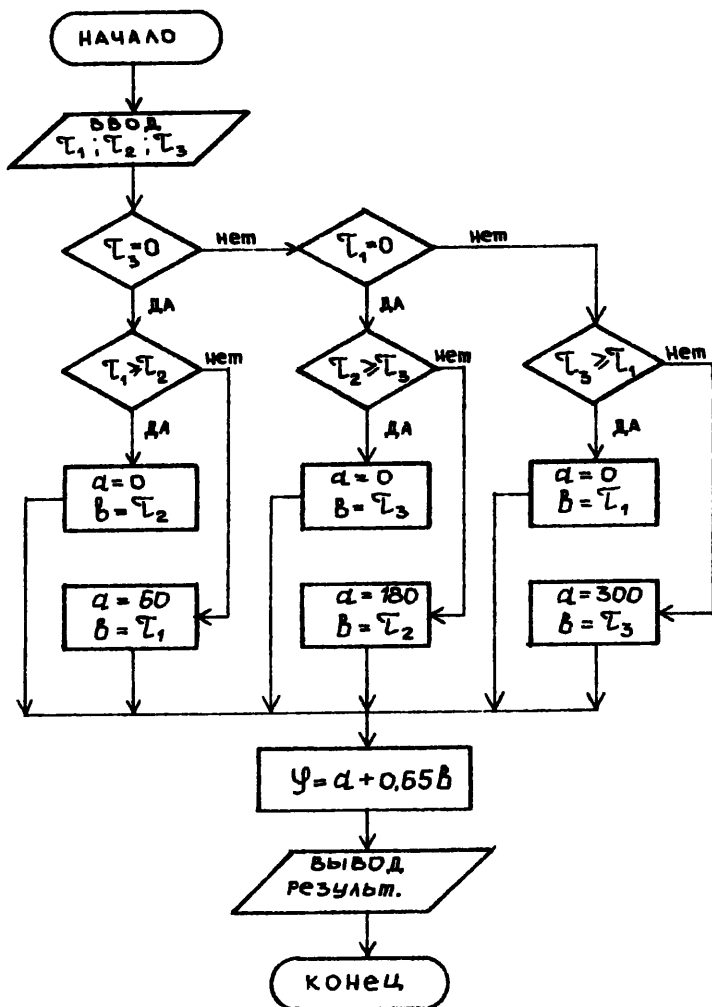


Рис. 4.9. Алгоритм пеленгатора, выполненного на микро-ЭВМ MC1103

отсутствие подпрограммы для вычисления обратных тригонометрических функций. В связи с этим обратная тригонометрическая функция вида $\varphi = A + \arcsin \tau/T$ была аппроксимирована функцией

$$\varphi = a + 0,65 b, \quad (4.19)$$

где $a = A$, $b = \tau$, τ – идентификатор, присваиваемый согласно алгоритму одному из значений измеренных задержек времени.

Таким образом, разработанное техническое решение позволяет производить оценку сейсмической энергии и определять пеленг взрывов и горных ударов в диапазоне от 0 до 360°.

4.5. Устройство для подсчета и обнаружения невзорвавшихся зарядов

При выполнении взрывных работ на горных предприятиях имеют место отказы, которые являются потенциальными источниками травмирования горнорабочих. Для обеспечения безопасных условий труда Едиными правилами предусматривается ведение контроля и учета отказавшихся зарядов. Традиционный способ контроля при электроогневом взрывании шпуровых зарядов осуществляется подсчетом взрывов на слух. Однако разрешающая способность человеческого уха не велика, тогда как частота взрывов может быть большой. При короткозамедленном взрывании такой подсчет невозможен. Поэтому горнорабочие, не имея достоверной информации о взрыве, подвергаются риску во время выполнения очистных работ. В связи с этим необходим приборный контроль с разрешающей способностью, превосходящей человеческие возможности.

Исследования [109, 110] показали, что использование воздушной ударной волны в приборах контроля взрывов позволяет надежно контролировать 20 взрывов в секунду. Наибольшая разрешающая способность счета взрывов до 100 в секунду обеспечивается при использовании сейсмоакустической волны, возникшей при взрыве. Об этом свидетельствуют осциллограммы взрывов полученные в рабочих забоях шахт Джезказганского месторождения [111] и других рудниках [112].

В техническом решении [113] для подсчета числа взорвавшихся зарядов, состоящем из датчика, фиксирующего воздушную волну,

датчика, фиксирующего сейсмическую волну, усилителей, схемы запуска и счетчика имеются недостатки. Ввиду того, что скорости распространения ударных воздушных волн и сейсмических волн отличаются на один порядок, то устройство имеет низкую точность счета взрывов и не обладает способностью определять координаты взорвавшихся зарядов.

Электронный счетчик взорвавшихся шпуровых зарядов [110], состоящий из сейсмопреобразователя, усилителя, преобразователя напряжения сигнала в импульсное, интегрирующей и дифференцирующей цепей, компаратора, триггера Шмидта, формирователя счетных импульсов и двух счетчиков позволяет с большей точностью определить количество невзорвавшихся зарядов, но не позволяет определить их координаты.

Нами [114, 115] разработано устройство, позволяющее осуществлять счет взорвавшихся зарядов и определять координаты невзорвавшихся зарядов.

На рис. 4.10 изображена структурная схема предлагаемого устройства.

Устройство содержит три канала приема, каждый из которых состоит из последовательно соединенных сейсмопреобразователя 1, усилителя 2, компаратора 3, триггера 4 и счетчика 5, а также схему 6 совпадения, включенную параллельно триггером 4, генератор 7 тактовых импульсов, подключенный к счетчикам 5, решающий блок 8, подключенный к выходам счетчиков 5 и к входу схемы 6 совпадения, измерительный блок 9, включенный между усилителем 2 и решающим блоком 8, к которому подключен блок 10 регистрации.

Для использования устройства необходимо в стороне не ближе 100 метров от взрываемых зарядов на почве выбрать площадку и измерить скорость V распространения сейсмоакустических волн в грунте, выполнить разметку равностороннего треугольника со стороной l , которую определить по формуле $l/100 > = V/f$, где f частота тактовых импульсов, установить сейсмопреобразователи в вершинах треугольника и измерить маркшейдерскими приборами пеленги на заряды, которые предполагается взрывать. Затем включают устройство и взрывают заряды.

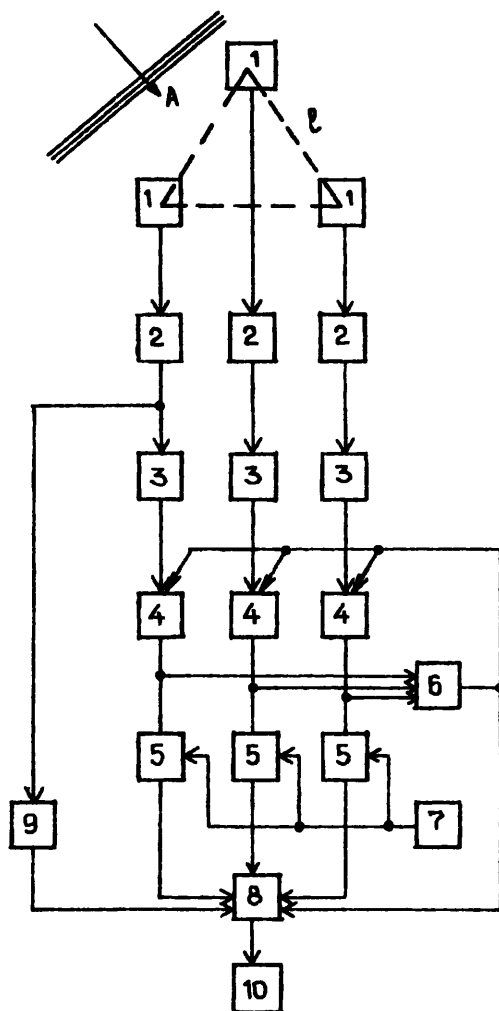


Рис. 4.10. Блок-схема устройства
для подсчета и обнаружения невзорвавшихся зарядов

Устройство работает следующим образом.

При взрыве заряда с направления А сигнал достигает сейсмопреобразователя 1 среднего канала, усиливается усилителем 2 и поступает на компаратор 3. Если сигнал по уровню больше порога срабатывания компаратора 3, то он проходит и опрокидывает триггер 4, при этом включается счетчик 5. Одновременно с триггера 4 сигнал подается на схему 6 совпадения. Счетчик начинает считать импульсы, поступающие с генератора 7. Через некоторое время сигнала от взрыва достигает второго сейсмопреобразователя 1 (левый канал). При этом в левом канале, как и в предыдущем случае, срабатывают аналогичные элементы и счетчик 5 левого канала тоже начинает считать импульсы, поступающие – с генератора 7. С приходом сигнала от взрыва к третьему сейсмопреобразователю 1 срабатывают все элементы этого канала. При срабатывании триггера 4 этого канала на входе схемы 6 совпадения одновременно присутствуют три сигнала, схема 6 совпадения срабатывает. При этом от ее выходного сигнала триггеры возвращаются в исходное состояние, счетчики 5 прекращают считать импульсы, а решающий блок 8 считывает показания счетчиков 5 и вычисляет пеленг источника сейсмических колебаний и выводит результат на блок 10 регистрации координат взорвавшихся зарядов.

С выхода усилителя 2 одного из каналов сигнал поступает на вход измерительного блока 9, который измеряет величину амплитуды по принципу аналого-цифрового преобразования и передает результат в решающий блок 8 для регистрации.

По окончании взрывания зарядов в памяти решающего блока будет зафиксировано количество взрывов и пеленг каждого взрыва. Если не все планируемые заряды взорвались, то методом исключения определяется пеленги невзорвавшихся зарядов, т. е. их местоположение.

На рис. 4.11 показано одновременное взрывание нескольких зарядов с малым интервалом замедления.

При одновременном взрывании нескольких зарядов количество невзорвавшихся зарядов определяют по амплитуде, которую измеряют с помощью измерительного блока 9, путем сравнения с амплитудой одного. двух и т. д. взрывов, причем количество невзорвавшихся зарядов определяют вычитанием взорвавшихся зарядов от общего количества подрываемых зарядов при взрыве с одного направления (пеленга).

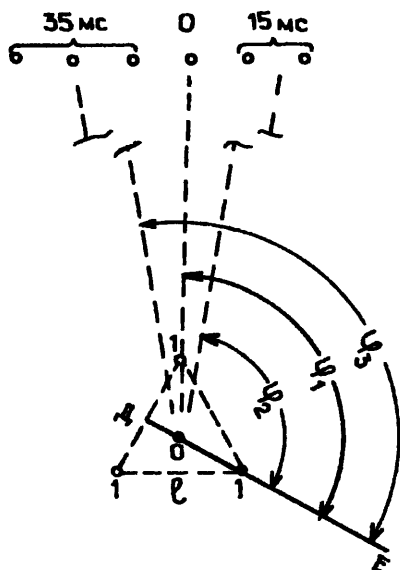


Рис. 4.11. Схема контроля коротко-замедленного взрывания скважин

При этом местонахождение (пеленг) невзорвавшегося заряда определяется ориентировочно.

Высокая точность определения пеленга будет в том случае, когда точка взрыва и равносторонний треугольник с сейсмопреобразователями размещен в одной плоскости. С увеличением угла между направлением на взрыв и плоскостью размещения треугольника с сейсмопреобразователями увеличивается ошибка в определении пеленга, которая при 20° достигает 8 %.

4.6. Способ и устройство для автоматического определения координат очагов внезапных выбросов на тонких пластах

За последние двадцать лет удароопасность каменноугольных шахт значительно возросла. Это обусловлено такими факторами, как увеличение степени подработки пластов и увеличение глубины работ. Надежным способом определения удароопасности до настоящего времени является контрольное бурение. Однако трудоемкость и высокая стоимость контрольного бурения весьма велики, поэтому интерес

к созданию более дешевых способов контроля удароопасности остается очень высоким. Еще большую ценность приобретает тот способ, с помощью которого имеется возможность определять зоны прогнозируемых внезапных выбросов в очистном забое. Одним из наиболее перспективных методов определения зоны прогнозируемых внезапных выбросов многие исследователи считают метод, основанный на локации сейсмоакустических источников, возникающих в перенапряженных точках (выбросоопасных зонах) угольного пласта. Но в связи с отсутствием теоретических разработок по локации сейсмоакустических источников, существующие методики и средства не позволяют формализовать и автоматизировать этот процесс.

Проведенные исследования, результаты которых опубликованы в работах [108, 116, 117] показали, что имеется реальная возможность сейсмоакустическим методом определять зоны повышенной выбросоопасности в режимах реального времени. Для этого необходимо использовать теоретические разработки, выполненные в главе 4.1.

На рис. 4.1. представлен чертеж, поясняющий суть использованной теоремы: a – сторона равностороннего треугольника ABC ; φ – угол между биссектрисой AD (начало отсчета) и UV ; S_1, S_2, S_3 – проекции сторон треугольника ABC на прямую UV .

Если учесть, что сейсмосигнал к равностороннему треугольнику может приходить в плоскости с любого направления в пределах от 0 до 360° , то по аналогии с проекциями сторон треугольника закон изменения для задержек времени будет

$$t_1 = \frac{l}{V} \sin(60^\circ + \varphi), \quad t_2 = \frac{l}{V} \sin \varphi, \quad t_3 = \frac{l}{V} \sin(60^\circ - \varphi). \quad (4.20)$$

Если задержки времени каким-либо методом измерены, то угол определяется однозначно по любому из трех уравнений, например

$$\varphi = \arcsin \frac{t_2}{T}, \quad (4.21)$$

где φ – угол между заданным началом отсчета (биссектриса AD) и направлением прихода сигнала; т. е. направление на выбросоопасную

зону; $\frac{l}{V} = T$ – время прохождения сигналом пути, равного длине

стороны равностороннего треугольника ABC, т. е. максимальная задержка времени.

Однако наибольшая точность при определении азимутального угла (пеленга) φ достигается при использовании наименьшей задержки времени, так как при малых значениях задержек времени имеют место наибольшие линейность и скорость изменения функции.

На рис. 4.12 показан горизонтальный разрез горной выработки, включающий угольный массив 1, забой 2, кровлю выработки 3, источник 4 сейсмоакустических сигналов, сейсмопреобразователи первой группы 5 и второй группы 6, центры первой группы сейсмопреобразователей 7 и второй группы 8, пеленг на источник сейсмоакустических сигналов первой группы сейсмопреобразователей 9 и второй группы 10.

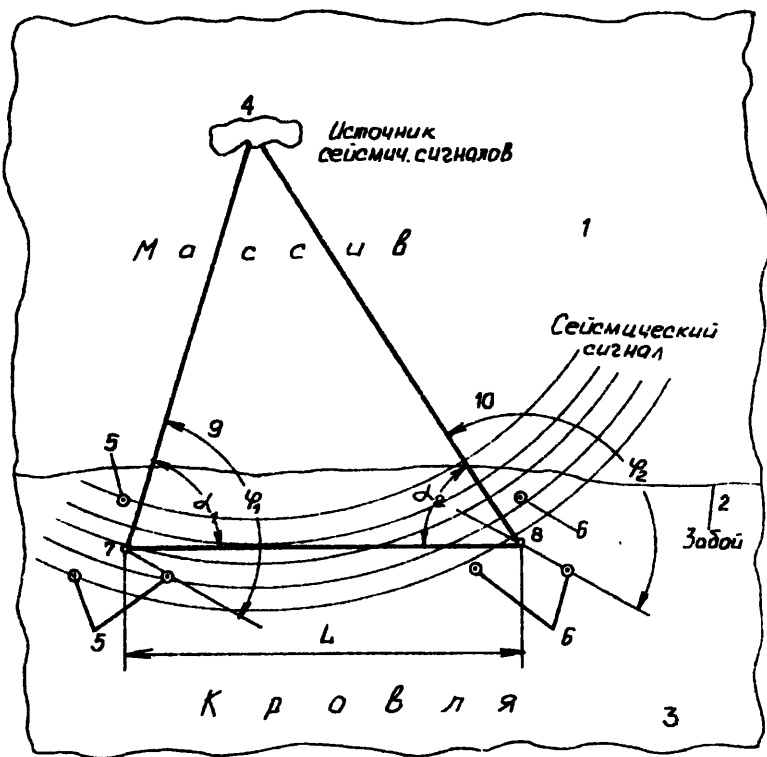


Рис. 4.12. Схема определения местоположения очага прогнозируемого внезапного выброса

Способ реализуется следующими операциями. Измеряют скорость V распространения сейсмоакустических сигналов в среде, задают частоту f тактовых электрических импульсов, с помощью которых измеряют временные задержки, определяют длину стороны l равно- стороннего треугольника по формуле $l/100 \geq V/f$ размечают в шахте перед забоем, например, в кровле два равносторонних треугольника, центры которых 7 и 8 разнесены в пространстве, измеряют расстояние между центрами, ориентируют треугольники в плоскости ожидаемых внезапных выбросов, устанавливают сейсмопреобразователи в вершинах треугольников, измеряют обособленно в вершинах каждого треугольника временные задержки с помощью тактовых электрических импульсов, вводят задержки в память вычислителя, принимают за начало отсчета пеленга прогнозируемого выброса одноименные биссектрисы треугольников, временные задержки прихода сигнала в вершины каждого треугольника в зависимости от направления (пеленга) описывают формулами (4.21), пеленг φ для каждого треугольника (φ_1 – для первого и φ_2 – для второго) находят по алгоритму

$$\varphi = \arcsin (t_2/T) \text{ при } t_1 \geq t_2,$$

$$\varphi = 120^\circ - \arcsin (t_1/T) \text{ при } t_2 > t_1,$$

$$\varphi = 120^\circ + \arcsin (t_3/T) \text{ при } t_2 \geq t_3,$$

$$\varphi = 240^\circ - \arcsin (t_2/T) \text{ при } t_3 > t_2,$$

$$\varphi = 240^\circ - \arcsin (t_1/T) \text{ при } t_3 \geq t_1,$$

$$\varphi = 360^\circ - \arcsin (t_3/T) \text{ при } t_1 > t_3,$$

строят треугольник на основании $L = 7-8$ и двух пеленгах на источник, пересекающихся в точке 4, вычисляют углы между основанием и пеленгами $\alpha_1 = \varphi_1 - 30^\circ$, $\alpha_2 = 210^\circ - \varphi_2$, принимают оси прямоугольной системы координат с центром 7, совмещая ось абсцисс X с основанием треугольника L , вычисляют сторону треугольника $S = 4-7$

$$S = \frac{L \cdot \sin \alpha_2}{\sin(180^\circ - \alpha_1 - \alpha_2)}, \quad (4.22)$$

а затем вычисляют координаты

$$x_1 = S \cdot \sin(90^\circ - \alpha_1), \quad (4.23)$$

$$y_1 = S \cdot \cos(90^\circ - \alpha_1), \quad (4.24)$$

регистрируют сейсмоакустические сигналы непрерывно и по максимальному количеству одинаковых координат за промежуток времени определяют координаты прогнозируемых внезапных выбросов. На рис. 4.13 представлена схема устройства, реализующего способ, где

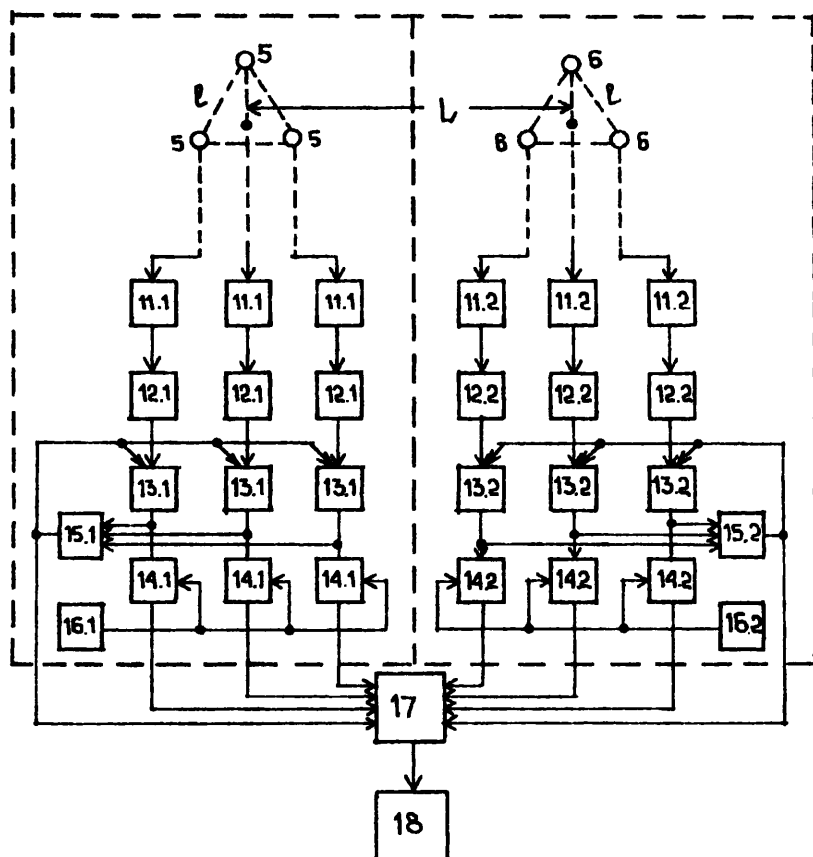


Рис. 4.13. Блок-схема устройства определения координат

показаны схемы измерения временных задержек прихода сигналов в разные каналы приема, сейсмопреобразователи 5 и 6, усилители 11.1–11.2, компараторы 12.1–12.2, триггеры 13.1–13.2, счетчики импульсов 14.1–14.2, схема совпадения 15.1–15.2, генератор тактовых импульсов 16.1, 16.2, вычислительный блок 17, регистрирующее устройство 18. Устройство для определения координат прогнозируемых внезапных выбросов снабжено вычислительным блоком и двумя схемами измерения временных задержек, каждая из которых содержит схему совпадения, генератор тактовых импульсов и три параллельные цепочки, каждая из которых содержит последовательно соединенные сейсмопреобразователи через усилитель с компаратором, триггер и счетчики импульсов, при этом выходы триггеров соединены с входами схемы совпадения, выход которой соединен со вторыми входами триггеров и вычислительным блоком, включенным между блоком регистрации и счетчиками, подключенными к генератору тактовых импульсов.

Устройство работает следующим образом.

Сейсмоакустические сигналы принимаются сейсмопреобразователями 5 и 6. Сигнал сначала достигает ближнего к источнику сейсмопреобразователя, включенного, например, в группу 5, преобразуется в электрический сигнал и усиливается в усилителе 11.1. Если величина сигнала превосходит заданный уровень, он проходит через компаратор 12.1 на вход триггера 13.1. Триггер опрокидывается и дает разрешение счетчику 14.1 вести счет импульсов, вырабатываемых генератором тактовых импульсов 16.1 и поступает сигнал на вход схемы совпадений 15.1. Через некоторое время сигнал от источника достигает следующего преобразователя 5, включенного в другую цепочку той же схемы. При этом как и в предыдущем случае, срабатывают аналогичные элементы и в результате счетчик 14.1 начинает считать импульсы, вырабатываемые генератором тактовых импульсов 16. С приходом сигнала от источника к третьему сейсмопреобразователю 5, включенному в цепочку той же схемы соответственно срабатывают все элементы этой цепочки, включая триггер 13.1. При этом на входе схемы совпадений 15.1 одновременно будут присутствовать три сигнала, она сработает и возвратит все три триггера 13.1 в исходное состояние, а вычислительный блок 17 считает показания счетчиков этой

схемы. После этого схема будет готова к приему следующего сигнала, а вычислительный блок 17, по данным счетчиков 14.1 схемы вычисляет пеленг φ_1 источника сейсмических сигналов. Через некоторый промежуток времени или одновременно сейсмический сигнал от источника достигнет сейсмопреобразователей 6 другой схемы. При этом в аналогичной последовательности сработают параллельные цепочки и элементы схемы, а вычислительный блок 17 по данным счетчиков 14.2 схемы вычисляет еще один пеленг φ_2 по тому же алгоритму, но с новыми задержками времени. Затем в блоке 17 вычисляются углы α_1 , α_2 и координаты источника x_1 , y_1 .

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МЕСТОПОЛОЖЕНИЯ СЕЙСМОАКУСТИЧЕСКИХ ИСТОЧНИКОВ В ПРОСТРАНСТВЕ

5.1. Определение пеленга на источник сейсмоакустических импульсов

При рассмотрении примеров определения пеленга φ на источник сейсмоакустического импульса в полупространстве по алгоритму (рис. 4.8) было выявлено существование ошибки $\Delta\varphi$. Причем, чем больше угол места β (угол между плоскостью расположения равностороннего треугольника и прямой, проходящей через источник и центр равностороннего треугольника), тем больше абсолютная величина ошибки $\Delta\varphi$. Так, например, при $\beta = 20^\circ$ ошибка $\Delta\varphi = 6^\circ$. В связи с этим, нами были разработаны 2 метода определения пеленга φ на источник сейсмоакустической эмиссии, устранивающие ошибку $\Delta\varphi$ [118–122].

1-й метод. Для рассмотрения этого метода обратимся к чертежу (рис. 5.1), на котором изображено изменение проекций сторон равностороннего треугольника в зависимости от пеленга φ . На основании этого чертежа приходим к выводу, что при изменении угла места β изменяются проекции сторон равностороннего треугольника по определенному закону. С увеличением угла места β все проекции сторон треугольника на вращающуюся прямую UV уменьшаются соответственно. Но как видно из рис. 5.1, уменьшение обеих малых проекций сторон треугольника влечет за собой изменение пеленга. Причем уменьшение одной из них (S_3) влечет уменьшение пеленга (φ_2), а уменьшение второй (S_1) к увеличению пеленга (φ_1). Установлено, что величина уменьшения пеленга φ_2 , найденного по одной проекции (S_1) равна величине увеличения пеленга φ_1 , найденного по другой проекции (S_1), т. е. $\varphi_1 - \varphi = \varphi - \varphi_2$. Отсюда следует, что действительный (уточненный) пеленг на источник может быть определен по формуле

$$\varphi = (\varphi_1 + \varphi_2) / 2. \quad (5.1)$$

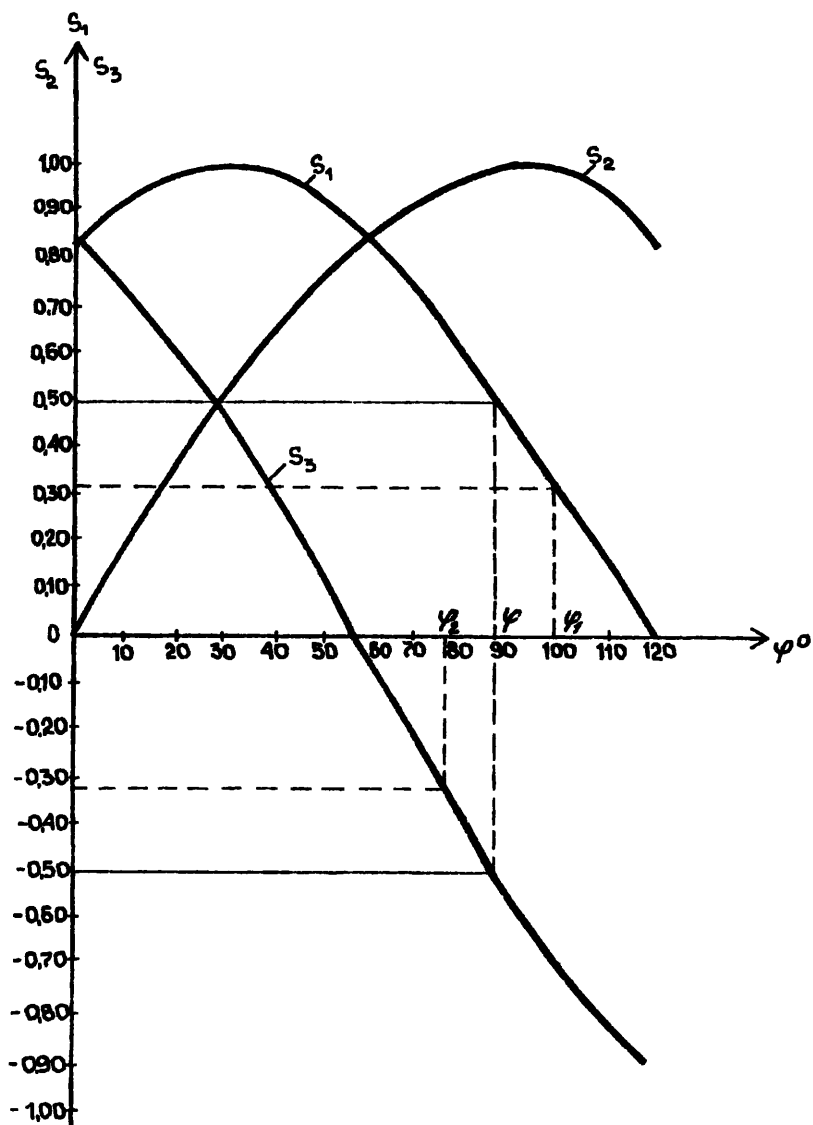


Рис. 5.1. Изменение проекций сторон равностороннего треугольника в зависимости от угла φ

Из рис. 4.1 и 5.1 следует также второе важное заключение: наибольшая проекция равна сумме двух других проекций, т. е.

$$\text{при } \varphi = 0 \div 60^\circ \text{ и } \varphi = 300 \div 360^\circ \quad S_1 = S_2 + S_3,$$

$$\text{при } \varphi = 60 \div 180^\circ \quad S_2 = S_1 + S_3,$$

$$\text{при } \varphi = 180 \div 300^\circ \quad S_3 = S_1 + S_2.$$

Поскольку закон изменения задержек времени в зависимости от направления прихода сигнала соответствует рассмотренному закону изменения проекций, то для задержек можем записать

$$t_1 = t_2 + t_3 \text{ при } \varphi = 0 \div 60^\circ \text{ и } \varphi = 300 \div 360^\circ,$$

$$t_2 = t_1 + t_3 \text{ при } \varphi = 60 \div 180^\circ,$$

$$t_3 = t_1 + t_2 \text{ при } \varphi = 180 \div 300^\circ.$$

Основываясь на приведенных рассуждениях был разработан алгоритм (рис. 5.2) для определения пеленга φ на источник сейсмоакустических импульсов, в котором используются обе малые задержки.

В алгоритме t_1 , t_2 , t_3 – задержки времени, измеренные количеством электрических импульсов. Количество импульсов находится в счетчиках специального устройства, реализующего предложенный метод. Однако, нужно иметь ввиду, что разработанное устройство непосредственно измеряет только две задержки и количество сосчитанных импульсов в двух счетчиках соответствует величине этих задержек. Но показания одного (третьего) счетчика, который включен в канал с датчиком, расположенным от очага дальше двух других, равны нулю, хотя действительная величина недостающей задержки не равна нулю, а равна разности двух измеренных задержек (см. рис. 5.1), где S_1 пропорционально t_1 , S_2 пропорционально t_2 , S_3 пропорционально t_3 . Таким образом, в алгоритме мы принимаем для неизмеренной устройством задержки не ее действительную величину, а показание счетчика, равное нулю. Следовательно, если в алгоритме какая-то из трех задержек времени равна нулю, то это значит, что эта задержка для данного направления (пеленга) устройством просто не измеряется. Однако методика определения пеленга φ при этом не ухудшается, а даже несколько упрощается, об этом свидетельствует приведенный алгоритм.

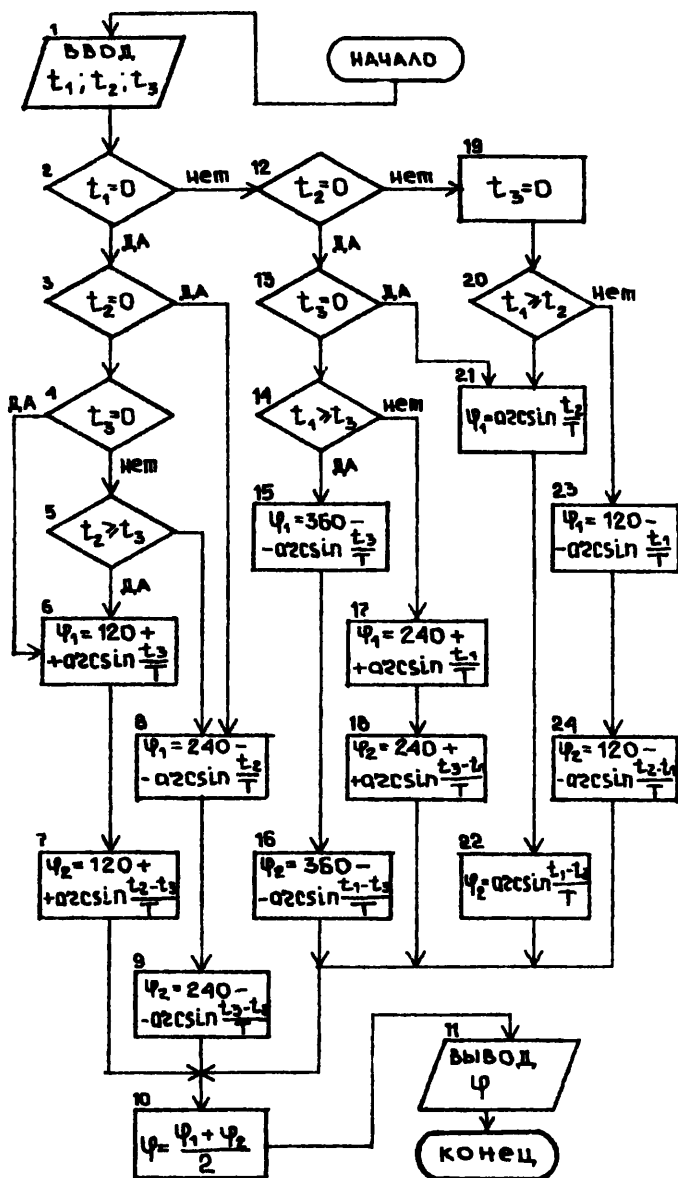


Рис. 5.2. Алгоритм определения пеленга на источник в пространстве

Анализ показывает, что хорошая точность определения пеленга (отклонение не превышает 3 % от действительной) наблюдается в том случае, если значения малых задержек отличаются друг от друга не более чем на 25 %.

2-й метод. Мысль о возможности разработки этого метода зародилась, когда было выяснено, что при изменении угла места β и постоянном пеленге φ две малые задержки времени изменяются пропор-

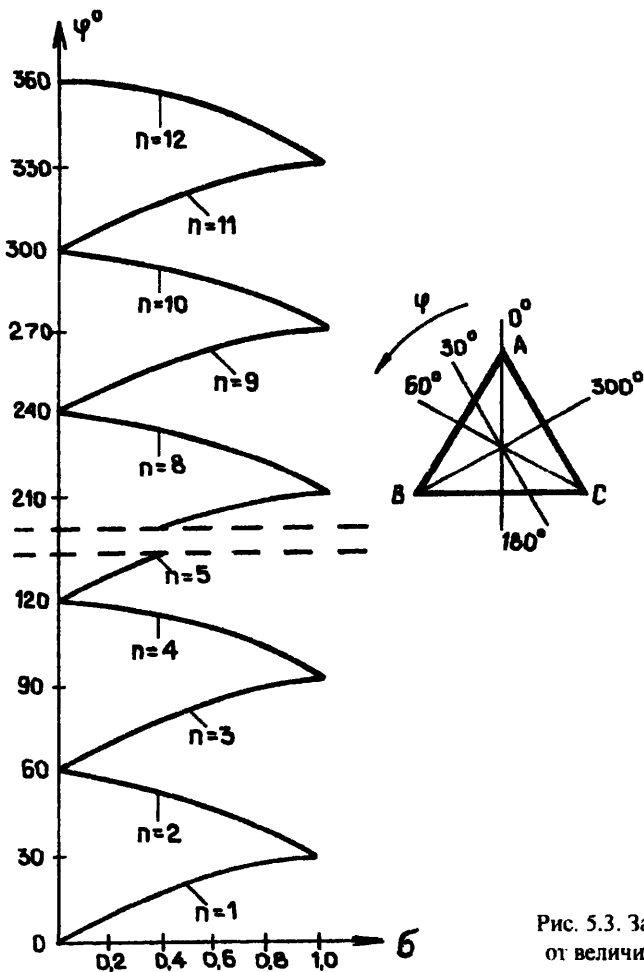


Рис. 5.3. Зависимость пеленга φ от величины σ в пространстве

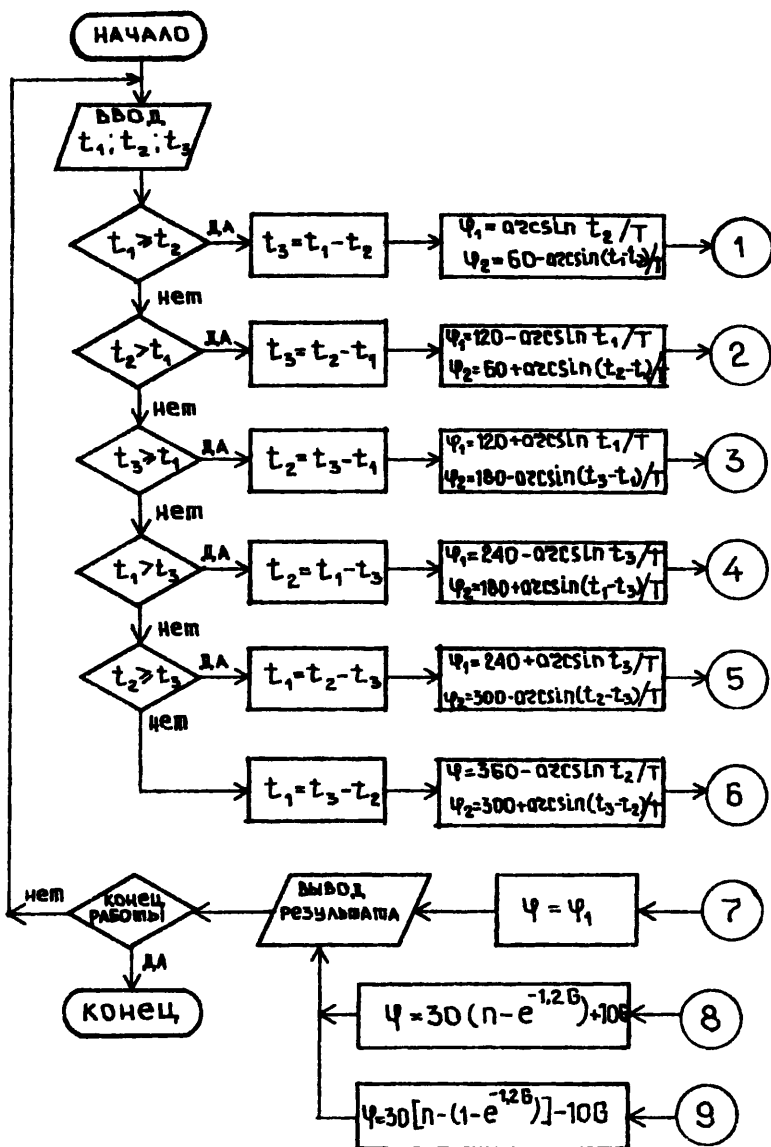
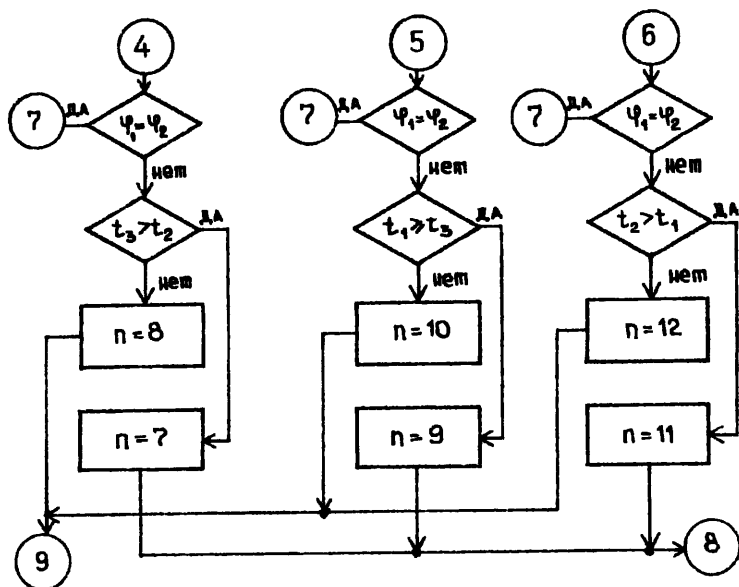
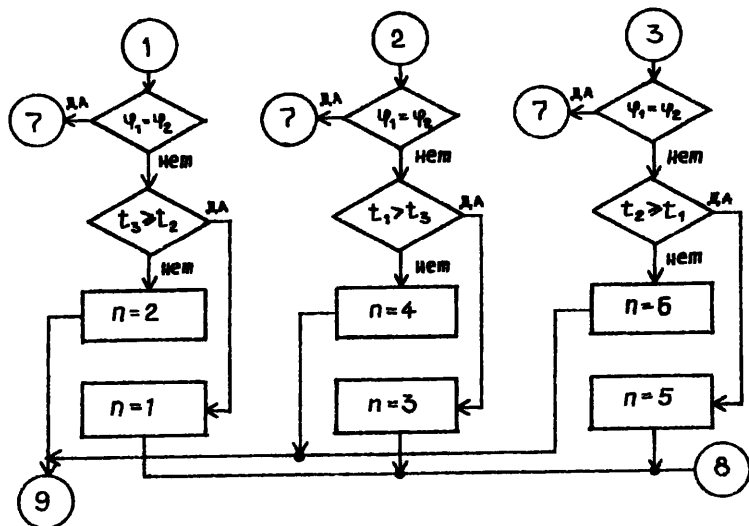


Рис. 5.4. Алгоритм определения



ционально своим первоначальным величинам. Это позволило предположить, а затем и доказать, что при постоянном φ и изменении угла места β от 0 до 90° отношение наименьшей задержки времени к меньшей задержке времени есть величина постоянная.

В связи с этим, относительно заданного начала отсчета (биссектриса AD) была построена зависимость

$$\varphi = f(\sigma), \quad (5.2)$$

где σ выражает отношение наименьшей задержки времени к меньшей задержке времени.

На основании построенного графика были найдены экспериментальные формулы, которые по измеренным задержкам времени позволяют определить пеленг φ :

$$\varphi = 30^\circ (n - e^{-1,2\sigma}) + 10\sigma, \quad (5.3)$$

$$\varphi = 30^\circ [n - (1 - e^{-1,2\sigma})] - 10\sigma, \quad (5.4)$$

где n – порядковый номер 30-градусного сектора круга, центр которого совпадает с центром равностороннего треугольника, а отсчет порядковых номеров производится от биссектрисы начала отсчета против часовой стрелки.

В формуле (5.3) используются нечетные порядковые номера секторов, а в формуле (5.4) – четные номера.

Нахождение порядкового номера 30-градусного сектора по измеренным задержкам времени выполняется в разработанном алгоритме для определения пеленга на источник сейсмоимпульсов, который приводится на рис. 5.4.

Точность определения пеленга φ по второму методу не ниже 2 % при любых соотношениях значений задержек времени.

Таким образом, в пределах от 0 до 360° при известных задержках времени и известном порядковом номере сектора n может быть определено значение пеленга φ на сейсмоакустический источник по одному из разработанных методов с высокой степенью точности.

На основании исследований, выполненных выше, решена задача по нахождению пеленга φ на источник акустических сигналов для двух случаев:

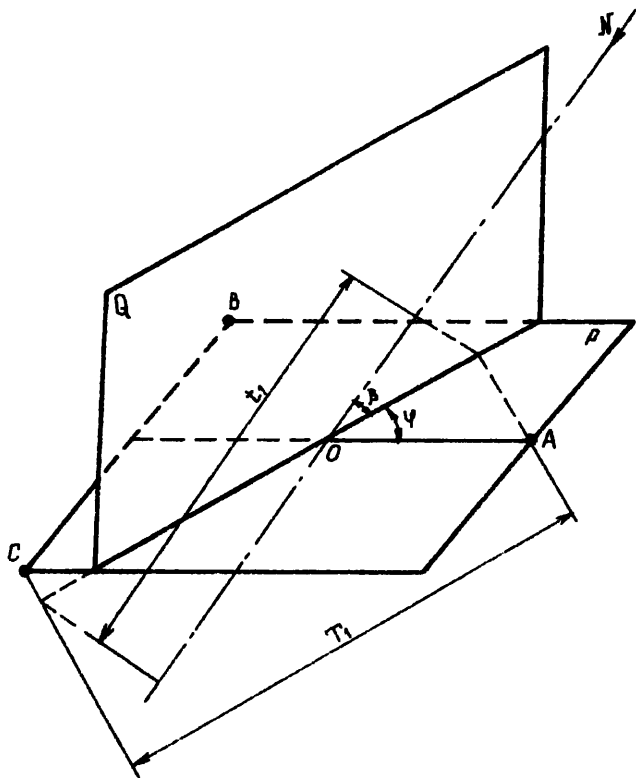
1) источник сигналов и равносторонний треугольник расположены в одной и той же плоскости (угол места $\beta = 0$);

2) источник сигналов и равносторонний треугольник расположены в разных плоскостях (угол места $\beta \neq 0$). В связи с этим, естественно, встает новая задача – определение угла места β . Решение этой задачи значительно расширило бы возможности, позволило бы определить местоположение источника сигналов в пространстве.

Оказывается, что поставленная задача разрешима. Развивая теорию о проекциях сторон равностороннего треугольника на прямую, вращающуюся вокруг его центра, был разработан метод определения угла места β на источник акустических сигналов, который изложен в работах [118, 123–124].

На рис. 5.5 представлен пояснительный чертеж определения угла места β , где P – горизонтальная плоскость; Q – вертикальная плоскость;

Рис. 5.5. Схема определения угла места β на источник излучения



А, В и С – вершины равностороннего треугольника; φ – уточненный пеленг (азимут) источника сигналов; t_1 – измеренная задержка времени; T_1 – задержка времени для уточненного азимута; N – направление прихода сигнала.

Как отмечалось выше, с увеличением угла места β между направлением прихода сейсмоакустического сигнала N и плоскостью равностороннего треугольника ABC происходит уменьшение величин измеряемых задержек времени t_1 по сравнению с теми задержками, величина которых соответствовала бы условию – угол места $\beta = 0$. На рис. 5.5 показана для условия $\beta = 0$ одна из трех задержек времени T_1 , которая аналогична t_1 .

Задержка времени T_1 может быть найдена расчетным путем. В предложенном методе она названа задержка-аналог. При известном уточненном значении азимута φ и измеренной задержке времени t_1 задержка-аналог в соответствии с основополагающей теоремой, определяется из соотношения

$$T_1 = T \cdot \sin(60^\circ + \varphi), \quad (5.5)$$

а угол места

$$\beta = \arccos(t_1/T_1). \quad (5.6)$$

Если взять измеренную задержку t_2 , то соответственно задержку-аналог определяют из выражения

$$T_2 = T \cdot \sin \varphi, \quad (5.7)$$

а угол

$$\beta = \arccos(t_2/T). \quad (5.8)$$

И наконец, если взять задержку t_3 , то задержку-аналог определяют по формуле

$$T_3 = T \cdot \sin(60^\circ - \varphi), \quad (5.9)$$

а угол места

$$\beta = \arccos(t_3/T). \quad (5.10)$$

5.2. Определение координат источника сейсмоакустической эмиссии

На основе полученных выше результатов можно перейти к решению задачи по определению пространственных координат источника сейсмоакустической эмиссии в локальной прямоугольной системе отсчета. Основные положения такого подхода изложены в работах [108, 116, 118, 123]. Они базируются на доказанной теореме о проекциях сторон треугольника на прямую, совпадающую с его биссектрисой.

В предложенном техническом решении измеряются не проекции сторон треугольника, а задержки времени t_1, t_2, t_3 прихода сейсмоакустического сигнала в вершины равностороннего треугольника (см. рис. 4.2).

В соответствии с решаемой задачей на рис. 5.6 представлена схема размещения сейсмоприемников в пласте. Здесь В – источник сейсмоакустического сигнала; O_1 и O_2 – центры равносторонних треугольников; φ_3 и φ_4 – азимуты; α_1 и α_2 – углы между азимутальными прямыми и прямой O_1O_2 , соединяющей центры равносторонних треугольников; L – расстояние между центрами треугольников. Треугольник O_1BO_2 в прямоугольной системе координат x, y на плоскости, в которой ось абсцисс совпадает с O_1O_2 , x_1 и y_1 – координаты (абсцисса и ордината) источника В.

Если задержки времени каким-либо методом измерены, то согласно рис. 4.2 угол φ однозначно определяется по формуле (4.6).

Если источник сейсмоакустических импульсов расположен не в плоскости треугольника, то, как отмечалось пеленг φ определяется с некоторой ошибкой. Для устранения этой ошибки необходимо использовать первый или второй методы, которые описаны в главе 5.1 и определить значение уточненного пеленга (азимута).

После определения уточненных азимутов φ_3 и φ_4 для каждого треугольника, образуют треугольник $O_1B_1O_2$ из прямой $O_1O_2 = L$ и двух азимутальных лучей на источник, пересекающихся в точке B_1 , вычисляют углы между этими лучами и прямой O_1O_2 по формулам

$$\alpha_1 = \varphi_3 - 30^\circ, \alpha_2 = 210^\circ - \varphi_4, \quad (5.11)$$

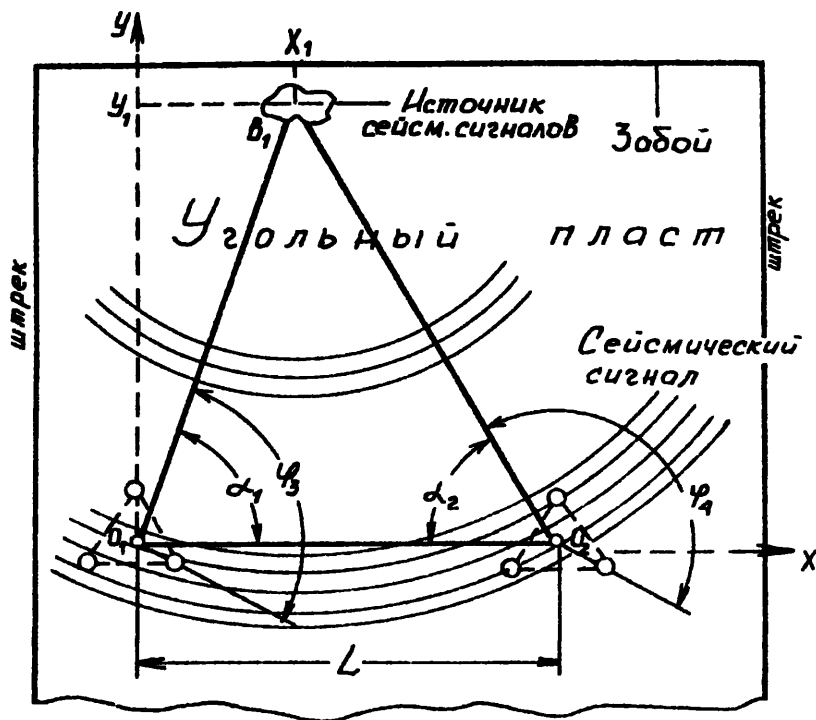


Рис. 5.6. Схема размещения сейсмоприемников в угольном пласте

принимают оси прямоугольной системы координат с центром O_1 , совмещая плоскость координат yx с плоскостью этого треугольника, а ось абсцисс x с O_1O_2 , вычисляют сторону треугольника $S = O_1B_1$ по формуле

$$S = \frac{L \cdot \sin \alpha_2}{\sin(180^\circ - \alpha_1 - \alpha_2)}, \quad (5.12)$$

а затем вычисляют координаты x_1 и y_1 (абсциссу и ординату) по формулам

$$\begin{aligned} x_1 &= S \cdot \sin(90^\circ - \alpha_1), \\ y_1 &= S \cdot \cos(90^\circ - \alpha_1). \end{aligned} \quad (5.13)$$

После этого определяют задержки T_1 , T_2 , T_3 для уточненного азимута по формулам

$$T_1 = T \cdot \sin(60^\circ + \varphi), T_2 = T \cdot \sin \varphi, T_3 = T \cdot \sin(60^\circ - \varphi). \quad (5.14)$$

Берут максимальные задержки t_1 и T_1 , что соответствует рис. 5.5 и определяют угол места β по формуле

$$\beta = \arccos t_1/T_1, \quad (5.15)$$

а затем определяют аппликату источника сигнала по формуле

$$z_1 = S \cdot \operatorname{tg} \beta. \quad (5.16)$$

На рис. 5.7 показано местоположение источника сигналов $B(x, y, z)$ в декартовой системе координат.

Рассмотрим конкретный пример расчета по данной методике с указанием числовых значений фиксированных параметров t_1 , t_2 , t_3 , φ , β , S . Для наглядности будем использовать рис. 5.6 и рис. 5.7. Пусть линия O_1O_2 , соединяющая центры установки измерительных

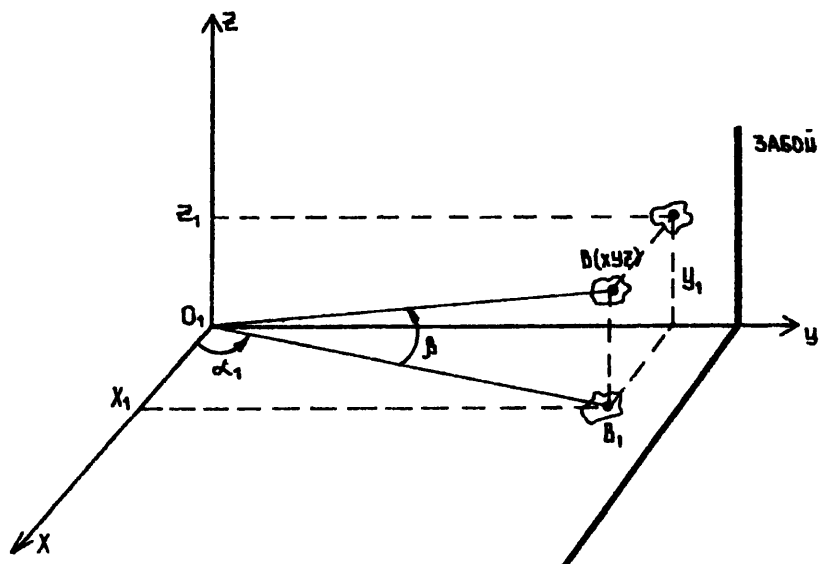


Рис. 5.7. Местоположение источника $B(x, y, z)$ сейсмоакустических сигналов в декартовой системе координат

треугольников расположена от плоскости забоя на расстоянии 100 м; $L = O_1 O_2 = 100$ м; скорость распространения сейсмоимпульса $V = 1500$ м/с; сторона треугольника $l = 1,5$ м, тогда $T = l/V = 1$ м/с – это время, в течение которого сейсмосигнал пройдет путь, равный длине стороны l . Для удобства расчета задержек времени примем частоту следования измерительных электрических импульсов $f = 100$ кГц, тогда $T = 1$ м/с = 100 импульсов. За начало декартовой системы координат принята точка O_1 . Пусть источник сейсмосигналов (очаг прогнозируемого внезапного выброса) излучает сигналы (см. чертеж).

Для первого треугольника с центром O_1 имеем $t_1 = 25$ имп., $t_2 = 95$ имп., $t_2 - t_1 = 70$ имп.

Так как $t_3 = 0$, $t_2 > t_1$, то из алгоритма используем формулы

$$\varphi' = 120^\circ - \arcsin t_1/T = 120 - \arcsin 25/100 = 105^\circ,$$

$$\varphi'' = 60^\circ - \arcsin (t_2 - t_1)/T = 60 - \arcsin 70/100 = 105^\circ,$$

$$\varphi_1 = (\varphi' + \varphi'')/2 = (105 + 105)/2 = 105^\circ,$$

$$\alpha_1 = \varphi_1 - 30^\circ = 105 - 30 = 75^\circ.$$

Строят на чертеже сторону $O_1 B$.

Для второго треугольника с центром O_2 имеем:

$$t_3 = 67 \text{ имп.}, t_2 = 98 \text{ имп.}, t_2 - t_3 = 31 \text{ имп.}$$

Так как $t_1 = 0$, $t_2 > t_3$, то из алгоритма используем формулы

$$\varphi' = 120^\circ + \arcsin t_3/T = 120 + \arcsin 67/100 = 162^\circ,$$

$$\varphi'' = 180^\circ - \arcsin (t_2 - t_3)/T = 180 - \arcsin 31/100 = 180 - 18 = 162^\circ,$$

$$\varphi_2 = (\varphi' + \varphi'')/2 = (162 + 162)/2 = 162^\circ,$$

$$\alpha_2 = 210^\circ - \varphi_2 = 210 - 162 = 48^\circ.$$

Строим на чертеже сторону $O_2 B$. Из за треугольника $O_1 B O_2$, в котором известны сторона $L = O_1 O_2 = 100$ м и два угла α_1 и α_2 , прилежащие к ней, находим длину стороны $O_1 B$, т. е.:

$$O_1 B = S = \frac{L \cdot \sin \alpha_2}{\sin(180^\circ - \alpha_1 - \alpha_2)} = \frac{100 - \sin 48^\circ}{\sin 57^\circ} = \frac{74,6}{0,84} = 81 \text{ м,}$$

а затем вычисляют координаты очага

$$x_1 = S \cdot \sin(90^\circ - \alpha_1) = 81 \cdot \sin 15^\circ = 81 \cdot 0,25 = 20 \text{ м},$$

$$y_1 = S \cdot \cos(90^\circ - \alpha_1) = 81 \cdot \cos 15^\circ = 81 \cdot 0,96 = 77 \text{ м}.$$

Если бы в результате вычислений получилось $\varphi' \neq \varphi''$, а φ – уточненный пеленг отличался от φ' более чем на 2° , то очаг не находится в плоскости треугольника. При этом для определения местонахождения очага прогнозируемого внезапного выброса нужно решать пространственную задачу, т. е. для уточненного пеленга φ (примем его равным 103°) нужно определить максимальную задержку времени для первого треугольника. Измеренная максимальная задержка в нашем случае была $t_2 = 95$ имп. Для уточненного пеленга $\varphi = 103^\circ$ максимальная задержка определяется по формуле

$$T_2 = T \cdot \sin \varphi = 100 \cdot \sin 103^\circ = 97 \text{ имп.}$$

Затем определяем угол места

$$\beta = \arccos t_2/T = \arccos 95/97 = 8^\circ.$$

Определяем третью координату (аппликату)

$$Z = S \cdot \operatorname{tg} \beta = 81 \cdot 0,14 = 11 \text{ м}.$$

Общая математическая модель системы автоматического определения координат сейсмоакустического источника может быть представлена в виде:

$$x = L \cdot \sin \alpha_2 \cdot \cos \alpha_1 / \sin(180^\circ - \alpha_1 - \alpha_2),$$

$$y = L \cdot \sin \alpha_2 \cdot \cos \alpha_1 / \sin(180^\circ - \alpha_1 - \alpha_2),$$

$$z = L \cdot \sin \alpha_2 \cdot \operatorname{tg} \beta / \sin(180^\circ - \alpha_1 - \alpha_2).$$

Здесь L – расстояние между центрами O_1 и O_2 треугольников; $\alpha_1 = \varphi_1 - 30^\circ$ – угол между L и линией положения на сейсмоакустический источник из центра O_1 ; $\alpha_2 = 210^\circ - \varphi_2$ – то же из центра O_2 ; $\varphi_1 = \arcsin(\tau_1/T)$ – пеленг на сейсмоакустический источник из центра O_1 ; $\varphi_2 = \arcsin(\tau_2/T)$ – то же из центра O_2 ; τ_1 – наименьшая временная задержка прихода сигнала к сейсмоприемникам в треугольнике с центром O_1 , измеренная количеством счетных импульсов; τ_2 – то же в

треугольнике с центром O_2 ; $T = a/\vartheta$ – время прохождения сейсмосигналом пути равного стороне треугольников с центрами $O_1(O_2)$; $\beta = \arccos \tau_1/T$ – угол места на сейсмоакустический источник из центра треугольника O_1 ; $T_1 = T \cdot \sin(60^\circ + \varphi_1)$ – временная задержка-аналог

для уточненного пеленга; $a \leq N \frac{\vartheta}{f}$ – длина сторон равносторонних

треугольников с центрами O_1 и O_2 ; ϑ – скорость распространения сейсмосигнала в горном массиве, где установлены сейсмоприемники; N – емкость электронного счетчика; O_1 – начало координат системы.

Структурные схемы реализации математической модели показаны на рис. 5.8.

Критерием оценки работоспособности системы принята точность определения координат сейсмоакустического источника в горном

массиве $\rho = \sqrt{\Delta x^2 + \Delta y^2 + \Delta z^2} < 3,9 \%$.

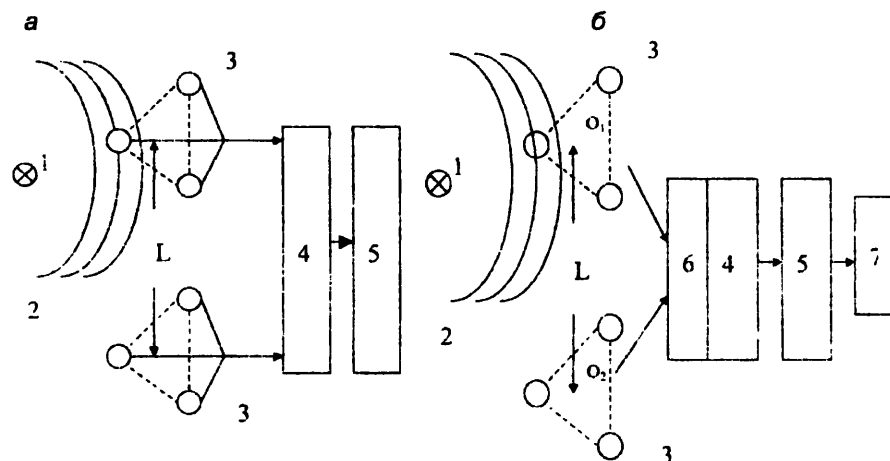


Рис. 5.8 Структурная схема реализации математической модели системы автоматического определения координат САИ:

a – система контроля, *б* – система управления.

- 1 – сейсмоакустический источник, 2 – сейсмоакустический сигнал,
3 – сейсмоприемник, 4 – блок измерения временных задержек τ_1, τ_2, τ_3 ,
5 – блок определения координат (x, y, z), 6 – блок приема радиосигналов,
7 – пускатель электродвигателя

Здесь Δx , Δy , Δz – относительные погрешности по координатам x , y , z . Как видно, предлагаемая математическая модель системы отличается от известных тем, что координаты источника сейсмосигнала определяются в трехмерном пространстве при использовании временных задержек, являющихся переменными входными параметрами.

5.3. Способ и устройство для автоматического определения координат очагов внезапных выбросов на мощных угольных пластах

Определение местоположения очага в мощном угольном пласте представляет собой уже не плоскостную задачу, которая решалась для тонкого пласта, а пространственную. Следовательно, для описания местоположения очага прогнозируемого внезапного выброса в таком пласте необходимо использовать не две, а три координаты.

Поставленная цель достигается тем, что известные операции в способе для тонких пластов будут дополнены следующими новыми операциями: установкой сейсмопреобразователей в угольном пласте с опережением забоя на 100–150 м, обуриванием шпурами забоя в плоскости угольного пласта через 3–5 м на глубину 3–4 м, измерением маркшейдерскими приборами пеленгов между забоем шпура и центрами равносторонних треугольников, установкой возле устья шпура сейсмопреобразователя, созданием в угольном пласте в точке забоя шпура искусственного сейсмоакустического импульса, определением по измеренным задержкам времени для искусственного сейсмоимпульса пеленгов и измерением его амплитуды и скорости распространения в угольном пласте, сравнением этих пеленгов с пеленгами, измеренными маркшейдерскими приборами, и осуществлением тарировки, а также сравнением амплитуды и скорости распространения для искусственных сейсмоимпульсов и определением координат и границ нарушений и инородных включений в угольном пласте в объеме между забоем и линией установки равносторонних треугольников.

Кроме того, определяют для каждого треугольника третью задержку времени и по двум наименьшим задержкам определяют два значения пеленга, определяют для каждого треугольника уточненное (среднеарифметическое) значение пеленга, определяют по уточненным

пеленгам абсциссу и ординату очага, определяют задержку времени для одного из уточненных значений пеленга, определяют угол места очага по расчетной и измеренной задержкам времени, и определяют аппликату очага.

Начальное опережение забоя на 100–150 м принято, чтобы с одной стороны, осуществлялся надежный прием сейсмоакустического сигнала (который при расстояниях свыше 150 м становится ненадежным), а с другой стороны, чтобы перенос сейсмоприемников и их тарировку не требовалось проводить не обоснованно часто (что было бы, если бы расстояния начального опережения составляли меньше 100 м).

Обуривание шпурами забоя в плоскости угольного пласта через 3–5 м обусловлено необходимостью обеспечить прямое прохождение сигнала к датчикам от данных точек бурения шпуров, так, чтобы надежно выявить нарушения во всем объеме угольного пласта, ограниченного плоскостью установки датчиков и забоем.

Бурение шпуров на глубину 3–4 м принято с целью пробуривания разрушенной части пласта из-за прогиба кровли и с целью создания искусственных сейсмоакустических импульсов в целиковой части угольного пласта, чтобы обеспечить надежный прием в каналах устройств.

Основой данного изобретения является теорема о прямой, вращающейся вокруг центра равностороннего треугольника (см. главу 4.1).

В рассматриваемом способе пеленг φ очага прогнозируемого выброса для каждого равностороннего треугольника определяется по алгоритму 1.

$$\varphi' = \arcsin t_2/T \quad \text{при } t_3 = 0, t_1 \geq t_2$$

$$\varphi'' = 60^\circ - \arcsin (t_1 - t_2)/T$$

$$\varphi' = 120^\circ - \arcsin t_1/T \quad \text{при } t_3 = 0, t_2 > t_1$$

$$\varphi'' = 60^\circ + \arcsin (t_2 - t_1)/T$$

$$\varphi' = 120^\circ + \arcsin t_3/T \quad \text{при } t_1 = 0, t_2 \geq t_3$$

$$\varphi'' = 180^\circ - \arcsin (t_2 - t_3)/T$$

$$\varphi' = 240^\circ - \arcsin t_2/T \quad \text{при } t_1 = 0, t_3 > t_2$$

$$\varphi'' = 180^\circ + \arcsin (t_3 - t_2)/T$$

$$\varphi' = 240^\circ + \arcsin t_1/T$$

$$\text{при } t_2 = 0, t_3 \geq t_1$$

$$\varphi'' = 300^\circ - \arcsin (t_3 - t_1)/T$$

$$\varphi' = 360^\circ - \arcsin t_3/T$$

$$\text{при } t_2 = 0, t_1 > t_3$$

$$\varphi'' = 300^\circ + \arcsin (t_1 - t_3)/T$$

$$\varphi = (\varphi' + \varphi'')/2.$$

t_1, t_2, t_3 – задержки времени, измеренные количеством электрических импульсов. Количество импульсов находится в счетчиках специального устройства, реализующего предложенный способ. Однако нужно иметь в виду, что устройство непосредственно измеряет только две задержки и количество сосчитанных импульсов в двух счетчиках соответствующих величине этих задержек. Но показания одного (третьего) счетчика, который включен в канал с датчиком, расположенным от очага дальше двух других, равны нулю, хотя действительная величина недостающей задержки не равна нулю, а равна разности двух измеренных задержек (см. рис. 4.1), где S_1 пропорционально t_1 , S_2 пропорционально t_2 , S_3 пропорционально t_3 . Таким образом, в алгоритме мы принимаем для неизмеренной устройством задержки не ее действительную величину, а показание счетчика, которое равно нулю. Следовательно, если в алгоритме какая-то из трех задержек времени равна нулю, то это значит, что эта задержка для данного направления (пеленга) устройством просто не измеряется. Однако методика определения пеленга и угла места при этом не ухудшается, а даже несколько упрощается.

На рис. 5.9 представлен график, поясняющий изменение задержек и взаимосвязь между пеленгами: t_1, t_2, t_3 – задержки, φ' – первичный пеленг, φ'' – вторичный пеленг, φ – уточненный пеленг, равный среднему арифметическому двух первых.

На рис. 5.10, поясняющем нахождение угла места β , P – горизонтальная плоскость, Q – вертикальная плоскость, A и C – вершины

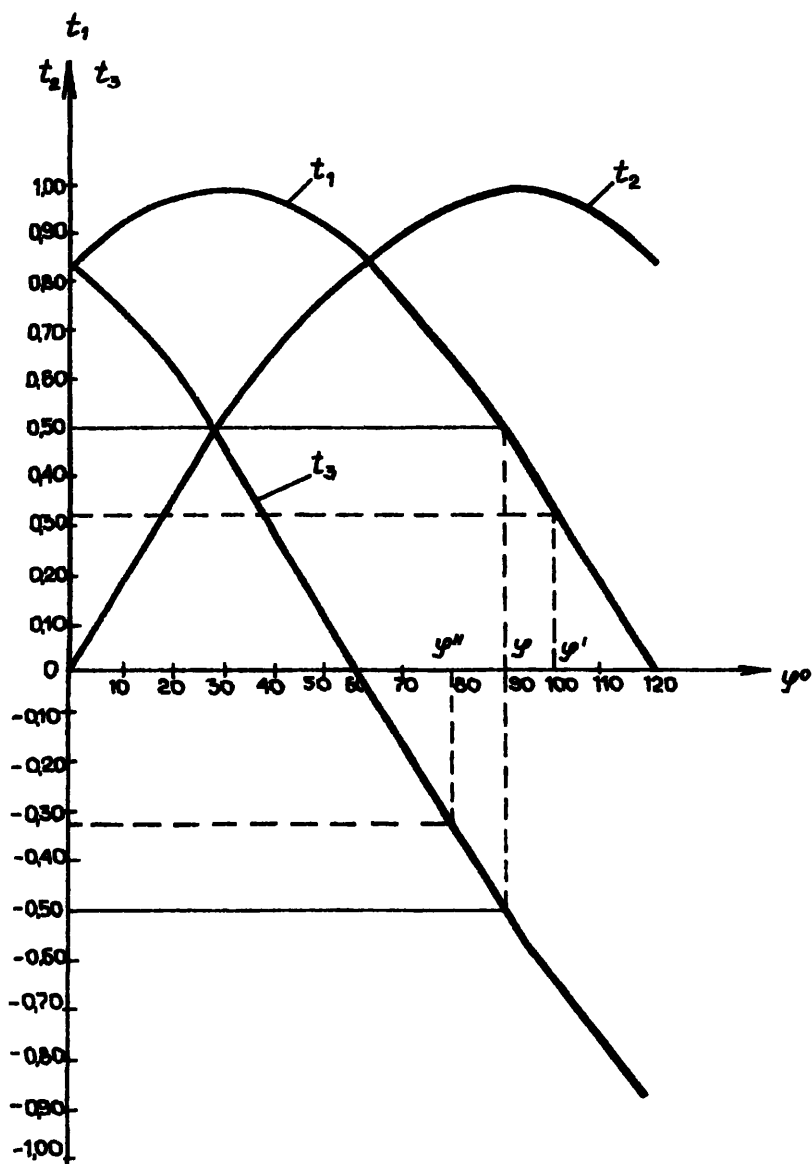


Рис. 5.9. Зависимость задержек времени t_1 , t_2 , t_3 от направления прихода сейсмоакустического сигнала

На рис. 5.11 показан горизонтальный разрез выработки, включающий угольный массив 1, забой 2, почву выработки 3, источник 4 сейсмоакустических сигналов, сейсмопреобразователи первой группы 5 и второй группы 6, центры первой группы сейсмопреобразователей 7 и второй группы 8, пеленг на источник 4 сейсмоакустических сигналов первой группы сейсмопреобразователей 9 и второй группы 10, шпур 11 по длине забоя, сейсмопреобразователь 12 возле устья шнура 11.

Способ реализуется следующими операциями. Измеряют скорость V распространения сейсмоакустических сигналов в среде, задают частоту f тактовых электрических импульсов, с помощью которых

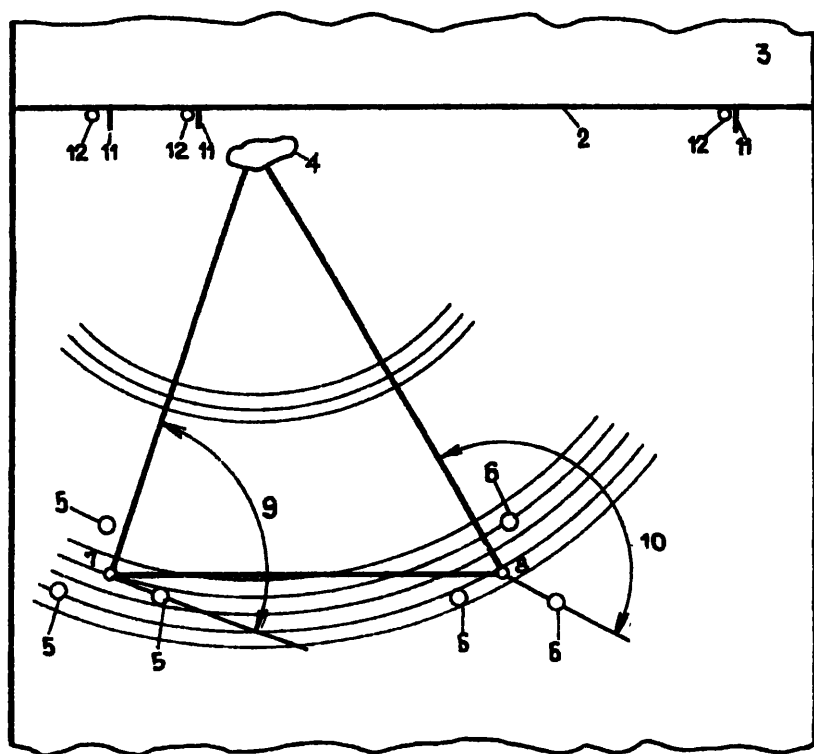


Рис. 5.11. Горизонтальный разрез горной выработки

измеряют задержки времени, определяют длину стороны l равностороннего треугольника по формуле $l/100 \geq V/f$, размечают в шахте в угольном пласте с опережением забоя на 100–150 метров два равносторонних треугольника, центры которых разнесены в пространстве, измеряют расстояние между центрами, ориентируют треугольники в плоскости ожидаемых внезапных выбросов, устанавливают сейсмопреобразователи в вершинах треугольников, обуривают шпурами забой в плоскости угольного массива через 3–5 метров на глубину 3–4 метра, измеряют маркшейдерскими приборами пеленги между забоями шпура и центрами равносторонних треугольников, устанавливают возле устья шпура сейсмопреобразователь, создают в угольном массиве в точке забоя шпура, например, ударом штанги, искусственный сейсмоакустический импульс, измеряют обособленно в вершинах каждого треугольника задержки времени с помощью тактовых электрических импульсов, вводят задержки в память вычислителя, принимают за начало отсчета пеленга прогнозируемого выброса одноименные биссектрисы треугольников, задержки времени прихода сигнала в вершины каждого треугольника в зависимости от направления (пеленга) φ описывают формулами

$$t_1 = \frac{l}{V} \sin(60^\circ + \varphi), \quad t_2 = \frac{l}{V} \sin \varphi, \quad t_3 = \frac{l}{V} \sin(60^\circ - \varphi), \quad (5.17)$$

пеленг φ для каждого треугольника (φ_1 – для первого и φ_2 – для второго) определяют по алгоритму 1, при этом для искусственного сейсмоакустического импульса шлейфовым осциллографом измеряют амплитуды и скорость распространения в угольном массиве, сравнивают пеленги с пеленгами измеренными маркшейдерскими приборами и осуществляют тарировку, а также сравнивают амплитуды и скорости распространения для искусственных сейсмоимпульсов и определяют координаты и границы нарушений и инородных включений в угольном массиве в объеме между забоем и плоскостью установки равносторонних треугольников.

После тарировки и исследования угольного массива регистрируют естественные сейсмоакустические импульсы, вычисляют пеленги источника по алгоритму 1, строят треугольник на основании $L=7 \div 8$ и двух пеленгах на источник, пересекающихся в точке А, вычисляют

углы между основанием и пленками $\alpha_1 = \varphi_1 - 30^\circ$, $\alpha_2 = 210^\circ - \varphi_2$, принимают оси прямоугольной системы координат с центром 7, совмещая ось абсцисс x с основанием треугольника L , вычисляют сторону треугольника

$$S = \frac{L \cdot \sin \alpha_2}{\sin(180^\circ - \alpha_1 - \alpha_2)}, \quad (5.18)$$

а затем вычисляют координаты

$$x_1 = S \cdot \sin(90^\circ - \alpha_1) = S \cdot \cos \alpha_1, \quad (5.19)$$

$$y_1 = S \cdot \cos(90^\circ - \alpha_1) = S \cdot \sin \alpha_1, \quad (5.20)$$

После этого определяют максимальную задержку для пленки φ_1 , первого треугольника по одной из формул

$$T_1 = T \cdot \sin(60^\circ + \varphi), T_2 = T \cdot \sin \varphi, T_3 = T \cdot \sin(60^\circ - \varphi), \quad (5.21)$$

берут соответствующие задержки времени, например t_1 и T_1 , и определяют угол места β по формуле

$$\beta = \arccos t_1 / T, \quad (5.22)$$

а затем определяют аппликату очага по формуле

$$Z = S \cdot \operatorname{tg} \beta, \quad (5.23)$$

регистрируют сейсмоакустические сигналы непрерывно и по максимальному количеству одинаковых координат за промежутки времени, определяют координаты очага прогнозируемого внезапного выброса.

На рис. 5.12 представлена схема устройства, реализующая способ, где показаны схемы измерения задержек времени прихода сигналов в разные каналы приема, сейсмопреобразователи 5 и 6, усилители 13.1–13.2, компараторы 14.1–14.2, триггеры 15.1–15.2, счетчики импульсов 16.1–16.2, схема совпадения 17.1 и 17.2, генератор тактовых импульсов 18.1 и 18.2, вычислительный блок 19, регистрирующее устройство 20. Устройство для определения координат прогнозируемых внезапных выбросов снабжено вычислительным блоком и двумя схемами измерения задержек времени, каждая из которых содержит схему совпадения, генератор тактовых импульсов и три параллельные цепочки, каждая из которых содержит последовательно соединенные сей-

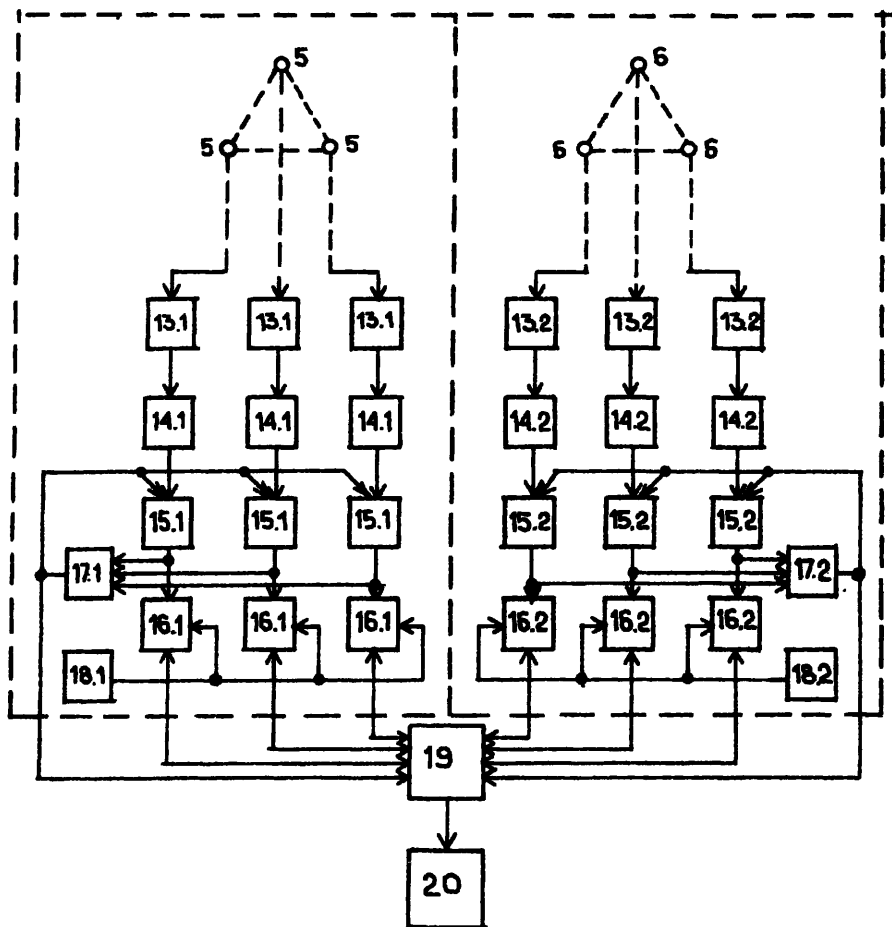


Рис. 5.12. Блок-схема устройства определения местоположения очага в толстых угольных пластах

сμοпреобразователь через усилитель с компаратором, триггер и счетчик импульсов, при этом выходы триггеров соединены с входами схемы совпадения, выход которой соединен с вторыми входами триггеров и вычислительным блоком, включенным между блоками регистрации и счетчиками подключенными к генератору тактовых импульсов. Подробное описание схемы устройства опубликовано в работе [126].

Сейсмоакустические сигналы принимают сейсмопреобразователи 5, 6. Сигнал сначала достигает ближнего к источнику сейсмопреобразователя, включенного, например, в группу 5, преобразуется в электрический сигнал и усиливается в усилителе 13.1. Если величина сигнала проходит через компаратор 14.1 на вход триггера 15.1. Триггер опрокидывается и дает разрешение счетчику 16.1 вести счет импульсов, вырабатываемых генератором тактовых импульсов 18.1 и поступает сигнал на вход схемы совпадения 17.1. Через некоторое время сигнал от источника достигает следующего преобразователя 5, включенного в другую цепочку той же схемы. При этом как и в предыдущем случае, срабатывают аналогичные элементы и в результате счетчик 16.1 начинает считать импульсы, вырабатываемые генератором тактовых импульсов 18.1. С приходом сигнала от источника к третьему сейсмопреобразователю 5, включенному в цепочку той же схемы соответственно срабатывают все элементы этой цепочки, включая триггер 15.1. При этом на входе схемы совпадений 17.1 одновременно будут присутствовать три сигнала, она сработает и возвратит все три триггера 15.1 в исходное состояние, а вычислительный блок 19 считает показания счетчиков этой схемы и сбросит их показания. После этого схема будет готова к приему следующего сигнала, а вычислительный блок 19 по данным счетчиков 16.1 схемы вычисляет пеленг φ_1 источника сейсмоакустических сигналов. Через некоторый промежуток времени или одновременно сейсмоакустический сигнал от источника достигнет сейсмопреобразователей 6 другой схемы. При этом в аналогичной последовательности сработают параллельные цепочки и элементы схемы, а вычислительный блок 19 по данным счетчиков 16.2 схемы вычисляет еще один пеленг φ_2 по тому же алгоритму, но с новыми задержками времени. Затем в блоке 19 вычисляются углы α_1 , α_2 угол места β и координаты источника x_1 , y_1 , z_1 .

Вычислительным блоком 19 может служить, например, микро-ЭВМ СМ-1800, предназначенная для широкого применения в системах контроля. Этот блок предназначен для вычисления пеленгов по предложенному алгоритму 1 и координат прогнозируемого внезапного выброса.

Длина стороны l равностороннего треугольника выбирается в зависимости от скорости распространения сейсмоакустических импульсов в среде V (м/с), частоты следования импульсов f (Гц) генератора 18

тактовых импульсов. При этом для обеспечения требуемой точности 1,5° рекомендуется пользоваться полученным экспериментально соотношением

$$l/100 = V/f. \quad (5/24)$$

Расстояние L между центрами равносторонних треугольников меньше длины забоя.

Для повышения точности работы устройства равносторонние треугольники располагают в одной плоскости, а их основания на одной прямой.

Предложенный способ отличается от существующих тем, что при регистрации сейсмоакустических импульсов, по которым прогнозируют внезапные выбросы, позволяет прогнозировать и определять местоположение очага прогнозируемого выброса в мощных пластах не по двум, а по трем координатам – абсциссе, ординате и аппликате. Это дает возможность высвободить значительную часть ресурсов, занятых в мероприятиях по борьбе с внезапными выбросами, а также сократить время профилактических работ.

Способ позволит выполнять работы по ликвидации очага прогнозируемого внезапного выброса только в том месте, где очаг в действительности находится, а не по всей длине забоя, что существенно удешевит технологию добычи угля.

По оценке специалистов предложенный способ определения координат очагов прогнозируемых внезапных выбросов позволит увеличить время очистных работ на выбросоопасном участке пласта не менее чем в 1,2 раза, что значительно повысит экономическую эффективность работы шахты.

5.4. Способ и устройство для определения местонахождения экскаватора и учета его работы

При создании автоматизированных систем управления на карьерах непременно встает вопрос о контроле местонахождения экскаватора в забое и учете его работы [127–131]. Знание местонахождения экскаватора в забое необходимо, чтобы при добыче полезного ископаемого возможно было осуществлять:

- селекцию полезного ископаемого по известным характеристикам забоя на основании геологоразведочных данных;
- предварительный учет выполненной экскаватором работы.

Традиционный способ [128] определения положения экскаватора в пространстве основан на измерении угла наклона вертикальной плоскости поворотной платформы экскаватора в направлении оси выработки, в котором располагают вертикальную плоскость стрелы экскаватора вдоль оси выработки, а груженный ковш – в зоне очередной точки стояния, измеряют токи в якорных цепях двигателей механизмов тяги ковша, подъема ковша и поворота платформы, длины свешивающихся частей тягового и подъемного канатов, вычисляют фактические значения координат ковша в плоскости стрелы по формулам. По вычисленным значениям сооружают очередную точку стояния, перемещают в нее экскаватор, располагают груженный ковш в прежней точке стояния и фактическое значение очередной точки стояния вычисляют по формулам.

Этот способ сложен и не обеспечивает достаточную точность, так как в расчетные формулы координат входят трудноконтролируемые токи якорных цепей и длины свешивающихся частей канатов, он не может быть формализован, носит дискретный характер измерений и вычислений, требуемые технические средства, реализующие способ, устанавливаются заводом при изготовлении экскаватора.

Способ [129] автоматического учета основных показателей работы экскаватора – драглайна, основанный на измерении тока якорной цепи двигателя механизма подъема ковша и определении цикла экскавации путем контроля последовательного выполнения операций черпания, транспортировки груженого и порожнего ковша. При этом также измеряют нагрузку привода механизма поворота, фиксируют наличие или отсутствие ее, фиксируют работу привода механизма тяги на внешней характеристике, фиксируют направление вращения вала двигателя тяги и определяют при соответствующих условиях операции черпания и транспортировки ковша при существовании определенных условий в течение 2÷5 секунд. Так как токи якоря при транспортировке груженого и порожнего ковша отличаются незначительно, различия этих токов практически не контролируемы, то этот способ не обеспечивает необходимую точность учета показателей работы экскаватора. Кроме

этого способ трудоемок из-за сложности сбора необходимой информации и ее преобразования в искомый результат.

В третьем способе [100] местонахождение экскаватора определяют с помощью датчика, установленного на экскаваторе и связанного с его приводными органами, который измеряет длину пути пройденного экскаватором относительно длины забоя, то есть о местонахождении судят по одной пространственной координате (абсциссе). При прохождении экскаватором единицы длины забоя генерируют высокочастотный сигнал, который передают по кабелю и принимают его на другом конце с помощью приемного блока, определяют направление движения и суммарное время работы экскаватора под нагрузкой.

Однако указанное техническое решение не обеспечивает достаточную точность определения местонахождения экскаватора, так как измеряется только одна координата (абсцисса). Вторым недостатком является то, что для учета выполненной работы экскаватором недостаточно знать только время работы под нагрузкой.

В нашем способе [122] с целью повышения точности определения местонахождения экскаватора в забое и учета выполненной им работы, измеряют дополнительно две пространственные координаты (ординату и аппликату) движения ковша при его резании горного массива в забое. При этом измеряют скорость распространения сейсмоакустических сигналов в горном массиве, задают сторону равностороннего треугольника, размеряют впереди забоя в горном массиве два равносторонних треугольника со стороной l , ориентируют их в горизонтальной плоскости, определяют расстояние между центрами треугольников, размещают в вершинах обоих треугольников сейсмоприемники, принимают от режущего горный массив ковша сейсмоакустические колебания, преобразуют их в электрические сигналы, измеряют задержки времени прихода сейсмического сигнала к сейсмоприемникам треугольников и принимают их значения относительно заданного начала отсчета-биссектрисы треугольника в виде формул (4.5), принимают центр одного из треугольников за начало прямоугольной системы координат, определяют по предложенному алгоритму для каждого треугольника по двум наименьшим задержкам времени, азимутальные значения, для каждого треугольника уточненное значение азимута по экспериментальным формулам, определяют по уточненным азимутам

абсциссу и ординату точки траектории ковша, задержку времени для одного из уточненных значений азимута, угол места ковша по расчетной и измеренной задержкам времени, аппликату ковша, при этом за время резания определяют траекторию движения ковша поначальному, промежуточным и конечному значениям абсцисс, ординат и аппликаты, восстанавливают траекторию предыдущей заходки с значением абсциссы, отличающейся от текущего не более половины ширины ковша и ординаты – не более на толщину стружки, определяют объем срезанной ковшем стружки для всей траектории изменяющихся во времени ординаты и аппликаты при постоянном значении абсцисс и восстановленной траектории предыдущей заходки и измеряют время резания стружки по начальному и конечному значениям аппликаты, измеряют время цикла работы по текущему и предыдущему значениям координат ковша, имеющих одинаковые ординаты и аппликаты, а абсциссы отличаются на ширину ковша, считают количество циклов за время работы и определяют суммарное время резания за смену.

На схеме размещения сейсмоприемников на местности (на рис. 5.13) A – источник сейсмоакустического сигнала; O_1 и O_2 – центры равносторонних треугольников; φ_3 и φ_4 – азимуты; α_1 и α_2 – углы между азимутальными прямыми и прямой $O_1 O_2$, соединяющей центры равносторонних треугольников; L – расстояние между центрами треугольников.

На рис. 5.14 приведен треугольник $O_1 A O_2$ в прямоугольной системе координат xOy на плоскости, где ось абсцисс совпадает с $O_1 O_2$, x_1 и y_1 – координаты (абсцисса и ордината) источника A , α_1 , α_2 – углы между азимутальными направлениями на ковш и прямой, соединяющей центры треугольников.

Устройство, реализующее способ представлено на рис. 5.15. Здесь 1 и 2 – схемы измерения задержек времени поступления сигналов в различные каналы приема, 3, 4 и 5 – каналы приема сеймосигналов и измерения задержек времени, 6 – сейсмоприемник, 7 – усилитель-передатчик, 8 – приемник-преобразователь, 9 – компаратор, 10 – формирователь, 11 – RS-триггер, 12 – двоичный счетчик, 13 – схема совпадения, 14 – генератор тактовых импульсов, 15 – вычислительный блок.

В предложенном способе азимут ковша экскаватора для каждого равностороннего треугольника определяется по алгоритму 1.

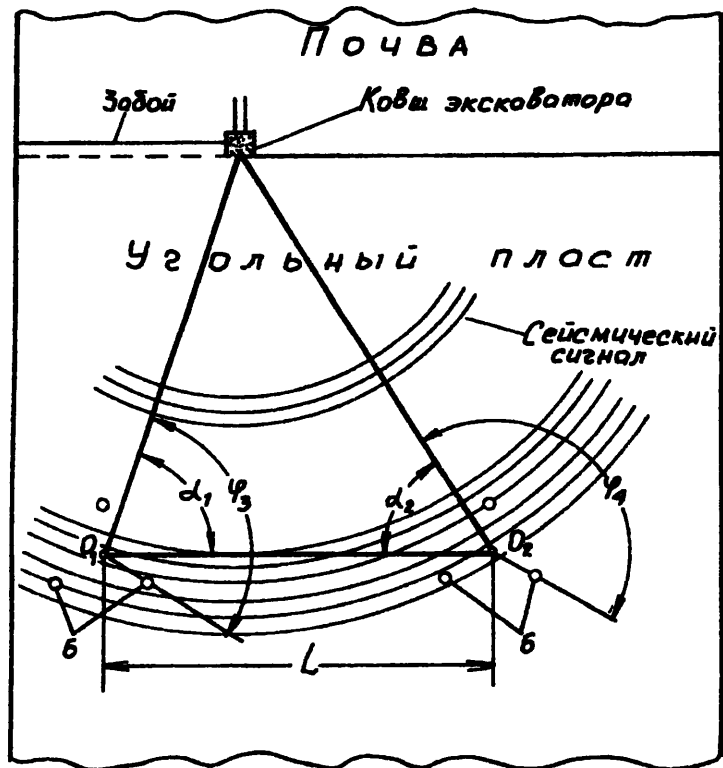


Рис. 5.13. Расположение сейсмодатчиков на контролируемом участке угольного разреза

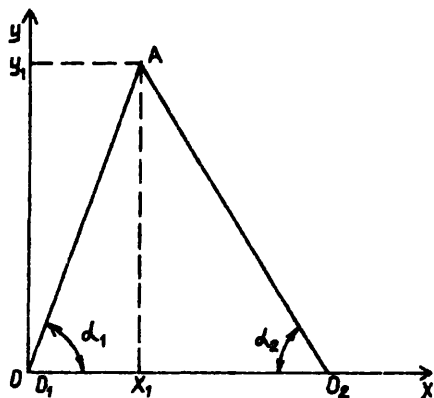


Рис. 5.14. Вспомогательный треугольник для определения местоположения экскаватора в забое

$$\varphi_1 = \arcsin t_2/T \quad \text{при } t_1 \geq t_2$$

$$\varphi_2 = 60^\circ - \arcsin (t_1 - t_2)/T$$

$$\varphi_1 = 120^\circ - \arcsin t_1/T$$

$$\varphi_2 = 60^\circ + \arcsin (t_2 - t_1)/T \quad \text{при } t_2 > t_1$$

$$\varphi_1 = 120^\circ + \arcsin t_1/T$$

$$\varphi_2 = 180^\circ - \arcsin (t_3 - t_1)/T \quad \text{при } t_3 \geq t_1$$

$$\varphi_1 = 240^\circ - \arcsin t_3/T$$

$$\varphi_2 = 180^\circ + \arcsin (t_1 - t_3)/T \quad \text{при } t_1 > t_3$$

$$\varphi_1 = 240^\circ + \arcsin t_3/T$$

$$\varphi_2 = 300^\circ - \arcsin (t_2 - t_3)/T \quad \text{при } t_2 \geq t_3$$

$$\varphi_1 = 360^\circ - \arcsin t_2/T$$

$$\varphi_2 = 300^\circ + \arcsin (t_3 - t_2)/T \quad \text{при } t_3 > t_2$$

$$\text{если } |\varphi_1 - \varphi_2| < 0,5^\circ, \quad \text{то } \varphi = \varphi_1,$$

$$\text{если } |\varphi_1 - \varphi_2| > 0,5^\circ, \quad \text{то } \varphi = (\varphi_1 + \varphi_2)/2.$$

В последнем случае φ определяется с некоторой ошибкой. Для устранения этой ошибки принимают центр равностороннего треугольника за центр окружности, разбивают эту окружность, начиная от биссектрисы начала отсчета, на 12 секторов по 30° каждый, определяют порядковый номер n сектора, в котором находится найденный угол φ по формуле $n = k + 1$, где k — целая часть частного от деления $(\varphi_1 + \varphi_2)/(2 \cdot 30)$. Если сектор n представлен нечетным числом, то азимутальный угол определяется по формуле (5.3), а если n представлен четным числом, то — по формуле (5.4).

Различные значения φ_1 и φ_2 оказываются в том случае, если угол места β неравен нулю, т. е. точка резания (режущая кромка ковша) в момент измерения не находится в плоскости равностороннего треугольника.

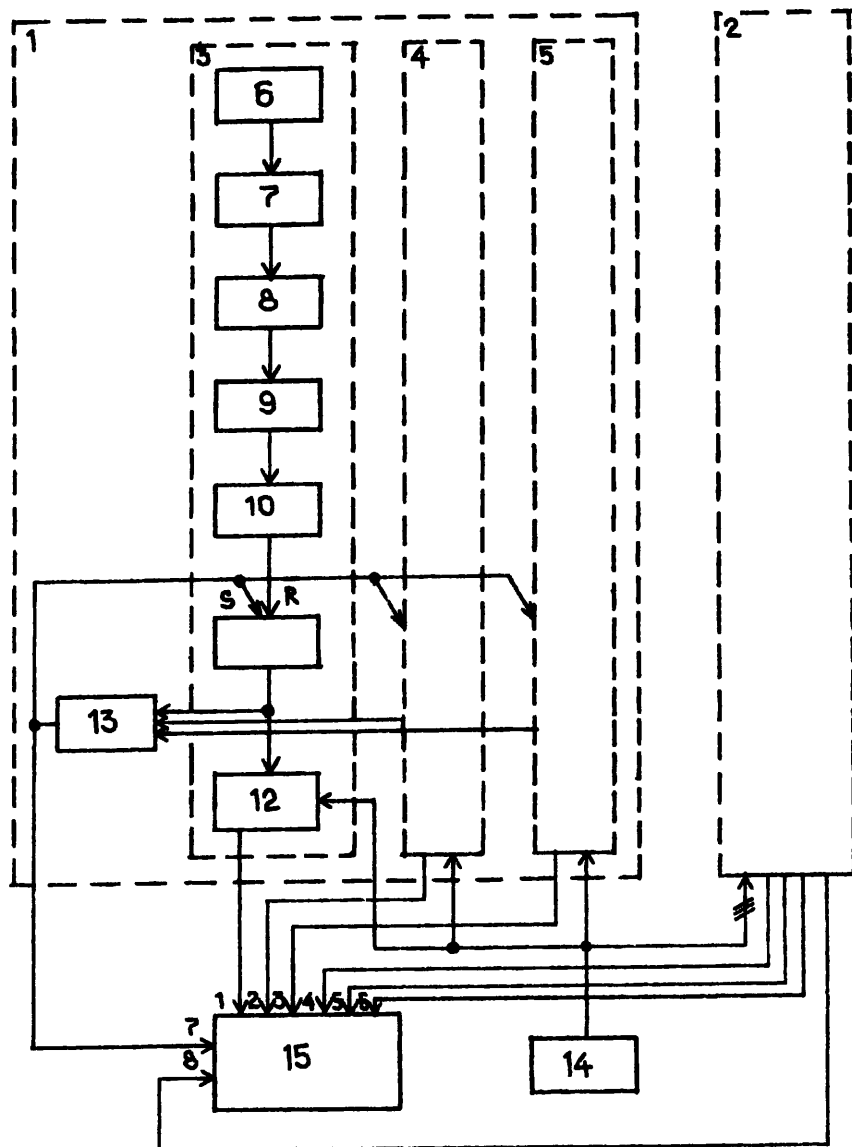


Рис. 5.15. Блок-схема устройства определения местоположения экскаватора в забое

В предложенном способе измеряются только две задержки времени независимо от направления прихода сейсмического сигнала. Так, в соответствии с рис. 5.5 при направлении N измеряются задержки t_1 и t_2 , а t_3 не измеряется, но из этого же рисунка следует, что $t_3 = t_1 - t_2$, т. е. может быть вычислена, если измерены две другие задержки времени. В предложенном алгоритме 1 разность $t_1 - t_2$ для данного направления N используется, но уже не как измеренная величина задержки, а как вычисленная задержка времени. Таким образом в алгоритме 1 для каждого случая в диапазоне $0-360^\circ$ одна из задержек времени вычисляется.

После определения уточненных азимутов φ_3 и φ_4 для каждого треугольника, образуют треугольник O_1AO_2 из прямой O_1O_2 и двух азимутальных прямых на ковш, пересекающихся в точке A ; вычисляют углы между этими прямыми и прямой O_1O_2 по формулам (5.11); принимают оси прямоугольной системы координат с центром O_1 , совмещая плоскость координат xu с плоскостью этого треугольника, а ось абсцисс x с $L = O_1O_2$; вычисляют сторону треугольника по формуле (5.12), а затем вычисляют координаты x_1 и y_1 (абсциссу и ординату) по формулам (5.13).

После этого определяют задержки T_1, T_2, T_3 для уточненного азимута по одной из формул (5.14).

Берут соответствующие максимальные задержки t_1 и T_1 и определяют угол места β по формуле (5.15), а затем определяют аппликату ковша по формуле (5.16).

Объем срезанной ковшем стружки определяют по известной формуле

$$V = \iiint dx dy dz, \quad (5.25)$$

где: dx, dy, dz – приращение соответствующих координат.

Способ реализуется предлагаемым устройством.

Наиболее близким по технической сущности к предлагаемому устройству для определения экскаватора в забое и учета его работы является техническое решение, описанное в работе [132].

В этом решении местонахождение экскаватора определяют по одной координате, а учет работы экскаватора по одному параметру – времени работы экскаватора под нагрузкой. Это устройство представляет

собой одноканальное устройство и содержит датчик, передатчик, приемник, схему совпадения, триггер, счетчик и два индикатора. Данное техническое решение не обеспечивает достаточную точность в определении местонахождения, так как это осуществляется только одной координатой. Вторым недостатком известного устройства является то, что для учета выполненной экскаватором работы недостаточно знать только время работы машины под нагрузкой.

С целью повышения точности определения местонахождения экскаватора в забое и учета выполненной им работы устройство определения местонахождения экскаватора в забое и учета его работы, содержащее один канал, включающий передатчик, соединенный линией связи с приемником, RS-триггер, схему совпадения и счетчик, оно снабжено генератором тактовых импульсов, вычислительным блоком, например микро-ЭВМ, второй схемой совпадения и пятью каналами, которые образуют две схемы передачи информации и измерения задержек времени поступления сейсмосигналов, каждая из этих схем содержит три канала, каждый из которых дополнительно содержит сейсмоприемник, компаратор, формирователь, при этом в канале образуют последовательное соединение сейсмоприемник, передатчик с приемником, компаратор, формирователь, вход R RS-триггера, первый вход счетчика, второй вход всех шести счетчиков подключен к выходу генератора тактовых импульсов, а выходы этих счетчиков подключены к соответствующим шести входам вычислительного блока, при этом входы первой схемы совпадения включены к выходам триггеров первой схемы измерения задержек, а выход этой схемы совпадения к S входам триггеров и седьмой вход вычислительного блока, при этом входы второй схемы совпадения соединены с выходами триггеров второй схемы измерения задержек; а выход ее к S входам этих триггеров и восьмой вход вычислительного блока.

Схемы 1 и 2 передачи информации и измерения задержек времени (рис. 5.15) абсолютно идентичны. Каждая из этих схем содержит три идентичных канала 3, 4 и 5 и схему совпадения 13 на три входа и один выход. В каждом канале содержится компаратор 9, который пропускает положительные полуволны преобразованных сейсмоколебаний, 10 – формирователь прямоугольных импульсов с длительностью равной длительности полуволны, на уровне 0,25 от максимума амплитуды.

Преобразователь 8 для создания из двуполярных электроколебаний однополярные, например, положительных полувольт.

Вычислительный блок 15 предназначен для вычисления по предложенному алгоритму азимута, угла места, пространственных координат ковша экскаватора в момент резания и учетных данных о выполненной экскаватором работе. В качестве вычислительного блока может служить, например, микро-ЭВМ СМ-1810, которая предназначена для широкого применения в системах контроля. Данная микро-ЭВМ снабжена дисплеем и печатающим устройством.

Длина стороны l равностороннего треугольника выбирается в пределах $0,2 \div 2,0$ м. Она выбирается также как и частота f генератора в зависимости от обеспечения необходимой точности.

Треугольники для установки сейсмоприемников (рис. 5.13) размещаются не более 150 м впереди забоя и ориентируются в горизонтальной плоскости, а прямая L , соединяющая центры треугольников, равная ширине забоя, обычно параллельна линии забоя и не должна составлять с линией забоя угол более 20° , т. к. это может отразиться на точности определения координат. Основания треугольников располагают на одной прямой. Сейсмоприемники и усилители устанавливаются на горном массиве, а остальные элементы в помещении ИВЦ.

Предположим, что устройство (рис. 5.15) готово к работе, а его сейсмоприемники 6 размещены на почве в вершинах равносторонних треугольников, которые, как отмечалось, размещены впереди забоя в одной горизонтальной плоскости (рис. 5.13). При резании экскаватором стружки забоя образуются сейсмоакустические колебания, которые принимаются сейсмоприемниками 6 схем 1 и 2. Причем этот сигнал сначала достигает ближнего к ковшу сейсмоприемника 6 схемы 1, включенного в средний канал, преобразуется в электрический сигнал, усиливается в передатчике-усилителе 7 и передается на приемник-преобразователь 8, который преобразует двуполярные электроколебания в однополярные, например, в положительные полувольты. Если сигнал по величине превосходит заданный уровень, то он проходит через компаратор 9 и поступает на формирователь 10, где формируется прямоугольный импульс с длительностью, равной длительности полувольт. Затем этот прямоугольный импульс поступает на вход RS-триггера 11. Триггер опрокидывается, при этом дается разрешение

счетчику 12 вести счет импульсов, вырабатываемых ГТИ 14, а также поступает сигнал на вход схемы 13 совпадения. Через некоторое время сейсмический сигнал от режущего ковша достигает сейсмоприемника 6, включенного в левый канал схемы 1. При этом в левом канале как и в предыдущем случае срабатывают аналогичные элементы, и в результате счетчик 12 левого канала тоже начнет считать импульсы, вырабатываемые ГТИ 14. С приходом этого же сигнала к третьему сейсмоприемнику 6, включенному в правый канал схемы 1, соответственно срабатывают все элементы правого канала и в том числе триггер 11. При этом на входе схемы 13 совпадения одновременно существует три сигнала, она срабатывает и от ее выходного сигнала, поступающего на S-входы триггеров 11, последние перейдут в исходное состояние, вычислительный блок 15, считывает показания счетчиков 12 схемы 1. После этого схема 1 снова готова к приему следующего сигнала, а вычислительный блок по измеренным задержкам времени (данные счетчиков 12 схемы 1) вычисляют азимут φ ковша по предлагаемому алгоритму. Через некоторый промежуток времени или даже одновременно сейсмосигнал от ковша достигнет сейсмоприемников схемы 2. При этом в соответствующей последовательности срабатывают каналы схемы 2 и элементы каналов, а вычислительный блок 15 по данным счетчиков схемы 2 вычисляют еще один азимут φ по тому алгоритму, но с новыми задержками времени. Затем в блоке 15 вычисляются углы α_1 и α_2 , между соответствующим направлением на ковш и прямой O_1O_2 . Углы α_1 и α_2 вычисляют по формулам (5.11).

После этого по известной величине расстояния L (см. рис. 5.14), вычисленным углам α_1 и α_2 в блоке 15 вычисляется сторона O_1A треугольника O_1AO_2 , координаты x_1 и y_1 местонахождения ковша, задержку T_1 для уточненного азимута, угол места β и аппликату местонахождения ковша по формулам (5.12–5.16).

Таким образом, определяется координата точки траектории ковша в момент резания стружки. Другие точки траектории определяются аналогично. После того как стружка срезана, в блоке 15 будут данные вычисления координат для нескольких точек, по данным которых находят траекторию ковша при резании забоя. Затем восстанавливают траекторию предыдущей заходки с значением абсциссы, отличающейся от текущего не более половины ширины ковша и ординаты – на толщину

стружки и определяют в блоке 15 объем V срезанной ковшом стружки по известной формуле (5.25).

На основании имеющихся данных в блоке 15 измеряют время резания стружки, которое равно разности времен между конечным и начальным значениями. После этого определяют время каждого цикла работы экскаватора по текущему и предыдущему значениям координат ковша, имеющих одинаковые ординаты и аппликаты, а абсциссы отличаются не более ширины ковша. Затем в вычислительном блоке 15 количество выполненных экскаватором циклов суммируется, а также определяется суммарное время резания.

В тех случаях, когда необходимо исключить влияние посторонних сейсмоакустических источников, определение координат точек траектории движения ковша при резании забоя выполняют при следующих ограничениях:

1. Координата абсцисс для текущего процесса резания принимается из множества значений: наибольшее конечное подмножество, отличающиеся друг от друга на величину менее ширины ковша.

Все другие значения координаты абсцисс больше ширины ковша не учитываются.

2. Изменение ординаты не должно превышать предельно допустимый размер толщины стружки.

3. Последующее значение аппликаты не должно отличаться от предыдущей на величину вычисленную из уравнения движения с учетом предельно возможной скорости движения ковша при резании забоя за отрезок времени между предыдущей и последующей координатой.

Предложенный способ отличается от существующих тем, что местонахождение экскаватора и учет его работы основан на принципиально новом явлении – сейсмоакустическом определении пространственных координат местонахождения экскаватора. Координаты и траектория движения ковша определяются в реальном масштабе времени, что позволяет определять количество выполненной экскаватором работы. Это дает возможность вести оперативный учет производительности экскаватора и его плановых показателей. Для решения данной проблемы были выполнены теоретические разработки, найдена новая теорема, разработаны алгоритмы, последовательность операций в способе и структурная схема устройства, реализующего способ.

АСУ будет более наполненной и эффективной, если в контуре экскавации горной массы будут функционировать выполненные ниже-приведенные технические решения.

1. Способ передачи информации от загружаемого сыпучим материалом транспортного средства к погрузчику [133, 134]. Способ относится к автоматизации передачи и приема информации при загрузке транспортного средства сыпучим материалом и предназначен, в частности, для передачи информации от автосамосвалов на экскаватор при погрузке их в забое и обеспечивает повышение достоверности контроля выполненных работ при погрузке сыпучих материалов. Способ (рис. 5.16) состоит в том, что на транспортном средстве генерируют кодовый импульсный сигнал электрического тока и передают его по каналу связи на погрузчик, где сигнал принимают и фиксируют. При этом для передачи сигнала используется электрический канал связи, одну часть которого образуют струей загружаемого в транспортное средство сыпучего материала и корпусом последнего, и ковшом погрузчика, а другую – заземлением. Устройство, реализующее способ, содержит на транспортном средстве блок кодирования 1, подключенный к кузову 2 транспортного средства, а на погрузчике 4 – блок 5 регистрации, которые связаны через струю 3 сыпучего материала.

Устройство, реализующее способ работает следующим образом. На автосамосвале в блоке 1 кодирования генерируется кодовый импульсный сигнал электрического тока, например, с номером транспортного средства. В процессе загрузки транспортного средства кодовый

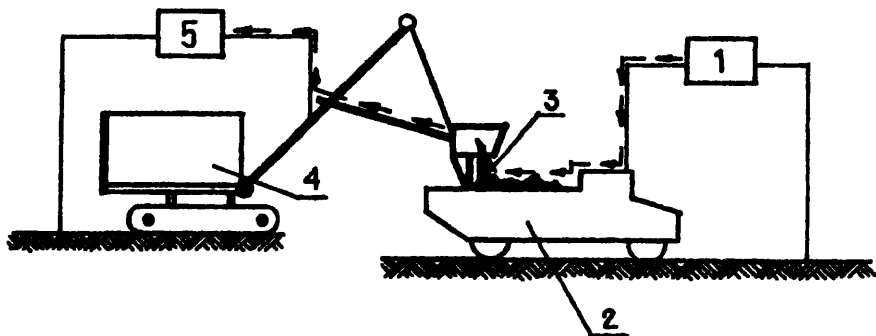


Рис. 5.16. Система контроля выполненной работы при погрузке угля

импульсный сигнал электрического тока через струю сыпучего материала, обладающего электропроводностью между ковшом погрузчика 4 и кузовом 2 транспортного средства, и их заземленные корпуса поступает на погрузчик в блок 5 регистрации, где дешифрируется, и на погрузчике 4 фиксируется фактически совершаемая погрузка.

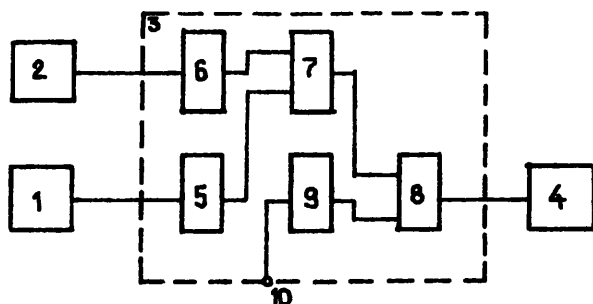
К концу смены на погрузчике в блоке регистрации на магнитной ленте будут записаны данные, которые позволяют при обработке на ЭВМ получить следующую информацию, необходимую для управления: производительность экскаватора за смену, время работы и простоев экскаватора за смену, производительность автосамосвала за смену, время движения автосамосвала от пункта разгрузки до экскаватора, время нахождения автосамосвала под погрузкой, время движения автосамосвала от экскаватора до пункта разгрузки, время работы и простоев автосамосвалов за смену.

2. Устройство для определения угла откоса предотвала [135]. Устройство относится к автоматическому измерению параметров работы экскаваторов и, в частности, предназначено для измерения угла откоса образующегося предотвала при ведении вскрышных работ с использованием экскаваторов-драглайнов.

С целью повышения точности и упрощения известных технических решений предложенное устройство снабжено подключенным к вычитателю датчиком угла наклона тягового каната к горизонту на двух поворотных трансформаторах, выполненным с поворотными рычагами с прижимными роликами и установленным на корпусе блока наводки тягового каната экскаватора, при этом оси вращения поворотных рычагов с прижимными роликами и установленным на корпусе блока наводки тягового каната экскаватора, при этом оси вращения поворотных рычагов с прижимными роликами расположены соосно на оси вращения направляющих шкивов блока наводки. Прижимные ролики расположены в одной плоскости и охватывают тяговый канат с двух сторон. Оси рычагов через муфты соединены с роторами соответствующих поворотных трансформаторов, статоры которых неподвижно закреплены на корпусе блока наводки.

На рис. 5.17 представлена структурная схема устройства для определения угла откоса предотвала. Устройство содержит датчик 1 угла наклона тягового каната, датчик 2 угла поворота стрелы экскаватора

Рис. 5.17. Структурная
схема устройства
определения угла
откоса предогвала
карьера



от ее перпендикулярного положения к бровке уступа, вычислитель 3 и выходной узел 4. Вычислитель 3 связан выходами с датчиками 1 и 2 и выходом – с выходным узлом. Вычислитель 3 содержит преобразователь 5 функции $\cos$, преобразователь 6 функции ctg , множительное звено 7, преобразователь 8 функции arcctg и пороговый элемент (триггер Шмидта) 9. Преобразователи 5 и 6 своими выходами подключены к входам множительного звена 7, выход которого подключен к одному входу преобразователя 8. К другому входу преобразователя 8 подключен выход порогового элемента 9, вход которого по цепи 10 подключен к якорной цепи двигателя механизма тяги ковша.

На рис. 5.18 показан общий вид датчика угла наклона тягового каната. Датчик содержит верхний поворотный рычаг 11 с укрепленным на нем прижимным роликом 12. Поворотный рычаг 11 закреплен к корпусу 13 блока наводки тягового каната и имеет возможность поворачиваться вокруг точки закрепления. Аналогично закреплен нижний поворотный рычаг 14 с прижимным роликом 15. Оси вращения рычагов 11 и 14 соосно осям вращения направляющих шкивов блока наводки тягового каната. Полуоси 16 и 17 рычагов 11 и 14 через муфты 18 и 19 связаны с осями роторов поворотных трансформаторов 20 и 21. Поворотные трансформаторы 20 и 21 закреплены фиксаторами 22 и 23 в стаканах 24 и 25, снабженных кронштейнами, которые закреплены на корпусе блока наводки. Прижимные ролики 12 и 15 прижимаются к тяговому канату 26 в непосредственной близости от точки схода его со шкива 27 блока наводки тягового каната. Прижимные ролики прижимаются к канату посредством пружины 28.

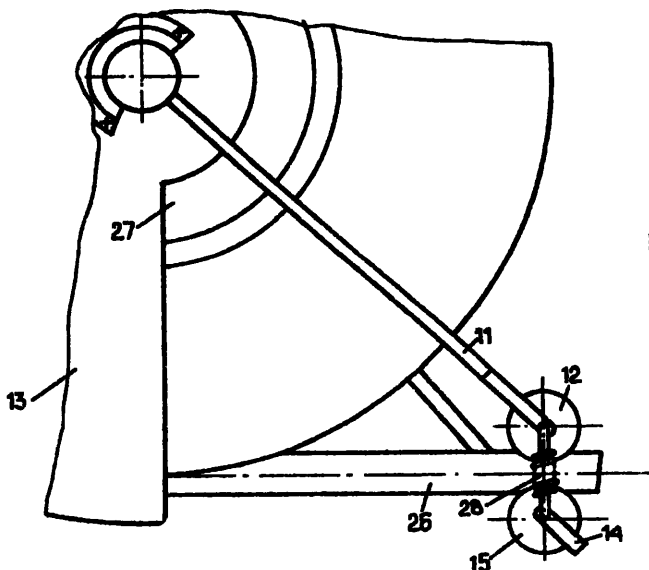


Рис. 5.18. Общий вид датчика угла наклона тягового каната экскаватора

Электрическая схема датчика угла наклона тягового каната выполнена следующим образом (рис. 5.19).

Синусная обмотка 29 поворотного трансформатора 20 и косинусная обмотка 30 поворотного трансформатора 21 подключены соответственно к выпрямителям 31 и 32, которые нагружены на резисторы 33 и 34 и включены встречно. По цепи 35 и 36 устройство подключено к сети переменного тока, клеммы 37 и 38 являются выходными.

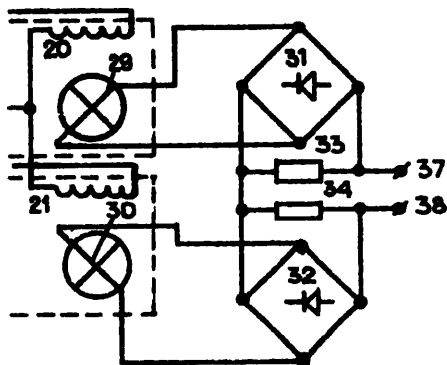


Рис. 5.19. Электрическая схема датчика угла наклона тягового каната

Устройство работает следующим образом.

Для определения угла откоса предотвала машинист экскаватора располагает загруженный ковш в какой-либо точке параллельно образующей откоса предотвала в нужном сечении, создает загрузочный момент в двигателе механизма тяги ковша и тем самым выбирает провисание тягового каната. На выходах датчиков 1 и 2 формируются сигналы, значения которых пропорциональны углу наклона тягового каната α' , и углу поворота стрелы экскаватора от перпендикулярного направления к бровке уступа ψ . Указанные сигналы поступают в вычислитель 3 и преобразуются преобразователями 5 и 6 ($\text{ctg } \alpha'$, $\cos \psi$, соответственно), которые поступают на входы множительного звена 7 на выходе которого формируется сигнал

$$x = \text{ctg } \alpha' \cdot \cos \psi. \quad (5.26)$$

При значении тока якорной цепи двигателя механизма тяги ковша не ниже установленного значения (т. е. $I_{\text{я}} \geq C$), срабатывает пороговый элемент 9, который запускает преобразователь 8, в результате чего на его выходе формируется сигнал

$$V = \text{arcctg } x = \text{arcctg } (\text{ctg } \alpha' \cdot \cos \psi). \quad (5.27)$$

Указанный сигнал поступает на выходной узел 4, где и отображается.

Использование предлагаемого устройства позволяет оперативно определять углы откоса предотвала, что, во-первых, повышает безопасность проведения работ, поскольку обеспечивается контроль превышения безопасных значений углов откосов, во-вторых, способствует соблюдению расчетных значений угла откоса предотвала, что, в свою очередь, ликвидирует образование дополнительных объемов горной массы, подлежащей переэкскавации. За счет фактической реализации заданных углов откоса предотвала ликвидируются дополнительные объемы переэкскавации, себестоимость переработки которых составляет сотни тысяч рублей.

5.5. Способ и устройство для контроля прямолинейности оси бурения скважин в массиве горных пород

Одним из факторов увеличения коэффициента полезного использования энергии взрыва является повышение точности задания направления и последующего контроля прямолинейности бурения скважин.

В работе [136] отмечается, что большинство практических способов отбойки руд имеют один общий недостаток, заключающийся в несоответствии фактического положения скважин в пространстве проектным параметрам. Это приводит к тому, что при параллельном и пучковом расположении скважины на глубине 12–15 м теряют свою параллельность. Авторы отмечают, что в настоящее время горная промышленность полностью лишена приборов, позволяющих задавать и контролировать положение скважин в пространстве с требуемой точностью и допустимой трудоемкостью.

Аналогичную потребность в приборах и методиках контроля прямолинейности бурения скважин испытывают геологоразведочная и нефтедобывающая отрасли.

В Польше и ФРГ имеются разработки по контролю молинейности бурения глубоких скважин. Эти разработки предусматривают размещение емкостного датчика у конца бура, измерение угла отклонения оси скважины, преобразование результата измерения в электрический кодированный сигнал, а затем в акустический сигнал, передачу этого сигнала по промысловым трубам (Польша), по промысловой жидкости (ФРГ) к устью скважины, съему сигнала при помощи пьезодетектора и преобразованию его в блоке обработки данных.

Недостатками разработок являются:

- низкая точность контроля прямолинейности бурения наклонных скважин;
- снижение надежности из-за ненадежного акустического контакта в буровом стае;
- невозможность измерения глубины скважины при бурении и осуществления оперативного контроля выполненной работы;
- нет возможности контролировать одновременно бурение нескольких скважин с помощью одного и того же технического средства.

В США на принципе регистрации сейсмоакустических колебаний,

возникающих на забое скважины предложено техническое решение [137], которое предусматривает установку на поверхности трех или более сейсмоприемников, сейсмостанцию и микро-ЭВМ для обработки информации. Однако это техническое решение из-за невысокой точности не нашло широкого применения в горной промышленности.

Нами разработаны способ и устройство [138], в которых устранены указанные недостатки. Новым в способе является то, что при бурении в реальном времени определяются координаты забоя скважины. При этом задают сторон / равносоставленного треугольника в пределах $0,5 \pm 2,0$ м, размеряют на почве в стороне от устья скважины два разносторонних треугольника с заданной стороной и расстоянием между ними 10–200 м, размещают на одной прямой основания обоих треугольников в горизонтальной плоскости, располагают в вершинах обоих треугольников сейсмодатчики, измеряют внутри треугольников скорость V распространения сейсмоакустических сигналов, определяют расстояние между центрами треугольников, затем производят бурение, а сейсмоакустический сигнал передают по горному массиву к месту установки сейсмодатчиков, измеряют обособленно для каждого треугольника задержки времени между моментами поступления сигнала в каналы приема по формулам (4.5).

Затем принимают центр одного из треугольников за начало прямоугольной системы координат, а центр другого треугольника размещают на оси абсцисс системы, сравнивают по каждому треугольнику измеренные задержки по величине и определяют (логическим путем) в азимутальной плоскости от заданного начала отсчета порядковый номер 30-градусного сектора нахождения источника сейсмоакустических сигналов (забоя скважины), определяют для каждого треугольника отношение двух задержек времени (наименьшей к меньшей) и вычисляют азимутальные углы φ_1 и φ_2 по формулам (5.3, 5.4), определяют наибольшую задержку для угла φ_1 , по одной из приведенных формул (5.14), определяют по этой задержке и наибольшей измеренной задержке угол места β , определяют по азимутальным углам прилежащие к оси абсцисс углы α_1 и α_2 (5.11) образовавшегося треугольника, определяют по этим углам и расстоянию между центрами треугольников абсциссу и ординату источника (забоя скважины), определяют по наибольшей задержке и углу β аппликату. По найденным

абсциссе, ординате и аппликате судят о прямолинейности бурения скважины, а затем по величине прироста координат определяют скорость бурения, глубину скважины и количество выполненной работы за смену.

На схеме размещения сейсмоприемников относительно устья и забоя (рис. 5.20) А – источник сейсмоакустического сигнала; O_1 и O_2 – центры равносторонних треугольников; φ_3 и φ_4 – азимуты; α_1 и α_2 – углы между азимутальными прямыми и прямой O_1O_2 , соединяющей

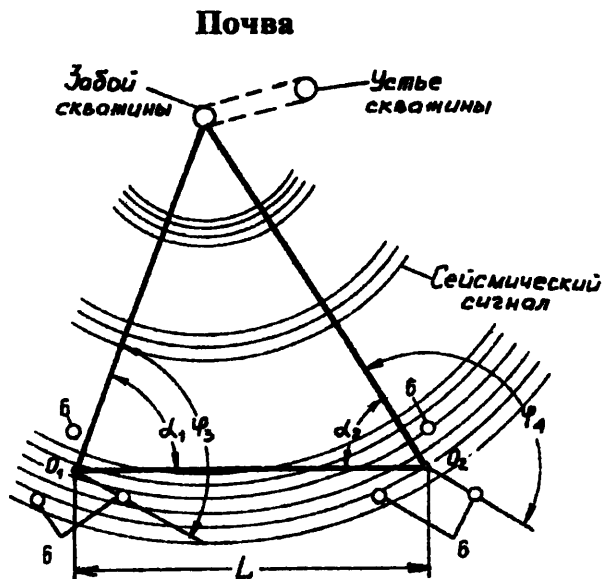
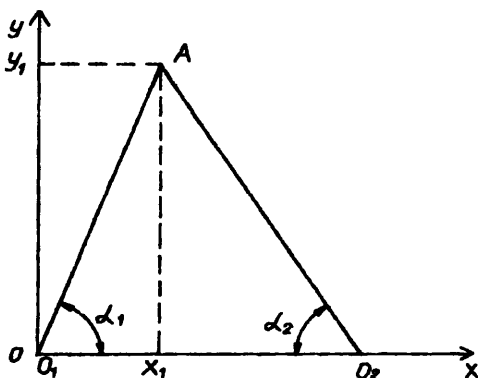


Рис. 5.20. Схема размещения сейсмоприемников на местности относительно устья скважины

Рис. 5.21. Геометрическое построение для вычисления отрезка O_1A и координат точки А



центры равносторонних треугольников; L – расстояние между центрами треугольников.

На рис. 5.21 приведен треугольник O_1AO_2 в прямоугольной системе координат $x O_1 y$ на плоскости, где ось абсцисс совпадает с O_1O_2 , x_1 и y_1 – координаты (абсцисса и ордината) источника A , α_1 , α_2 – углы между азимутальными направлениями на ковш и прямой, соединяющей центры треугольников.

Если учесть, что сейсмосигнал к равностороннему треугольнику может приходить в плоскости с любого направления, то по аналогии с вращающейся прямой вокруг центра формулы для задержек времени будут такими же, как в (4.5).

Если задержки времени каким-либо методом измерены, то угол φ однозначно определяется по формулам (4.6).

При заданной l частота f определяется по формуле (5.24).

Для этого измеряются скорости ϑ распространения звука в горной породе на месте установки сейсмоприемников. Она может быть измерена также и на стенде в лабораторных условиях. При этом принимается, что сторона l равностороннего треугольника задается, а в устройстве измерения задержек времени, реализующего способ, переполнение электронных счетчиков наступает после 100 импульсов.

Например, пусть $l=1$ м, $\vartheta=2000$ м/с, счетчик на 100 импульсов. Тогда по формуле (5.24) $l/100 > 2000/f$, $f=200$ кГц.

Максимальные амплитуды при бурении лежат в диапазоне частот 100–500 Гц. Наименьшая длина волны λ будет

$$\lambda = 2000/500 = 4 \text{ м, т. е. } \lambda > l.$$

Следовательно, при выбранной $l = 0,5 \div 2$ м невозможны случаи приема разных полуволн сигнала при измерении задержек времени.

Однако угол φ по формулам (4.6) определяется с некоторой ошибкой, если источник сейсмоакустических импульсов расположен не в плоскости треугольника. Для устранения этой ошибки центр равностороннего треугольника принимают за центр окружности. Разбивают эту окружность, начиная от биссектрисы начала отсчета, на 12 секторов каждый по 30° . Определяют “грубо” φ , т. е. φ будет лежать в пределах одного из секторов, а порядковый номер n сектора определяют по алгоритму

$$t_1 \geq t_2 \xrightarrow{\text{да}} t_3 = t_1 - t_2 \longrightarrow t_3 \geq t_2 \begin{array}{l} \text{да } n = 1 \\ \text{нет } n = 2 \end{array}$$

↓ нет

$$t_2 > t_1 \xrightarrow{\text{да}} t_3 = t_2 - t_1 \longrightarrow t_1 > t_3 \begin{array}{l} \text{да } n = 3 \\ \text{нет } n = 4 \end{array}$$

↓ нет

$$t_3 \geq t_1 \xrightarrow{\text{да}} t_2 = t_3 - t_1 \longrightarrow t_2 \geq t_1 \begin{array}{l} \text{да } n = 5 \\ \text{нет } n = 6 \end{array}$$

↓ нет

$$t_1 > t_3 \xrightarrow{\text{да}} t_2 = t_1 - t_3 \longrightarrow t_3 > t_2 \begin{array}{l} \text{да } n = 7 \\ \text{нет } n = 8 \end{array}$$

↓ нет

$$t_2 \geq t_3 \xrightarrow{\text{да}} t_1 = t_2 - t_3 \longrightarrow t_1 \geq t_3 \begin{array}{l} \text{да } n = 9 \\ \text{нет } n = 10 \end{array}$$

↓ нет

$$\begin{array}{l} \text{нет} \\ \longrightarrow t_1 = t_3 - t_2 \longrightarrow t_2 > t_1 \begin{array}{l} \text{да } n = 11 \\ \text{нет } n = 12 \end{array} \end{array}$$

После определения n уточняют азимут φ по экспериментальной формуле (5.3) или (5.4).

При изменении угла β и при постоянном φ задержки времени изменяются пропорционально своим первоначальным величинам. Это приводит к выводу о том, что при постоянном φ и изменении угла места β от 0 до 90° отношение наименьшей задержки времени к меньшей задержке (σ) есть величина постоянная. Относительно заданного начала отсчета (биссектриса угла A), который производится против часовой стрелки, построена зависимость $\varphi = f(\sigma, n)$, (см. рис. 5.22) и найдены формулы, описывающие эти зависимости.

После уточнения азимутов φ_3 и φ_4 для каждого треугольника, образуют треугольник O_1AO_2 из прямой O_1O_2 и двух азимутальных

прямых на забой, пересекающихся в точке А, вычисляют углы между этими прямыми и прямой O_1O_2 по формулам

$$\alpha_1 = \varphi_3 - 30^\circ, \alpha_2 = 210^\circ - \varphi_4 \quad (5.28)$$

принимают оси прямоугольной системы координат с центром O_1 , совмещающая плоскость координат ux с плоскостью этого треугольника, а ось абсцисс x с O_1O_2 ; вычисляют сторону треугольника по формуле (5.12), а затем определяют координаты x_1 и y_1 (абсциссу и ординату) по формулам (5.13).

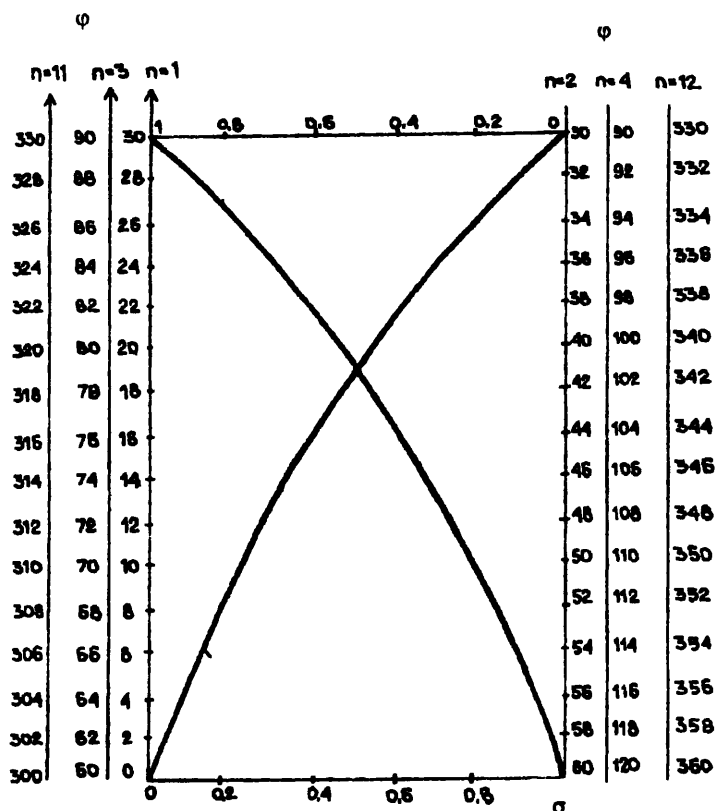


Рис. 5.22. Изменение пеленга φ от угла места β

После этого находят задержки T_1, T_2, T_3 для уточненного азимута по формулам (5.14). Берут соответствующие максимальные задержки t_1 и T_1 и определяют угол места β по формуле (5.15), а затем определяют аппликату забоя скважины по формуле (5.16), которая определяет глубину скважины.

Скорость бурения предполагается определять каждые 10 минут работы по формуле

$$v = 0,1 \sqrt{\Delta x^2 + \Delta y^2 + \Delta z^2}, \text{ см/мин}, \quad (5.29)$$

где $\Delta x, \Delta y, \Delta z$ – приращение координат за 10 минут работы.

Количество выполненной работы (длина пробуренной скважины) за смену определяется по формуле

$$L_{\text{ск}} = \sqrt{(x_2 - x_1)^2 + (y_2 - y_1)^2 + (z_2 - z_1)^2}, \quad (5.30)$$

где x_1, y_1, z_1 – координаты забоя скважины в начале смены; x_2, y_2, z_2 – координаты забоя скважины в конце смены.

Способ может быть реализован предлагаемым устройством.

В описании патента ФРГ устройство для измерения углового отклонения оси скважины в горном массиве без извлечения бурового става содержит установленные на конце бура датчик маятникового типа для измерения угла отклонения оси скважины от вертикали, генератор импульсов давления для создания импульсов давления в трубе с промывочной жидкостью и установленного на поверхности детектора, принимающего импульсы давления и преобразующего их в электрические сигналы для управления процессом бурения.

Основным недостатком этого устройства является сложность конструкции датчика с генератором и недостаточная точность измерения угла отклонения оси скважины и точность передачи результатов измерения на поверхность по промывочной жидкости. Увеличение точности достичь невозможно, т. к. образование импульсов механическое и передача импульсов в бурящей жидкости с воздушными пробками затруднительна.

Другое устройство для контроля прямолинейности бурения глубоких скважин в массиве горных пород описано в патенте ПНР. Это устройство содержит размещенные в буровом стае возле бура емкостной

датчик отклонения, преобразователь, блок обработки данных, блок кодирования и генератор акустический, а на поверхности размещены детектор, усилитель, блок распознавания (декодирования), блок обработки и управления.

Недостатками этого устройства являются:

- низкая точность контроля прямолинейности бурения наклонных и горизонтальных скважин;
- неспособность выполнения функций по учету работы бурового станка;
- контроль прямолинейности бурения невозможен для двух и более буровых станков;
- сложность эксплуатации из-за размещения электронных средств на конце бура.

Предлагаемое устройство можно понять из рис. 5.23.

Согласно чертежу устройство содержит: усилитель 1, генератор импульсов 2, вычислитель 3, две схемы приема-передачи информации задержек времени прихода сейсмосигнала 4, 5. Каждая схема содержит три канала 6, 7, 8 и схему совпадения 9. Каждый канал содержит: сейсмоприемник 10, преобразователь 11, компаратор 12, формирователь импульсов 13, RS-триггер 14, счетчик 15. В каждый канал введен усилитель 1.

Узлы и элементы соединены следующим образом.

Сейсмоприемник 10, усилитель 1, преобразователь 11, компаратор 12, формирователь импульсов 13 вход R RS-триггера 14 и первый вход счетчика 15 соединены последовательно. Вход схемы совпадения 9 соединен с выходами RS-риггера 14 в каждом канале 6, 7, 8 схем 4 и 5, и на вход вычислителя 3. Выход счетчика 15 каждого канала 6, 7, 8 подключен к соответствующим входам вычислителя 3, а ко второму входу каждого счетчика 15 подключен генератор импульсов 2.

Устройство содержит схемы 4 и 5 передачи информации и измерения задержек времени, которые абсолютно идентичны. Компаратор 12 служит для пропускания положительных полувольт преобразованных сейсмоколебаний.

Формирователь прямоугольных импульсов 13 формирует импульсы длительностью полувольтны сигнала, на уровне 0,25 от максимума амплитуды.

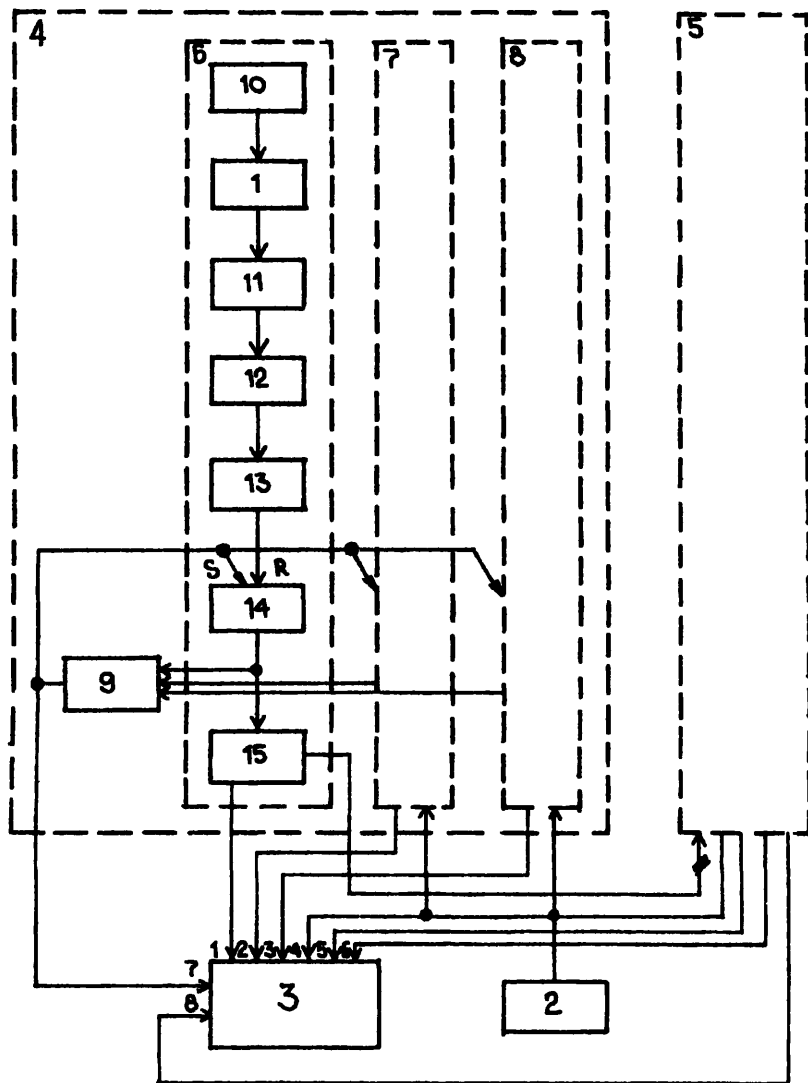


Рис. 5.23. Блок-схема устройства контроля
прямолинейности бурения глубоких скважин

Преобразователь 11 служит для создания из двуполярных электроколебаний однополярные, например, положительных полуволн.

Вычислительный блок 3 предназначен для вычисления по предложенному алгоритму азимута, угла места, пространственных координат бура в момент бурения и учетных данных о выполненной буровым станком работе. В качестве вычислительного блока может служить, например, микро-ЭВМ СМ-1800, которая предназначена для широкого применения в системах контроля. Данная микро-ЭВМ снабжена термопечатью и дисплеем (на черт. не показано).

Длина стороны l равностороннего треугольника выбирается в пределах 0,2–2,0 м. Она выбирается также как и частота f генератора в зависимости от обеспечения необходимой точности.

Треугольники для установки сейсмоприемников размещаются на расстоянии 10–150 м от устья скважины и ориентируются в горизонтальной плоскости, а прямая L , соединяющая центры треугольников равна 15–200 м. При бурении глубоких (более 500 м) скважин, указанные расстояния могут быть увеличены – это приведет к большей точности определения координат. Основания треугольников располагают на одной прямой. Сейсмоприемники 10 и усилители 1 устанавливаются на горном массиве, а остальные элементы в помещении ИВЦ.

Устройство работает следующим образом.

Предположим, что устройство готово к работе, а его сейсмоприемники 10 размещены на почве в вершинах равносторонних треугольников, которые, как отмечалось, размещены в одной горизонтальной плоскости. При бурении забоя скважины образуются сейсмоакустические колебания, которые сначала достигают ближнего к забою сейсмоприемника 10 схемы 4, включенного в средний канал 7, преобразуется в электрический сигнал, усиливается в усилителе 1 и передается на преобразователь 11, который преобразует двуполярные электроколебания в однополярные, например, в положительные полуволны. Если сигнал по величине превосходит заданный уровень, то он проходит через компаратор 12 и поступает на формирователь 13, где формируется прямоугольный импульс с длительностью, равной длительности полуволны. Затем этот прямоугольный импульс поступает на вход S RS-триггера 14. Триггер 14 опрокидывается, при этом дается разрешение счетчику 15 вести счет импульсов, вырабатываемых генератором

импульсов 2, а также поступает сигнал на вход схемы совпадения 9. Через некоторое время сейсмический сигнал от бурящего долота достигает сейсмоприемника 10, включенного в левый канал схемы 4. При этом в левом канале как и в предыдущем случае срабатывают аналогичные элементы, и в результате счетчик 15 левого канала 6 тоже начнет считать импульсы, вырабатываемые генератором 2. С приходом этого же сигнала к третьему сейсмоприемнику 10, включенному в правый канал 8 схемы 4, соответственно срабатывают все элементы правого канала 8 и в том числе триггер 14. При этом на входе схемы совпадения 9 одновременно существует три сигнала: она срабатывает и от ее выходного сигнала, поступающего на S-входы триггеров 14, последние перейдут в исходное состояние, вычислительный блок 3 по измеренным задержкам времени (данные счетчиков 15 схемы 4) вычисляет азимут φ_3 забоя скважины (рис. 5.20) по предлагаемому алгоритму. Через некоторый промежуток времени или даже одновременно сейсмосигнал от бурящего долота достигнет сейсмоприемников 19 схемы 5. При этом в соответствующей последовательности срабатывают каналы 6, 7, 8 схемы 5 и элементы каналов, а вычислительный блок 3 по данным счетчиков схемы 15 вычисляют еще один азимут φ_4 по тому же алгоритму, но с новыми задержками времени. Затем в блоке 3 вычисляются углы α_1 и α_2 , между соответствующим направлением на бур и прямой O_1O_2 . Углы α_1 и α_2 вычисляют по формулам (5.28).

После этого по известной величине расстояния L (см. рис. 5.14) вычисленным углам α_1 и α_2 в блоке определяются сторона O_1A треугольника O_1AO_2 , координаты x_1 и y_1 местонахождения забоя скважины, задержка T_1 для уточненного азимута, угол места β и аппликата местонахождения бура по формулам (5.12–5.16).

Таким образом, определяются координаты забоя скважины в момент бурения. Поскольку в качестве вычислителя 3 используется микро-ЭВМ ОМ-1800. Приведем ее некоторые технические характеристики:

- максимальное количество адресуемых 8-разрядных регистров внешних устройств (портов) ввода, 256 штук;
- максимальное количество адресуемых 8-разрядных внешних устройств (портов) вывода, 256 штук.

Организация ввода информации производится следующим образом.

В микро-ЭВМ СМ-1800 предусмотрена специальная конструкция модуля 16 ввода дискретных сигналов, которая включает два порта по 8 разрядов. Модуль предназначен для приема сигналов от дискретных датчиков (двоичных счетчиков) и программного ввода их в другие комплексы микро-ЭВМ. Конструктивно модуль представляет собой блок элементов СМ 1800/202, подключаемый к кроссовой колодке микро-ЭВМ или устанавливается на любое место в блоке расширения.

Для реализации предложенного технического решения необходимо три модуля, каждый из которых содержит два 8-разрядных порта ввода, при условии, что в предложенном используются 8-разрядные двоичные счетчики. Содержимое каждого счетчика, подключенного к порту ввода, может быть считано процессором при выполнении команды ввода "I XX", где XX – адрес порта ввода (шестнадцатиричный).

Таким образом, если программно указать шесть команд ввода, то задержки времени из счетчиков 15 будут введены в буферные регистры модулей вычислителя 3 в соответствии с очередностью команд в программе.

На рис. 5.24 показана блок-схема модуля на 2 порта (на два входа для восьмиразрядного счетчика) с подключением к нему двух восьмиразрядных счетчиков. Здесь счетчики 15(1) и 15(2), модуль 16, нормализаторы Н1–Н16, схемы гальванического разделения ГР1–ГР16, формирователи Ф1–Ф16, буферные регистры БР1, БР2, шифратор ШФ, схема управления СУ, выводы счетчиков С1–С16, входы модуля М1–М16, входы вычислителя 1, 2. Эти входы соответствуют входам рис. 5.24.

Нормализатор (Н) представляет выпрямительный мост и служит для преобразования импульсов различной амплитуды и полярности в унифицированный сигнал, обеспечивающий нормальную работу последующей схемы.

Схема гальванического разделения (ГР) обеспечивает оптоизоляцию "земли" датчика от "земли" модуля. ГР представляет собой оптоэлектронный ключ с усилителем (К262 КП 1Б).

Формирователь (Ф) собран на триггере Шмита и служит для преобразования импульсов с пологими фронтами в импульсы с крутыми фронтами.

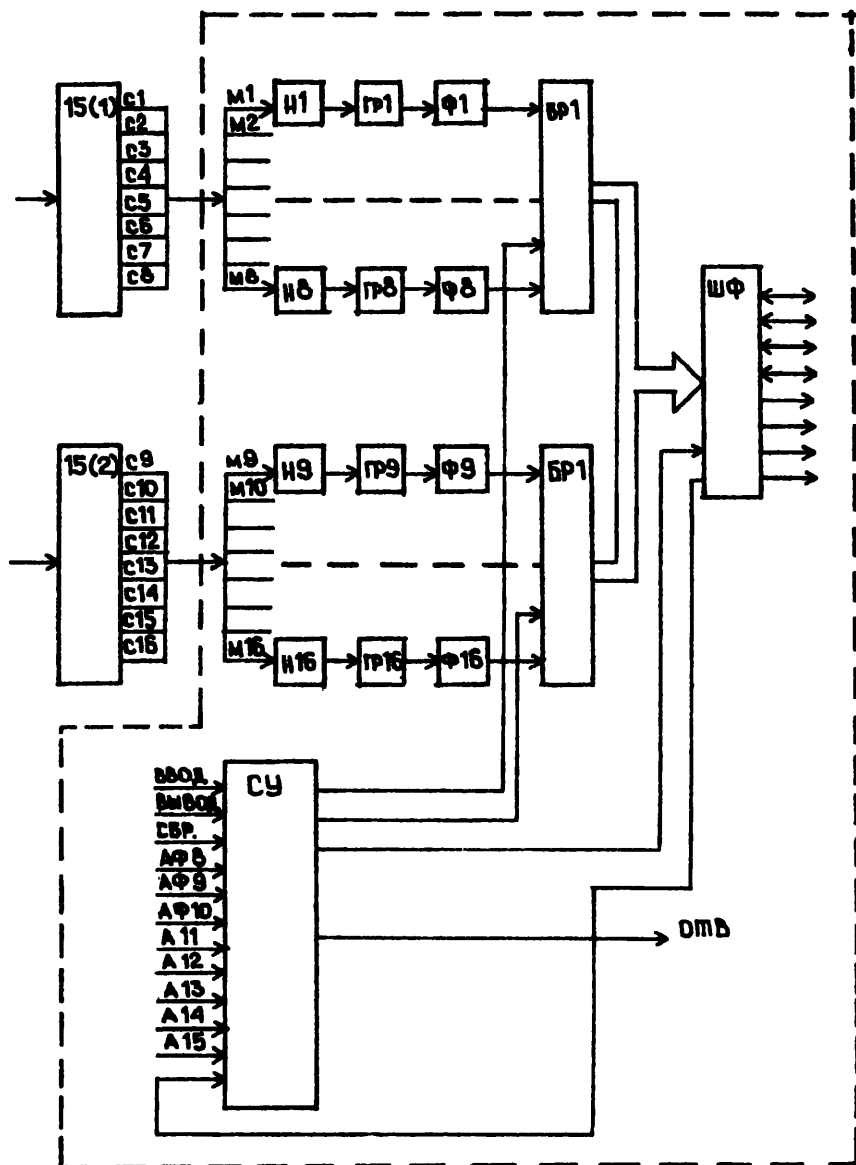


Рис. 5.24. Схема подключения счетчиков к входным портам мини-ЭВМ

Буферный регистр (БР) служит для хранения информации, приходящей с счетчика и выдачи ее по сигналам, поступающим со схемы управления.

Шинный формирователь (ШФ) принимает данные с выходов БР по сигналам, поступающим со схемы управления, и передает их на шину данных, а также принимает данные с шины данных и передает их в схему управления.

Схема управления (СУ) служит для приема управляющих сигналов ВВОД, ВЫВ., СБР, базового адреса (A10...A15) и смещения (AØ3, AØ9) от процессора, а также для формирования внутренних сигналов управления и сигнала ОТВ. СУ выполнено на микросхемах K589АП16 и K589АП26.

Печатающее устройство в конце смены дает распечатку, в котором через каждые 30 минут с начала смены указывается местонахождение забоя скважины, количество выполненной работы и суммарное время бурения за смену.

По известным координатам забоя скважины в вычислителе 3 через каждые десять минут работы определяется средняя скорость бурения. Количество выполненной работы (длина пробуренной скважины) за смену вычислителем 15 определяется по формуле (5.30).

В тех случаях, когда необходимо исключить влияние посторонних сейсмоакустических источников, определение координат точек траектории продвижения забоя при бурении выполняют пространственной селекцией программным путем.

Предложенный способ отличается от существующих тем, что место нахождения забоя скважины и учет работы бурового станка ведется на принципиально новом явлении – сейсмоакустическом определении пространственных координат местонахождения долота (забоя скважины). Координаты и траектория продвижения забоя определяются в реальном масштабе времени, что позволяет определять количество выполненной буровым станком работы. Это дает возможность управлять бурением и выводить скважины в заданную точку при наклонном и горизонтальном бурении и вести оперативный учет производительности бурового станка и его плановых показателей. Для решения данной проблемы были выполнены теоретические разработки, предложены

алгоритмы, последовательность выполнения операций в способе и структурная схема устройства, реализующего способ.

В целях повышения показателей бурового оборудования осуществлялась не только автоматизация, но также и механизация вспомогательных операций в процессе бурения скважин. В связи с этим было предложено новое техническое решение: “Устройство для замены шарошечных долот” [139, 140].

Замена изношенных и насадка новых долот при бурении скважин на карьерах – сложная операция, выполняемая вручную машинистом станка и его помощником.

Облегчить выполнение этой операции можно с помощью разработанного устройства, которое может быть изготовлено и установлено на станке мастерской любого карьера.

Устройство (рис. 5.25) содержит вертикально расположенный поворотный рычаг 1, верхний конец которого переходит в рукоять 2 и

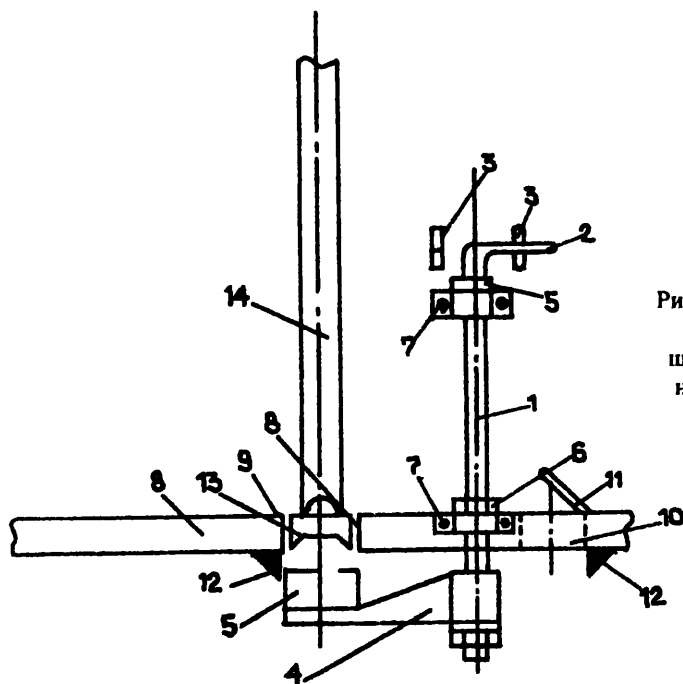


Рис. 5.25. Устройство для замены шарошечных долот на буровом станке

два фиксатора 3 рукоятки. К нижнему концу рычага 1 (под станком) крепится съемная консоль 4, на конце которой жестко крепится стакан 5. На рычаге 1 имеются два опорных кольца 6, которыми рычаг 1 удерживается в подшипниках 7, верхний из которых крепится к стенке кабины станка, а нижний – к платформе 8 станка так, чтобы верхняя кромка стакана 5 была ниже зажимного устройства 9 на 60–100 мм. В передней (свободной) части платформы 8 располагается люк 10 с крышкой 11. К платформе 8 снизу жестко крепятся два ограничителя 12 крайних положений консоли 4 со стаканом 5. Стакан 5 предназначен для долота 13, присоединенного к забурнику 14.

С помощью поворотного рычага гнездо может быть подведено на ось бурения или под специальный люк в передней части платформы станка и в обоих положениях зафиксировано с помощью штырей, приваренных к платформе станка (ограничители крайних положений), и устройств фиксации рукоятки поворотного рычага.

Замена долота производится следующим образом. Буровой став поднимается до входа долота в устройство для его отвинчивания под платформой. Поворачивается рычаг, и гнездо подводится на ось бурения и там фиксируется. В него опускается долото, отвинченное при помощи гидроключа и вращателя от забурника (буровой штанги). Гнездо с изношенным долотом поворотом рычага подводится под люк и извлекается. Снова поворачивается рычаг, гнездо подводится на ось бурения и фиксируется; долото при помощи вращателя навинчивается на забурник. Пустое гнездо подводится под люк и фиксируется до следующей смены долота. Механизированная замена долот осуществляется одним машинистом, не покидающим при этом своего рабочего места.

Эффективность предложенного устройства определяется сокращением занятости помощника машиниста, повышением производительности за счет сокращения времени операции по замене долота, повышением безопасности труда, так как не требуется выполнять работу под станком в небезопасных условиях.

Сейсмоакустические волны, возникающие при бурении, могут быть использованы для решения еще одной задачи, повышающей производительность труда при выполнении геологоразведочных работ угольных месторождений. А именно, – определение места встречи

долота с угольным пластом при бурении, чтобы своевременно заменить шарошечное долото на буровую коронку и заполнить керн. Суть предложенного сейсмоакустического метода, способного решить проблему, заключается в следующем.

Известно, что сейсмические волны, возникающие в процессе бурения распространяются на расстояние 7–10 км и свободно воспринимаются сейсмоприемниками.

Известно также [3], что угольный пласт, расположенный между вмещающими горными породами, представляет собой волноводную зону, в которой источник упругих колебаний (долото) образует каналовые волны. При этом основная часть упругой энергии не выходит за пределы пласта, а распространяется внутри него. Коэффициент затухания сигнала в волноводе в 1,5÷3,0 раза меньше, чем в окружающем волновод пространстве.

В связи с этим устанавливают в ранее пробуренной скважине, расположенной на расстоянии не более 5000 м от бурящейся скважины, первый сейсмоприемник в угольном пласте, а второй – в близлежащих вмещающих породах, например, в основной кровле этого пласта и регистрируют одновременно упругие колебания, возникающие на забое скважины, обоими сейсмоприемниками. Выпрямляют преобразованные и усиленные сигналы отдельно от обоих сейсмоприемников, измеряют и сравнивают эти сигналы между собой, а затем определяют место встречи долота с угольным пластом по событию превышения сейсмического сигнала от первого сейсмоприемника над сейсмическим сигналом от второго сейсмоприемника за счет образования каналовых волн в угольном пласте и возрастания скорости бурения за счет меньшей крепости угля по сравнению с вышележащими горными породами.

На рис. 5.26 иллюстрируются бурение скважины, каналовые волны в угольном пласте и функциональная схема устройства, реализующего способ: 1 – массив горных пород, 2 – пласт угольный, 3 – скважина пробуренная, 4 – станок буровой, 5 – скважина бурящаяся, 6 – долото, 7 – волны каналовые, 8 и 9 – сейсмоприемники первый и второй. 10 и 11 – усилители, 12 и 13 выпрямители, 14 – компаратор и 15 – индикатор.

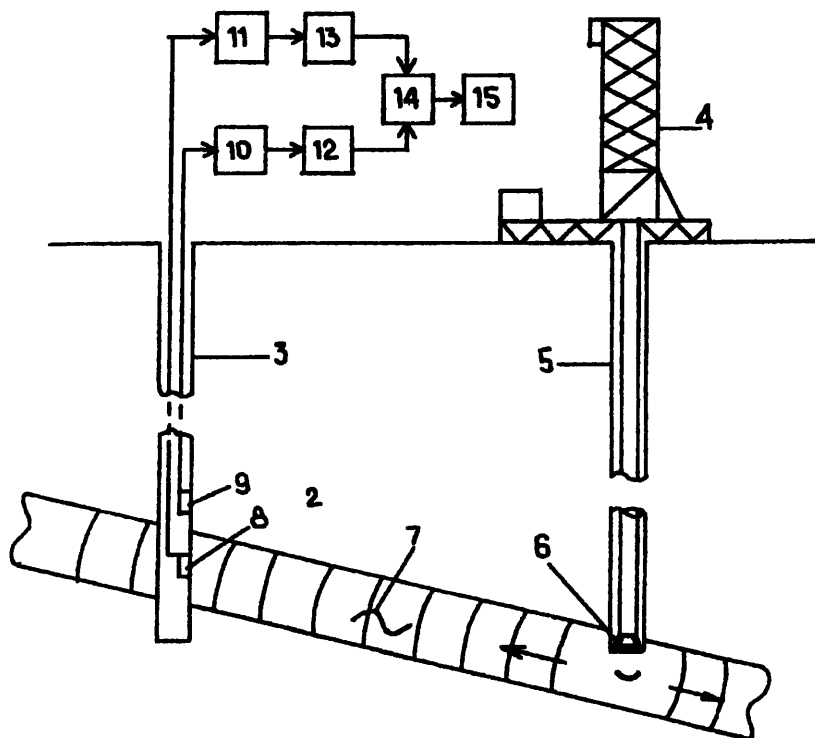


Рис. 5.26. Блок-схема системы определения места встречи долота с угольным пластом

Устройство содержит первый сейсмоприемник 8, соединенный с усилителем 10, который соединен с выпрямителем 12, соединенным с первым входом компаратора 14, второй сейсмоприемник 9 соединен с усилителем 11, соединенным с выпрямителем 13, который соединен с вторым входом компаратора 14, выход которого соединен с индикатором 15.

Физическими предпосылками предлагаемого метода определения места встречи долота с угольным пластом являются то, что при бурении скважины до входа в угольный пласт сейсмические колебания, возникающие на забое скважины, распространяясь в массиве горных пород, отражаются от границы с угольным пластом, т. е. сейсмические

колебания в угольном пласте будут малы по сравнению с сейсмоколебаниями в массиве горных пород, лежащем над угольным пластом. При входе долота в угольный пласт и в течение всего времени его бурения, сейсмоколебания, возникающие при этом, будут отражаться от границы с массивом, распространяясь в угольном пласте, представляя собой волноводную зону. Эти сейсмические волны, называемые канальовыми, будут иметь значительно большую амплитуду, чем волны в массиве. Учитывая физику процесса в момент перехода бурового инструмента из горной породы в угольный пласт, разработан предлагаемый метод.

Метод осуществляется следующим образом.

Для исследуемого участка в пробуренной ранее скважине устанавливают первый сейсмоприемник 8 в угольном пласте 2, а второй сейсмоприемник 9 в основной кровле угольного пласта. При бурении горного массива до входа долота 6 в угольный пласт 2, сейсмоколебания идущие от забоя скважины принимаются сейсмоприемниками 8 и 9, соответственно усиливаются, выпрямляются и сравниваются компаратором 14. При этом, поскольку от сейсмоприемника 8, расположенного в угольном пласте, сигнал будет меньше сигнала от сейсмоприемника 9, расположенного в кровле, то с компаратора поступает сигнал на индикатор 15 о том, что бурение проводится по горной породе. При бурении угольного пласта, сейсмоколебания в нем станут больше чем в основной кровле. Следовательно, первый сейсмоприемник 8 зарегистрирует сигнал больше, чем второй сейсмоприемник 9. Преобразованные эти сигналы сравниваются компаратором. При этом сигнал из угольного пласта (от первого сейсмоприемника 8) будет больше чем из вышележащего горного массива (от второго сейсмоприемника 9), то с компаратора 14 поступает сигнал на индикатор 15 о том, что приступил к бурению угольного пласта. При этом скорость бурения возрастает.

По возрастанию сейсмосигнала, полученного из угольного пласта и возрастанию скорости бурения при этом, определяют момент встречи бурового инструмента с угольным пластом.

Приведем конкретный пример выполнения метода определения места встречи долота с угольным пластом. Пусть угольный пласт 2

залегает на глубине 1000 м, мощность угольного пласта 2 составляет 2 м, расстояние между скважиной, пробуренной 3 и скважиной, бурящейся 5, составляет 800 м. Первый сейсмоприемник 8 расположен в угольном пласте, а второй сейсмоприемник 9 – в вышележащих породах, например, в 5 м от первого, которые для создания акустического контакта с массивом закреплены в скважине с помощью расклинивающего устройства. Сейсмоприемники, например, типа СВ-20, соединены кабелями, например, типа К-29-28, с усилителями 10 и 11 соответственно. Коэффициент усиления усилителей одинаков и лежит в пределах 500–1000. Выходы усилителей соединены с выпрямителями 12 и 13, представляющими, например, мостиковые схемы, которые соединены с входами компаратора 14, например, модуляторного типа. При этом выпрямитель 12 подключен ко входу измерительному (U_x), а выпрямитель 13 – к эталонному входу (U_e) компаратора 14. Выход компаратора соединен с индикатором 15, например, светодиодом.

При бурении горных пород до входа в угольный пласт сейсмосигнал будет в породе больше, чем в угольном пласте, что наблюдается в элементах схемы 9–10–12. При этом напряжение $U_x - U_e$, сигнал на выходе компаратора 14 отсутствует, светодиод не горит.

При бурении в момент входа долота в угольный пласт за счет волноводного эффекта коэффициент затухания в угольном пласте меньше, следовательно, сейсмосигнал от забоя бурящейся скважины в нем будет больше, чем в породе, что можно наблюдать в элементах схемы 9–11–13. При этом напряжение на входах компаратора $U_x > U_e$, благодаря чему вырабатывается сигнал на выходе компаратора, светодиод будет гореть, что свидетельствует о начале бурения угольного пласта. Дополнительным признаком этого события будет возрастание скорости бурения.

Статистически установлено, что при бурении каждой четвертой разведывательной скважины происходит проскакивание (пробуривание) угольного пласта. Для устранения этого недостатка выполняют следующие сверхнормативные работы:

- выемка буровых штанг и бурового инструмента;
- установка клина в скважине;
- загрузка буровых штанг;
- новое бурение скважины от клина до встречи с угольным пластом.

Разработанные способ и устройство определения места встречи долота с угольным пластом при бурении может быть использован также при разведке пластовых и жильных рудных месторождений, так как эффект образования каналовых волн при этом носит ярко выраженный характер.

5.6. Способ и устройство для определения местонахождения шахтеров, попавших в завал

Успех спасения людей, застигнутых обрушением в шахте, определяется в основном двумя факторами: состоянием пострадавших и временем их пребывания за завалом. При недостатке воздуха для дыхания, угрозе повторного обрушения даже незначительный выигрыш во времени зачастую имеет решающее значение. В связи с этим определение местонахождения шахтеров, попавших в завал, является одним из важнейших условий их спасения.

При обрушении горных выработок люди, оказавшиеся за завалом, как правило, подают звуковые сигналы [163], ударяя о твердый предмет, угольный (породный) массив топором или обушком, а также периодически включая отбойный молоток. Это необходимо для того, чтобы горноспасатели могли их услышать с помощью имеющейся на вооружении ВГСЧ аппаратуры [143] прослушивания сигналов, объективно оценить аварийную обстановку.

При применении аппарата прослушивания сигналов типа "Поиск" шттырь для установки сейсмоприемника забивают в пласт угля или боковые породы. При поступлении от пострадавших сигнала, меняя точки прослушивания и перенося сейсмоприемник на 10–15 м в разные стороны от каждой точки, устанавливают ориентировочно местонахождение людей (по изменению громкости принимаемых сигналов).

Недостатками описанного способа являются:

1. Низкая оперативность обнаружения шахтеров, попавших в завал, так как используется метод проб и ошибок для определения их местоположения, а именно, преобладают трудоемкие многократные операции по перенесению сейсмоприемника в разные точки приема.
2. Низкая точность определения местоположения шахтеров, попавших в завал, так как для этого используется субъективная оценка

громкости, которая к тому же может сильно меняться от изменения свойств горных пород, а также от анизотропии, нарушенности и инородных включений.

Разработанная теория (см. гл. 4) позволяет на основе описанного способа выполнить новое техническое решение [144], которое лишено отмеченных недостатков.

В предлагаемом техническом решении (способе определения местонахождения шахтеров, попавших в завал) на основе изложенной выше методики (см. гл. 4) определяют координаты в декартовой системе координат, который создает источник сейсмоакустических импульсов (САИ) в горном массиве путем ударов по нему твердым предметом.

Суть предлагаемого решения изображена на рис. 5.27, где показан горизонтальный разрез выработки, включающий нижний горизонт выработки 1, верхний горизонт 2, завал штрека 3, шахтер (источник САИ) 4, сейсмопреобразователь первой группы (треугольника) 5 и второй группы 6, центры первой группы сейсмопреобразователей 7 и второй группы 8, пеленг на шахтера 4 первой группы сейсмопреобразователей 9 и второй группы 10.

Способ реализуется следующими операциями. Измеряют скорость V распространения САИ в горном массиве, задают частоту f тактовых электрических импульсов, с помощью которых измеряют задержки времени, определяют длину стороны l равностороннего треугольника, размечают на плоскости горного массива на расстоянии не более 300 метров от предполагаемого местонахождения шахтера два разнесенных в пространстве равносторонних треугольника, измеряют расстояние между центрами треугольников, ориентируют треугольники в одной плоскости, устанавливают сейсмопреобразователи в вершинах треугольников, принимают САИ, создаваемые шахтером, измеряют обособленно в вершинах каждого треугольника задержки времени с помощью тактовых электрических импульсов, вводят задержки в память вычислителя, принимают за начало отсчета пеленга шахтера одноименные биссектрисы треугольников и ведут его против часовой стрелки, задержки времени прихода сигнала в вершины каждого треугольника в зависимости от направления (пеленга) φ описывают формулами (5.17). Вычисляют сторону треугольника, угол места, а

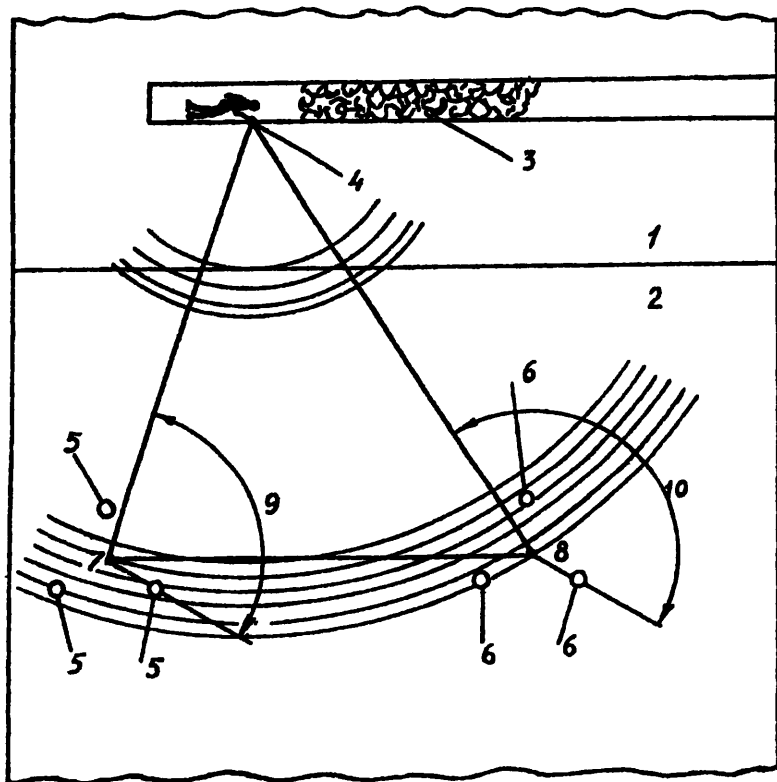


Рис. 5.27. Способ определения местонахождения шахтеров, попавших в завал

затем определяют местонахождение (пространственные координаты) шахтера, т. е. абсциссу, ординату и аппликату по формулам (5.19, 5.20, 5.23).

На рис. 5.28 представлена схема устройства, реализующего способ, где показаны схемы измерения задержек времени прихода сигнала в разные каналы приема, сейсмопреобразователи 5 и 6, усилители 11.1–11.2, компараторы 12.1–12.2, триггеры 13.1–13.2, счетчики импульсов 14.1–14.2, схема совпадения 15.1–15.2, генератор тактовых импульсов 16, коммутаторный блок 17, вычислительный блок 18.

Устройство для определения координат шахтера при завале снаб-

жено вычислительным блоком и двумя схемами измерения временных задержек, каждая из которых содержит схему совпадения и три параллельные цепочки, каждая из которых содержит последовательно соединенные сейсмопреобразователи через усилитель с компаратором, триггер и счетчик импульсов, при этом выходы триггеров соединены

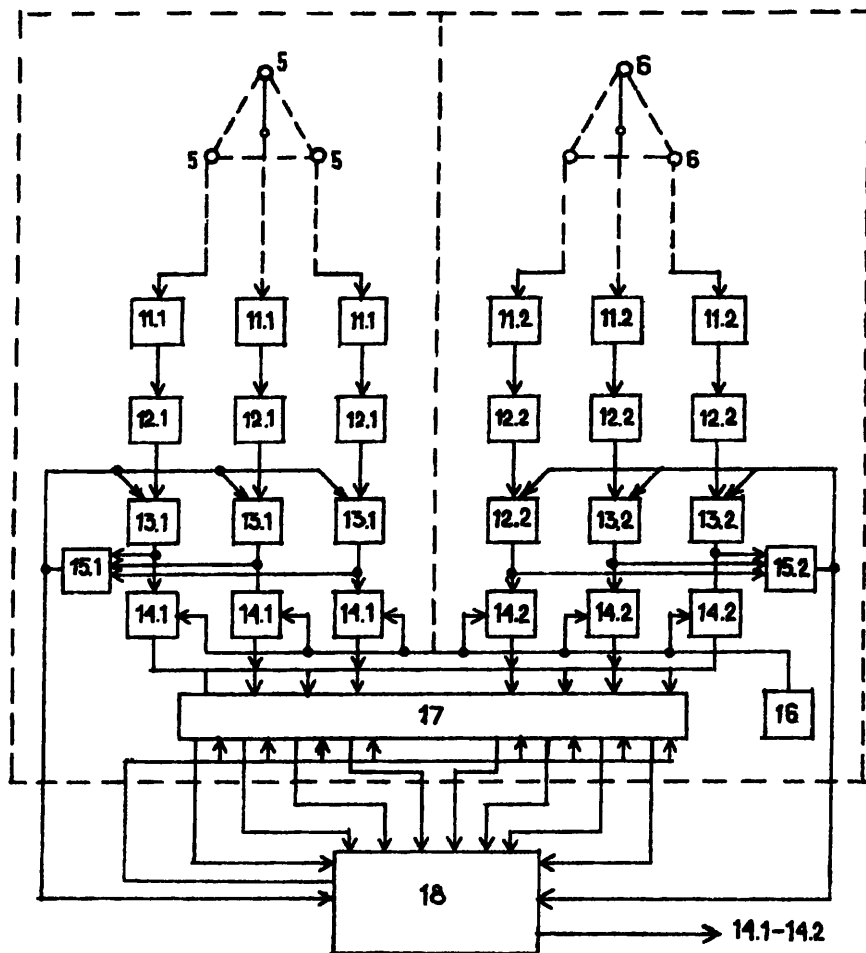


Рис. 5.28. Портативное устройство определения местонахождения шахтеров, попавших в завал

с входами схемы совпадения, выход которой соединен со вторыми входами триггеров и вычислительным блоком, подключенным через коммутаторный блок к счетчикам, подключенными к генератору тактовых импульсов.

Устройство работает следующим образом.

Сейсмоакустические импульсы, создаваемые шахтером, принимаются сейсмоприемниками 5, 6. Импульс сначала достигает ближнего к источнику сейсмоприемника, включенного, например, в группу 5, преобразуется в электрический сигнал и усиливается в усилителе 11.1. Если величина сигнала превосходит заданный уровень, он проходит через компаратор 12.1 на вход триггера 13.1. Триггер опрокидывается и дает разрешение счетчику 14.1 вести счет импульсов, вырабатываемых генератором тактовых импульсов 16 и поступает сигнал на вход схемы совпадений 15.1. Через некоторое время сигнал от источника (шахтера) достигает следующего сейсмоприемника 5, включенного в другую цепочку той же схемы. При этом как и в предыдущем случае срабатывают аналогичные элементы и в результате счетчик 14.1 начинает считать импульсы, вырабатываемые генератором тактовых импульсов 16. С приходом САИ от шахтера к третьему сейсмоприемнику 5, включенному в цепочку той же схемы соответственно срабатывают все элементы этой цепочки, включая триггер 13.1. При этом на входе схемы совпадений 15.1 одновременно будут присутствовать три сигнала, она срабатывает и возвратит все три триггера 13.1 в исходное состояние, а вычислительный блок 18 через коммутаторный блок 17 считает показания счетчиков этой схемы. После этого схема будет готова к приему следующего САИ, а вычислительный блок 18, по данным счетчиков 14.1 схемы вычисляет пеленг φ_1 шахтера. Через некоторый промежуток времени или одновременно САИ от шахтера достигнет сейсмоприемников 6 другой схемы. При этом в аналогичной последовательности срабатывают параллельные цепочки и элементы схемы, а вычислительный блок 18 по данным счетчиков 14.2 схемы вычисляет еще один пеленг φ_2 по тем же алгоритмам, но с новыми задержками времени. Затем в блоке 18 вычисляются углы α_1, α_2 , угол места β и координаты шахтера x_1, y_1, z_1 .

Вычислительным блоком 18 может служить, например, микро-ЭВМ

Электроника МС 1103, предназначенная для широкого применения в системах контроля.

Длина стороны / равносторонних треугольников лежит в пределах 0,3÷2,0 метра. а расстояние между центрами треугольника от 1 до 100 метров.

Следует отметить, что промышленных образцов, аналогичных предложенному техническому решению, не существует. Разработанный способ позволит улучшить систему жизнедеятельности шахтеров, повысить оперативность спасательных работ и снизить их себестоимость.

Из материала настоящей главы вытекает, что средства локации сейсмоакустических источников в массиве горных пород носят ряд общих конструктивных свойств, хотя природа источников может быть различна. С этих позиций представляется весьма существенным то, что разработанные технические средства для одних целей, например, для локации сейсмоакустических источников в угольном пласте, при незначительной модернизации (замена сейсмоприемников, усилителей, алгоритмов и операций настройки) могут быть использованы для решения технических задач другого назначения. Таким образом, предложенная разработка технических средств для сейсмоакустической локации прогнозируемых внезапных выбросов может использоваться в качестве типовой при создании средств другого назначения.

Целесообразность сейсмоакустической локации очагов прогнозируемых внезапных выбросов в призабойной части угольного пласта обусловлена, во-первых, значительным повышением качества прогнозирования и, во-вторых, снижением затрат на профилактические мероприятия. Однако существующие технические средства типа ЗУА (звукоулавливающая аппаратура) только регистрируют сейсмоакустические импульсы, возникающие в отрабатываемом пласте под действием накопленной упругой энергии. В связи с этим в институте "Гипроуглеавтоматизация" разработаны и находятся в стадии изготовления технические средства, которые позволяют не только регистрировать количество естественных сейсмоакустических импульсов в единицу времени, но также определять в реальном времени местонахождение источника, породившего сейсмоимпульсы, т. е. осуществлять локацию очагов вероятных внезапных выбросов. Эта дополнительная

информация позволит прогнозировать внезапные выбросы по месту и времени, что дает существенные преимущества по сравнению с традиционным вариантом.

Выявленный закон изменения задержек времени прихода сигнала от источника сейсмических колебаний, расположенного в любой точке полупространства относительно плоскости размещения сейсμοприемников позволил разработать новые технические решения определения местоположения источника в полупространстве. К этим техническим решениям относятся разработанные способ для автоматического определения координат очагов прогнозируемых внезапных выбросов на мощных пластах, способ для определения местонахождения экскаватора в забое и учета его работы, способ и устройство контроля прямолинейности при бурении оси глубоких скважин и способ определения местонахождения шахтеров, попавших в завал. При этом разработаны индивидуальные алгоритмы, позволяющие в каждом отдельном случае определять местоположение источника в трехмерном пространстве, что в значительной мере расширяет функциональные возможности при решении производственных задач по управлению, контролю и учету.

Разработанные и изготовленные технические средства при незначительных изменениях в конструкциях могут быть использованы для решения других аналогичных производственных задач и выпускаться серийно.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Теоретические и практические результаты выполненных исследований позволили расширить и углубить знания в области геоинформатики и на этой основе разработать методы определения местоположения сейсмоакустических источников в массиве горных пород. Им предшествовала сформулированная и доказанная авторами монографии основополагающая теорема о проекциях сторон равностороннего треугольника на прямую, вращающуюся вокруг его центра, которая предоставляет возможность для решения множества научно-производственных задач, связанных с нахождением координат источника сейсмоакустического сигнала по измеренным задержкам времени в вершинах треугольника.

В целях реализации данной идеи разработаны алгоритмы и технические устройства по пеленгации источников возмущения в горном массиве. Теоретически обоснована необходимость наличия трех точек (треугольник) регистрации времени прихода сейсмосигнала на плоскости и шести точек (два разнесенных треугольника) в трехмерном пространстве для однозначного определения азимутального угла и угла места источника возбуждения сигнала. Показано, что для каждого треугольника присущи три временные задержки.

Выбор места точек регистрации сейсмоакустического сигнала и размеры базы треугольника осуществляются с учетом однородности свойств горного массива и идентичности его напряженного состояния, наличия плоского фронта сейсмической волны и ее затухания в замкнутом трехмерном пространстве. Расстояние от источника до центра треугольника должно быть на порядок больше стороны треугольника, а расстояние между центрами треугольников в трехмерном пространстве – более трехкратной стороны треугольника.

С учетом выявленных базовых данных разработана система автоматического контроля местоположения источника излучения сейсмосигнала, которая содержит ЭВМ, интерфейс и блок сейсмоприемников. Испытания системы в заводских условиях на предприятии АООТ “Логика” и на разрезах ПО “Экибастузоль” показали, что абсолютная

ошибка определения азимутального угла не превышает 2° и амплитудно-частотная характеристика системы зависит от периода колебаний сейсмоакустического сигнала, однородности горных пород, их напряженного состояния и расстояния до источника излучения.

Для поддержания жизнеспособности, ритмичности и четкой работы системы автоматического контроля местоположения источника излучения сейсмосигнала предложена математическая модель в виде трех аналитических зависимостей, обеспечивающая измерения временных задержек и вычисления по машинным программам азимута, угла места и координат трехмерном пространстве.

Приведенные в монографии научные результаты многолетних исследований авторов позволили разработать и защитить авторскими свидетельствами ряд новых технических решений по определению координат источника сейсмоакустических сигналов в трехмерном пространстве. Это, в частности, “Способ и устройство контроля прямолинейности бурения скважин в массиве горных пород”, “Способ для автоматического определения координат очагов прогнозируемых внезапных выбросов на толстых угольных пластах”, “Способ для определения местоположения экскаваторов в забое и учета его работы”, “Способ определения местоположения шахтеров, попавших завал” и индивидуальные машинные алгоритмы к перечисленным решениям.

При незначительных изменениях в конструкциях эти устройства могут быть использованы для решения других производственных задач: оценить сейсмическую энергию взрыва, осуществить пеленгацию взрыва и горного удара, оценить размеры зон деформации и нарушения целостности массива при взрыве зарядов ВВ, подсчитать и обнаружить не взорвавшиеся заряды, определить координаты очагов внезапных выбросов на тонких угольных пластах, осуществить региональные прогноз по горном ударам и др.

Изложенные в монографии новые знания в области горной геофизики и геоинформатики в значительной степени расширяют их функциональные возможности в сфере контроля за состоянием горного массива и управления процессами деформирования и разрушения горных пород под действием сил природного и техногенного происхождения. Они будут способствовать принятию своевременных целенаправленных мер для предотвращения возможных негативных действий названных сил.

1. Лейбензон Л. С. Курс теории упругости. М.: Гостехиздат, 1947. 464 с.
2. Гир Дж., Шах Х. Зывкая твердь // Перевод с английского. М.: Мир, 1988. 220 с.
3. Kaiser J. Untersuchungen uber das Auftreten von Gerauschen beim Zugversuch, Technische Hochschule. Munich, 1950. 125 p.
4. Коллакот Р. Диагностика повреждений // Перевод с английского. М.: Мир, 1989. 512 с.
5. Казан Я. Я., Лавров И. М. Некоторые частотно-энергетические характеристики сейсмоакустических импульсов, возникающих при разработке угольного пласта // Научн. сообщения ИГД им. А. А. Скочинского. Вып. 43, М.: Недра, 1969. С. 34–39.
6. Анцыферов М. С., Константинова А. Г., Переверзев Л. Б. Сейсмоакустические исследования в угольных шахтах. М., АН СССР, 1960. 104 с.
7. Казан Я. Я. Исследование энергии сейсмоакустических импульсов, возникающих при разрушении угольного пласта // Изв. АН СССР. Сер. Физика земли. № 2, 1969. С. 25–28.
8. Ханеками Х. Г. Контроль удароопасных участков с помощью сейсмоакустической станции института "Бергбау-Фроршунг" // Глюкауф, № 22. 1985. С. 65–67.
9. Анцыферов М. С. Создание метода и аппаратуры с. а. прогноза опасности возникновения динамических явлений при разработке д. т. н. М., ИГД им. А. А. Скочинского, 1973. С. 93–95.
10. Байконуров О. А., Винокуров Л. В. Определение допустимой величины колебания горных пород // Сб. научн. трудов. / Проявление горного давления на рудниках Казахстана. Алма-Ата, 1967. С. 45–49.
11. Саваренский Е. Ф. Сейсмический волны. М.: Недра, 1972. 291 с.
12. Садовский М. А. Простейшие приемы определения сейсмической опасности массовых взрывов. Изд. АН СССР, 1946. С. 72–75.
13. Мосинев В. П. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976. 271 с.
14. Петухов И. М. Горные удары на угольных шахтах. М.: Недра, 1972. 221 с.

15. *Петухов И. М., Литвин В. А., Кучерский Л. В.* и др. Горные удары и борьба с ними. Пермь: Пермиздат, 1969. 397 с.
16. *Петухов И. М., Винокур Б. Ш., Смирнов В. А., Потехин Р. П.* О связи разрушения в очаге с параметрами сейсмоакустических импульсов. Тр. ВНИМИ. 1968, № 64. С. 112–115.
17. *Пузырев В. Н.* Состояние и перспективы решения проблемы борьбы с внезапными выбросами угля и газа на шахтах восточных районов. Уголь, № 5, 1989. С. 39–44.
18. *Петухов И. М., Линьков А. М.* Об энергетическом критерии устойчивости в теории горных ударов. Тр. ВНИМИ. Сб. 91. Л.: ВНИМИ, 1974. С. 182–184.
19. *Петухов И. М., Линьков А. М.* Механика горных ударов и выбросов. М.: Недра, 1983. 279 с.
20. *Петров Н. Г.* Короткозамедленное взрывание на шахтах. М.: Недра, 1969. 144 с.
21. *Вессон Р. Л., Максимов А. Б., Нерсесов И. Л.* и др. Результаты совместных полевых сейсмоакустических исследований 1974 г. в Ханте // В сб. советско-американских работ по прогнозу землетрясений. Т. 1, кн. 1. Душанбе-Москва: Дониш, 1976. С. 28–42.
22. *Петухов И. М., Смирнов В. А., Винокур Б. Ш.* и др. Геофизические исследования горных ударов. М.: Недра, 1975. 134 с.
23. Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих пласты, склонные к горным ударам (к № 117 Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах). Л.: ВНИМИ, 1981. 119 с.
24. *Петухов И. М.* О комплексном методе исследования горных ударов. Тр. ВНИМИ. Сб. 59. Л., 1965. С. 160–199.
25. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, склонных к горным ударам. Л.: ВНИМИ, 1980. 148 с.
26. *Минин Ю. Я., Немировский П. И., Машихина Л. А.* А. с. 395576 СССР. Прибор для измерения напряженного состояния массива крепких горных пород. Бюл. изобр. № 35. 1973.
27. *Винокур Б. Ш., Сысолятин Ф. В., Неупокоев В. А., Потехин Р. П.* Способ определения опасности участков массива горных пород. А. с. 594333. СССР, бюл. изобр. № 7, 1978.
28. Методические указания по оценке напряженного состояния угля и пород электрометрическим методом. Изд. ВНИМИ, 1974. 59 с.
29. Методические указания по прогнозированию динамических явлений на угольных пластах по их фазово-физическим свойствам. Изд. ВНИМИ. Л., 1981. 22 с.
30. *Анцыферов М. С., Глушко В. Т., Сахаров Г. Д.* Методы и средства многоканальной сейсмоакустики. В кн. 2 и 1. С. 393–400.
31. *Вьюшков Л. Ю., Гринштейн Б. П., Иванов-Шич Н. К.* и др. Устройство для прогноза выбросоопасности пластов. А. с. 1245715, СССР. 19767.

32. Дон-Лит Л. Сейсмическое действие взрыва. Госгортехиздат, 1963. 255 с.
33. Егоров П. В., Антонов А. А., Скитович В. П. и др. Пути решения проблемы горных ударов на рудниках Талнаха. Безопасность труда в промышленности, № 7, 1979. С. 31–55.
34. Указания по бесконтактным геофизическим методам прогноза степени удароопасности участков угольных пластов и рудных залежей. Л.: ВНИМИ, 1981. 37 с.
35. Указания по безопасному ведению горных работ при строительстве и эксплуатации шахт Северно-Уральского бокситового рудника, подверженных горным ударам. Л.: ВНИМИ. 1981. 40 с.
36. Назарный С. А. Установление предупредительных признаков выбросов угля и газа с помощью микросейсмических приборов. Уголь, № 3. 1953. С. 32–37.
37. Руководство по прогнозу выбросоопасности угольных шахтопластов и отдельных зон на шахтах Донбасса. М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1970. 41 с.
38. Виноградов С. Д. Акустические наблюдения процессов разрушения горных пород. М.: Наука, 1964. 84 с.
39. Ризниченко Ю. В., Сылаева О. И., Шамина О. Г. и др. Сейсмоакустические методы изучения напряженного состояния горных пород на образцах и в массиве. Тр. АН СССР, № 34. М.: АН СССР, 1956. С. 74–164.
40. Корреляционная методика прогноза опасности динамических явлений по периодическим составляющим сейсмоакустического режима. М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1975. 27 с.
41. Тезисы докл. всесоюзной научно-технической конференции. Методы и технические средства контроля и прогнозирования проявлений горного давления на подземных рудниках цветной металлургии. Свердловск. 1979. С. 71.
42. Нечаев В. В., Искра А. Ю., Терещенко А. В. Микросейсмоакустическая станция "Прогноз-5" для локализации источников акустической эмиссии в горном массиве. Тезисы докладов всесоюзной конференции, исследование современных физических методов в неразрушаемых исследованиях и контроле. Хабаровск, 1987. С. 69–70.
43. Надирашвили Н. Р. Геофизические исследования горного давления на пологих рудных пластах. М.: Недра. 1977. С. 216.
44. Мельников Н. И., Распопов О. М., Ерухимов А. Х., Кузьмин И. А. Новый инструмент исследований в горной геофизике // Вестник АН СССР, 1987. № 5. С. 6–15.
45. Oubenhoven M. S., Tipton R. E. Microseismic source locations, around black canyig of the Climax molybdenum mine. P. 13.
46. Lasocki Stanislaw. Mozliwosci ptzewedywania tapan z obserwacji mikrosejzmo logicznygh. "Nech. i antom. gorn", 1987. 25. N 1. P. 55–59.
47. Majewska Zofia. Mrcak Henryk. Zwiazek pomirzdu aktywnoscia sejsmoakustyczna a parametrami hydrodynamicz. vumi asrodka. "arch. gorn". 1987. 32. N 1. P. 137–151

48. Ризниченко Ю. В., Ванен И., Сибек В. и др. Исследование горного давления геофизическими методами. М.: Наука, 1967. 215 с.
49. Armstrong B. M. Acoustic emission prior to rockbursts and earthquakes. Bull. Seismolog. Soc. Am. V. 59, N 3, June, 1969. P. 1259–1279.
50. Смирнов В. А. Геофизические методы исследования горных ударов. Автореф. дис. ... к. т. н. Л., 1964. 23 с.
51. Андреев С. С. О методах интерпретации близких землетрясений // Физика землетрясений и сейсмика взрывов / Тр. ИФЗ. Вып. 25 (192). М.: АН СССР, 1962. С. 226–311.
52. Ямщиков В. С. Контроль процессов горного производства. М.: Недра, 1989. 445 с.
53. Якубов М. С. Способ определения координат очага землетрясений по моментам вступления прямых волн // Сейсмические приборы. Вып. 8. М.: Наука, 1975. С. 25–28.
54. Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих пласты, склонные к горным ударам. Л.: ВНИМИ. 1981. 119 с.
55. Методика геофизического прогноза удароопасности участков угольных пластов и рудных залежей / Под ред. И. М. Петухова, В. А. Смирнова. М.: Недра. 1980. 92 с.
56. Ракишев Б. Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. Алма-Ата: Наука, 1983. 240 с.
57. Беляев Н. М. Сопротивление материалов. М., 1976. 608 с.
58. Никифоровский В. С., Шемякин Е. И. Динамическое разрушение твердых тел. Новосибирск, 1979. 272 с.
59. Черепанов Г. П. Механика хрупкого разрушения. М., 1974. 640 с.
60. Покровский Г. И., Федоров И. С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. М., 1957. 276 с.
61. Ракишев Б. Р. Теоретическая механика в горнотехнических задачах. Алматы: Рауан, 1994. 314 с.
62. Ракишев Б. Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород. Алматы: Баспагер, 1998. 210 с.
63. Ракишев Б. Р., Ракишева З. Б. Распределение энергозатрат при взрывании уступов // Физические процессы взрывного разрушения массива горных пород. М., 1999. С. 154–159.
64. Rakishev B. R., Rakisheva Z. B. The new method of the granulometre composition of exploded rocks. Mine planning and equipment selection 37. A. A. Balkema (Rotterdam), 1997. P. 565–570.
65. Ильницкая Е. И., тедер Р. И., Ватолин Е. С., Кунтыш М. Ф. Свойства горных пород и методы их определения. М., 1969. 392 с.
66. Ракишев Б. Р., Мамаев Б. И., Ибраев Ж. А. Ослабление трудно-обрушаемых пород взрывом. Алма-Ата: Наука, 1986. 136 с.

67. *Боронников Д. М., Замесов Н. Ф.* Исследование закономерностей дробления руды при ее отбойке взрывными скважинами. М., 1963. 32 с.
68. *Кутузов Б. Н., Рубцов В. К.* Физика взрывного разрушения горных пород. М., 1970. 177 с.
69. *Рубцов В. К.* Изучение структурных особенностей массива горных пород применительно к взрывным работам // Взрывное дело. М., 1963. № 53/10. С. 31–36.
70. Временная классификация горных пород по степени трещиноватости в массиве. Инф. выпуск. М., 1968. № В-199. 19 с.
71. *Машанов А. Ж.* Механика массива горных пород. Алма-Ата, 1961. 210 с.
72. *Байконуров О. А., Мельников В. А.* Основы горной геофизики. Алма-Ата, 1970. 326 с.
73. *Власов О. Е.* Основы теории действия взрыва. М., 1957. 408 с.
74. *Rakishev B. R., Uvaliev M. K., Rakishev E. B.* Automatic project of the grilling-explosive work of the mines ISC "Jeskazgantsvetmet" 2nd Regional APCOM 97 Symposium on computer applications and operations research in the mineral industries. M, 1997. P. 343–347.
75. *Родионов В. Н., Адушкин В. В. и др.* Механический эффект подземного взрыва. М., 1971. 200 с.
76. *Шемякин Е. И.* Расширение газовой полости в несжимаемой упруго-пластической среде. ПТМФ, 1961. № 5. С. 91–99.
77. *Кутузов Б. Н.* Взрывное и механическое разрушение горных пород. М., 1973. 311 с.
78. *Адушкин В. В., Сухотин А. И.* О разрушении твердой среды взрывом. ПТМФ, 1961. № 4. С. 94–102.
79. *Адушкин В. В., Каазиқ П. Б., Ракишев Б. Р.* Исследование динамики движения массива при взрывании уступов скважинными зарядами // Взрывное дело. М., 1976. № 76/33. С. 98–109.
80. *Ханукаев А. Н.* Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. М., 1974. 223 с.
81. *Ракишев Б. Р.* О моделировании процесса образования навала взорванной породы // Взрывное дело. М., 1976. № 77/34. С. 252–260.
82. *Rakishev B. R., Kushpanov M. S., Muhamedzhanov E. B.* Uniting Principle of Different laws of Mining Rocks Crushing. Tenth International Symposium on Mining Planning and Equipment Selection. New Delhi, 2001. P. 214–220.
83. *Белаенко Ф. А.* Исследования полей напряжений и процесса образования трещин при взрыве колонковых зарядов в скальных породах // Вопросы теории разрушения горных пород под действием взрыва. М., 1958. С. 126–139.
84. *Друкованный М. Ф.* Методы управления взрывом на карьерах. М., 1973. 415 с.

85. Зволинский Н. В., Подъяпольский Г. С., Флитман Л. Н. Теоретические аспекты задачи о взрыве в грунте // Изв. АН СССР. Физика Земли, 1973. № 1. С. 28–47.
86. Демидюк Г. П., Роголис В. С. Пути уменьшения разубоживания руд при взрывной отбойке // Исследование физико-механических свойств и взрывного способа разрушения горных пород. М., 1970. С. 144–151.
87. Митин В. Д. Разрушение горных пород в сторону массива при взрывной отбойке // Взрывное дело. М., 1969. № 67/24. С. 132–141.
88. Дубынин Н. Г., Рябченко Е. П. Отбойка руды зарядами скважин различного диаметра. Новосибирск, 1972. 136 с.
89. Протодяконов М. М. Материалы для урочного приложения горных работ. М., 1926. Ч. 1. 274 с.
90. Комир В. М. и др. Моделирование разрушающего действия взрыва в горных породах. М., 1973. 215 с.
91. Томас К., Атчисон. Основы взрывного дробления // Открытые горные работы (перевод с английского). М., 1971. С. 128–145.
92. Rakishev B. R., Rakisheva Z. B. Crush crater at the area of holes over-drilling. 16th Mining Congress and Exhibition of Turkey. Ankara, 1999. P. 37–41.
93. Казаков Н. Н. Взрывная отбойка руд скважинными зарядами. М., 1975. 190 с.
94. Медведев С. В. Инженерная сейсмология. Стройиздат, 1962. 284 с.
95. Авт. свид. 1420571 СССР. Устройство для оценки сейсмической энергии взрыва / Винокуров Л. В., Ракишев Б. Р., Горчакова Л. В. Опубл. в БИ № 32. 1988.
96. Винокуров Л. В., Ракишев Б. Р. Теоретические предпосылки пеленгации взрывов и горных ударов. Тезисы доклада на всесоюзном научно-техническом совещании “Совершенствование буровзрывных работ на карьерах КМА”. Губкин, 1986.
97. Винокуров Л. В. Автоматизированная система определения направлений на очаги сейсмоакустических возмущений и контроля их интенсивности. Отчет по договору о научно-техническом сотрудничестве с ИГД им. А. А. Скочинского. М., 1986. 150 с.
98. Винокуров Л. В. Теорема о вращающейся прямой вокруг центра равностороннего треугольника и ее применение в горном деле. Деп. в ЦНИЭИуголь № 4447. М., 1988. 6 с.
99. Винокуров Л. В. Автоматическая система пеленгации взрывов и горных ударов на базе микропроцессорной техники. Тезисы докладов на всесоюзном научно-техническом совещании. Тезисы докладов на всесоюзном научно-техническом совещании “Применение микропроцессорных средств для автоматизации машин, оборудования и приборов и создания АСУ в цветной металлургии”. М., 1985. С. 62–65.
100. Винокуров Л. В. Способ контроля сейсмического действия взрывов на мобильное оборудование на открытых разработках. Доклад на всесоюзном совещании “Теории и практика применения мобильного оборудования на открытых разработках”. М., 1986. С. 45–48.

101. *Винокуров Л. В.* Алгоритм вычисления координат взрывов и горных ударов. Тезисы докладов научно-технической конференции “Механизация и автоматизация в горно-химической промышленности”. Кутаиси-Тбилиси, 1985.
102. *Винокуров Л. В.* Разработка теории и системы пеленгации взрывов и горных ударов. Деп. в ЦНИЭИуголь № 4094. М., 1987. 6 с.
103. *Винокуров Л. В.* Аппаратура прогнозирования горных ударов и выбросов (АПГУВ). Деп. в ЦНИЭИуголь № 3921. М., 1986. 5 с.
104. *Винокуров Л. В.* Новые теоретические разработки для определения местонахождения сейсмоакустических источников. Интегрирования АСУ ПО “Экибастузуголь”: Сб. научн. тр. ин-та “Гипроуглеавтоматизация”. М., 1988. С. 27–31.
105. Авт. свид. 1378610 СССР. Пеленгатор взрывов и горных ударов. Винокуров Л. В., Елизаров Е. А. 1987.
106. Авт. свид. 1462999 СССР. Способ определения координат прогнозируемых внезапных выбросов. Винокуров Л. В., Камынин Ю. П., Елизаров Е. А. 1988.
107. *Сбоев В. М., Востриков В. И.* Устройство для определения координат горных ударов. Авт. свид. СССР № 972433.
108. *Винокуров Л. В.* Совершенствование метода вычисления координат источников сейсмоакустических импульсов. Лдеп. в ЦНИЭИуголь № 4198. М., 1987. 6 с.
109. *Исаев В. П., Гурин А. А.* Ликвидация отказавших зарядов при взрывных работах. М.: Недра, 1984. 80 с.
110. *Исаев В. П., Гурин А. А.* Электронный счетчик взорвавшихся шпуровых зарядов // Безопасность труда в промышленности. 1980. № 7. С. 15–17.
111. *Байконуров О. А., Винокуров Л. В.* Определение допустимой величины скорости колебаний горных пород. Проявление горного давления на рудниках Казахстана. Тр. ИГД АН КазССР. Алма-Ата: Наука, 1967. С. 81–85.
112. *Калотилин Н. В.* Регистрация взорвавшихся шпуровых зарядов // Безопасность труда в промышленности. 1982. № 5. С. 35–38.
113. *Покровский Г. И., Моисеев В. К.* Устройство для подсчета числа взорвавшихся зарядов. Авт. свид. 136967 СССР. БИ № 6. 1961.
114. *Винокуров Л. В.* К вопросу обнаружения невзорвавшихся зарядов. Деп. в ЦНИЭИуголь № 4234. М., 1987. 6 с.
115. А. с. 1434915 СССР. Устройство для подсчета и обнаружения невзорвавшихся зарядов. Винокуров Л. В., Балагуров Л. И., Сорокин В. Г., Горчакова Л. В. 1988.
116. *Винокуров Л. В.* Устройство для управления прогнозом горных ударов и выбросов. Сб. научн. тр. ин-та Гипроуглеавтоматизация. Системы автоматизации, средств автоматики и связи для угольных предприятий. М., 1990. С. 77–81.
117. Авт. свид. 1752080. Способ определения координат очагов прогнозируемых внезапных выбросов. Винокуров Л. В., 1990.

118. *Винокуров Л. В.* К вопросу автоматического определения места прогнозируемых горных ударов. VII Международной конгресс по маркшейдерскому делу. Л.; М.: Недра, 1989. С. 406–408.

119. *Винокуров Л. В.* Концепция автоматизации процесса определения зоны прогнозируемых горных ударов. Тезисы докладов на всесоюзном научно-техническом совещании “Разработка и применение систем автоматизированного проектирования и АСУ горного производства”. Алма-Ата, 1987. С. 33–38.

120. *Винокуров Л. В.* Новые теоретические разработки для определения местонахождения сейсмоакустических источников. Сб. научн. тр. Интегрированная АСУ производственным объединением “Экибастууголь”. М., 1988. С. 91–96.

121. *Ракишев Б. Р., Винокуров Л. В.* Автоматизированный контроль взрывов на карьерах. Тезисы докладов на всесоюзном научно-техническом совещании “Разработка и применение систем автоматизированного проектирования и АСУ горного производства”. Алма-Ата, 1987. С. 52–54.

122. Авт. свид. 1640410 СССР7 Дистанционный способ учета работы горной машины в забое. Винокуров Л. В., Камынин Ю. Н., Лаевский С. Г. Оpubл. в БИ № 13. 1991.

123. *Винокуров Л. В.* Локация очагов прогнозируемых горных ударов полупространстве. Материалы IX всесоюзной конференции по механике горных пород. Фрунзе, 1989. С. 42–46.

124. *Винокуров Л. В.* Автоматизация процесса определения местонахождения прогнозируемых внезапных выбросов. Сб. научн. тр. ин-та Гипроуглеавтоматизация. Система автоматизации, средств автоматики и связи для угольных предприятий. М., 1990. С. 56–59.

125. *Винокуров Л. В.* Способ определения координат очагов прогнозируемых внезапных выбросов. Сб. научн. тр. “Технические средства шахтной автоматики”. М., 1990. С. 63–68.

126. *Винокуров Л. В.* Средства сейсмоакустической локации прогнозируемых внезапных выбросов. Сб. научн. тр. “Технические средства шахтной автоматики”. М., 1990. С. 39–42.

127. *Балагуров Л. И., Винокуров Л. В., Воробьев А. Ф., Сорокин В. Г.* Основные направления развития работ по автоматизации и АСУ ТП на угольных разрезах. Сб. трудов ин-та ГУА. Автоматизированное управление добычей угля открытым способом. М.: Недра, 1985. С. 15–18.

128. Авт. свид. 1789019 СССР. Способ определения местонахождения шахтеров, попавших в завал. Винокуров Л. В., Камынин Ю. Н., Лаевский С. Г. Оpubл. в БИ № 2. 1993.

129. *Бирман Н. Б., Котлубовский И. Г., Перминов А. С., Филиппенко А. И.* Способ автоматического учета основных показателей работы драглайна. Авт. свид. 1170058 СССР. БИ. Т. 28. 1983.

130. Певзнер Л. Д., Комский М. Ю. Алгоритм микропроцессорного управления электроприводом механизма поворота драглайна. Тезисы докладов всесоюзной научной конференции. Актуальные проблемы организации и управления в горном производстве. М., 1986. С. 89–92.

131. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. М., 1978. 541 с.

132. Камынин Ю. Н., Костокрыз П. Л., Пономаренко М. Ф., Музыченко Н. С. Устройство для контроля местонахождения и учета времени работы под нагрузкой угледобывающей машины. А. с. 825936 СССР. 1981.

133. Винокуров Л. В. Перспективы использования передачи информации через загружаемую горную массу. Тезисы докладов всесоюзной научной конференции. Актуальные проблемы организации и управления в горном производстве. М., 1986. С. 26–31.

134. Авт. свид. 1321627 СССР. Способ передачи информации от загружаемого сыпучим материалом транспортного средства к погрузчику. Винокуров Л. В., Балагуров Л. И. Оpubл. в БИ, № 25. 1987.

135. Авт. свид. 1752080 СССР. Способ определения координат очагов прогнозируемых внезапных выбросов. Авт. изобр. Винокуров А. И. 1982.

136. Кутузов Б. Н., Валухин Ю. К. Пути совершенствования подземной отбойки руд. Научн. труды МГИ. М., 1979. С. 56–61.

137. Lewis J. Katz. Method and sistem for seismic continuos bit positioning. Patent USA. № 4, 460, 059, 1984.

138. Авт. свид. 1752942 СССР. Сейсмоакустический способ контроля бурения глубоких скважин. Винокуров Л. В., Камынин Ю. Н., Чупановский Г. Ф., Хоменко Б. Л. Оpubл. в БИ № 29. 1992.

139. Винокуров Л. В., Васковский С. Ф., Балагуров Л. И. Устройство для замены шарошечных долот. Добыча угля открытым способом. № 4, 1983. С. 23–24.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ.....	3
Глава 1. Краткий анализ методов использования сейсмоакустических волн в горном деле.....	5
1.1. Сейсмоакустические волны в упругой среде.....	5
1.2. Источники сейсмоакустических волн в массиве пород.....	12
1.3. Локальные способы прогноза динамических явлений в шахтах рудных и нерудных месторождений.....	26
1.4. Использование акустической эмиссии горного массива для прогноза динамических явлений.....	32
1.5. Региональный прогноз динамических явлений на основе сейсмоакустических наблюдений.....	41
Глава 2. Разрушение массива горных пород при взрыве.....	49
2.1. Разрушение твердых тел при простых нагружениях.....	49
2.2. Физическая сущность разрушения массива горных пород взрывом.....	55
2.3. Физико-механические свойства пород и трещиноватость горных массивов.....	63
2.4. Физическая характеристика взрываемости массива пород.....	70
Глава 3. Параметры разрушения массива горных пород.....	79
3.1. Закономерности развития полости при взрыве цилиндрического заряда ВВ.....	79
3.2. Прочностная характеристика горных пород в условиях взрывного нагружения.....	85
3.3. Конечные размеры полости в массиве горных пород.....	93
3.4. Определение размеров зон разрушения.....	100
3.5. Затраты энергии взрыва на разрушение массива пород.....	107

Глава 4. Определение местоположения сейсмоакустических источников на плоскости.....	120
4.1. Теорема о вращающейся прямой вокруг центра равностороннего треугольника.....	120
4.2. Определение координат источника сейсмоакустической эмиссии....	129
4.3. Устройство для оценки сейсмической энергии взрыва.....	132
4.4. Автоматический пеленгатор взрывов и горных ударов.....	136
4.5. Устройство для подсчета и обнаружения невзорвавшихся зарядов....	142
4.6. Способ и устройство для автоматического определения координат очагов внезапных выбросов на тонких пластах.....	146
Глава 5. Определение местоположения сейсмоакустических источников в пространстве.....	153
5.1. Определение пеленга на источник сейсмоакустических импульсов....	153
5.2. Определение координат источника сейсмоакустической эмиссии....	163
5.3. Способ и устройство для автоматического определения координат очагов внезапных выбросов на мощных угольных пластах.....	169
5.4. Способ и устройство для определения местонахождения экскаватора и учета его работы.....	179
5.5. Способ и устройство для контроля прямолинейности оси скважин в массиве горных пород.....	196
5.6. Способ и устройство для определения местонахождения шахтеров, попавших в завал.....	216
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	223
ЛИТЕРАТУРА.....	225

Научное издание

**Ракишев Баян Ракишевич
Винокуров Леонид Васильевич**

**ПЕЛЕНГАЦИЯ
ИСТОЧНИКОВ ВОЗМУЩЕНИЯ
В МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД**

Монография

*Утверждено к печати Ученым Советом
Казахского Национального Технического
университета им. К. И. Ситпаева*

**Редактор Р. Синицкая
Технический редактор А. Копбаев
Набор и верстка на компьютере Н. Нурсат**

Сдано в набор 21.02.2002. Подписано в печать 25.03.2002.
Формат 60х84¹/₁₆. Бум. офсетная. Гарнитура Таймс.
Усл. п. л. 14,75. Усл. изд. л. 15,0.
Тираж 500. Заказ 32.

Отпечатано в типографии ЮАТ