

工程爆破问题数值模拟研究

刘育魁^① 姚戈^②

(中国科学院力学研究所 北京 100080)

摘要 工程爆破方法在开矿、筑坝、修路和凿洞中得到了广泛使用。经验和分析表明,当炸药埋深超过40米时,重力对爆破抛掷现象有明显影响,但目前缺乏系统研究。本文提出了一个用于爆破作用下的岩体本构数学模型,并用二维轴对称数值计算方法对有重力影响的工程爆破问题初始阶段进行了详细研究。计算结果包括爆炸应力波的传播规律,岩体的加速与破坏过程,空腔与地表面的运动规律,抛掷区的形成与划定,能量分配关系等。结果表明,重力对爆炸波的传播基本无影响,重力仅影响抛掷区的大小和抛掷区动能占总爆炸能的比例。

关键词 工程爆破 爆炸波 计算力学 爆炸力学

一、工程爆破问题概述

实际工程爆破均选择在具有一定坡度的山地进行。在距离地表面一定深度处安置炸药。图1表示单药包工程爆破情形。工程上称药包中心到地表面的最短距离为最小抵抗线。爆炸发生时,药包内气体产物高压推动岩石运动。由于地表影响,抛掷的岩石主要沿最小抵抗线方向运动,并按自由落体规律在山坡下方堆积。这种方法广泛地应用在开矿、筑坝、修路和凿洞施工中。工程爆破的主要问题是:在一已知坡度地形下,如何根据岩石性质确定药包位置和装药量 W ,以产生理想的岩石抛掷量和抛掷速度,从而满足工程所需的土石方堆积量和堆积形状。由于重力方向是铅直向下的,而山坡表面为倾斜状,因此这种爆破问题属三维空间问题,目前还难于求解。为简化,先讨论地表面为水平状的二维轴对称爆炸问题。

地表面为水平状条件下,深度为 h 处安置药量为 W 的炸药包,如图2所示。爆炸后,药包上方的岩石抛掷区大致为一漏斗形状,称为爆破漏斗。由于抛掷的岩石的一部分又回落到漏斗内,所以爆破后的表面弹坑掩盖了爆破漏斗。本文约定,以下凡谈到爆破漏斗时均不考虑回落物,因此爆破漏斗和抛掷区为同一概念,抛掷区边界即真实漏斗边界。同一埋深条件下,如果装药量 W 不同,则形成的漏斗半径 r_c 不同。工程上称 r_c 与 h 的比值为爆破作用指数 n

$$n = \frac{r_c}{h} \quad (1)$$

$n=1$ 时为标准爆破漏斗, $n>1$ 时为抛掷爆破, $n<1$ 时为松动爆破。我国爆破界一般采用包列斯科夫公式描述 h 与 W 的关系

1991年10月28日收到原稿,12月26日收到修改稿。

① 现工作单位为北京商学院计划统计系

② 现工作单位为中国科学院沈阳金属物理所

$$W = k_r h^3 (0.4 + 0.6n^3) \tag{2}$$

其中 k_r 为一系数,与岩石类型和炸药性能有关。此系数可由试验确定,也可以由经验表格查找^[1]。这个公式显然反映了几何相似特点,没有考虑重力影响。经验表明,当 $h > 40\text{m}$ 时,重力影响逐渐显著,上述公式不再适用。但影响规律如何尚为未知,因此需要对有重力影响的爆破抛掷机理进行深入研究。

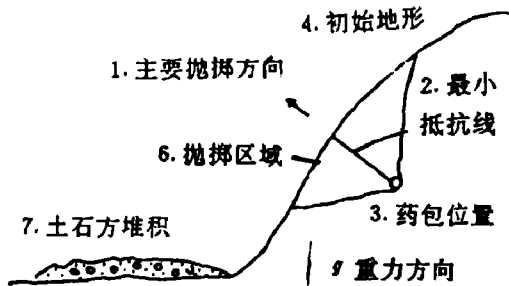


图 1 工程爆破示意图

Fig. 1 Scheme of engineering blast

1. Main direction of ejection, 2. Minimum resistance
3. Explosive position, 4. Original surface,
5. Gravity direction, 6. Ejection zone,
7. Fallen rock and soil

从力学角度看,爆炸发生时炸药在很短时间内变为高温高压气体,压力可达几万大气压。此压力为药包周围岩石强度的十几倍到二十几倍,因此在岩石中产生强爆炸压力波。爆炸压力使周围岩石受到挤压和剪切破坏,形成断裂区。压力波在继续传播过程中不断减弱,但能使岩石变形和开裂,因此断裂区外为裂缝区。裂缝区外的岩石受到弹性扰动为弹性区。自然状态下岩石和孔隙、裂缝、层面、软夹层、水分和有机物混合在一起,习惯上称自然状态下岩石总体为岩体。岩体和岩石性质上的明显差异是体积变形的不可恢复性,即天然裂缝和孔隙等在压缩后卸载时不能恢复到原状,呈压实效应。因此爆炸后,爆心附近还有一压实区。完整和坚硬的岩体在爆炸后压实区小,而松散多孔的岩体爆后压实区明显。当爆炸应力波传到地表面时,引起稀疏波反射,再次使爆心上方岩石获得向上的加速和拉断,形成抛掷区。抛掷区内岩石飞出地面以上形成爆破漏斗,工程爆破中所需土石方主要来源于抛掷区。下面我们提出一个描述岩体本构关系的数学模型,并用数值模拟方法详细研究这个力学过程,以及讨论重力对抛掷规律的影响。

完整和坚硬的岩体在爆炸后压实区小,而松散多孔的岩体爆后压实区明显。当爆炸应力波传到地表面时,引起稀疏波反射,再次使爆心上方岩石获得向上的加速和拉断,形成抛掷区。抛掷区内岩石飞出地面以上形成爆破漏斗,工程爆破中所需土石方主要来源于抛掷区。下面我们提出一个描述岩体本构关系的数学模型,并用数值模拟方法详细研究这个力学过程,以及讨论重力对抛掷规律的影响。

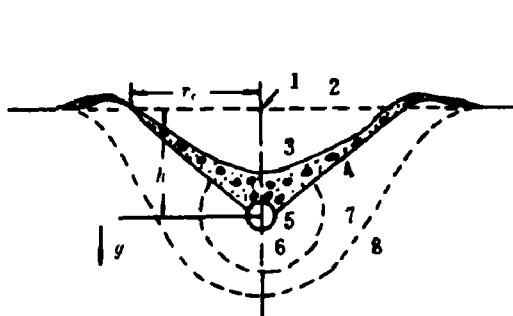


图 2 二维轴对称爆破模型

Fig. 2 Cylindrical symmetric blast model

1. 地面零点, 2. 初始地面,
3. 表面弹坑, 4. 真实弹坑,
5. 药包位置, 6. 压碎区,
7. 裂缝区, 8. 弹性区
1. Surface ground zero,
2. Original ground surface,
3. Apparent crater surface,
4. Surface of true crater
5. Explosive position, 6. Crushed zone,
7. Fractured zone, 8. Elastic zone

二、力学模型和方程组

1. 运动方程组

我们采用 Lagrange 型流体弹塑性二维轴对称运动方程组描述水平地表, 单药包, 有重力影响的工程爆破问题。参看图 5, 坐标原点上取爆破现象地面零点, z 轴方向向下穿过爆心, r 轴为径向向外。需要指出的是我们没有考虑能量方程, 因为在化爆条件下, 岩石变形升温还不足以对压力产生影响。采用人工粘性项处理击波问题。由于这些方程组均为一般格式, 所以我们不在此处列出。

2. 岩体本构关系

工程爆破均在天然岩体中进行, 岩体的力学性质不同于从现场采取完整岩块经加工成岩样后的力学性质。现已有公认的测试岩样力学性质的设备和方法, 却没有公认的测试岩体力学性质的方法。我们认为, 岩体是由完整岩块为母体材料并具有一定孔隙率的多孔介质, 宏观上岩体为均匀介质。当岩体处在自然状态或受力不大时, 它的力学参数可由地震波参数(纵波和横波速度等)换算得出。当岩体受力逐渐增加时, 岩体孔隙逐渐减小, 岩体性质由变模量模型描述逐渐过渡到完整岩样的力学性质。当岩体受力足够大时, 岩体中孔隙完全闭合, 岩体和岩样性质完全一样。卸载过程中, 闭合的孔隙不可能完全恢复到原始状态, 因此岩体体积变形有压实效应。

本文以初始孔隙率为 2% 的花岗岩体为例, 给出全部本构关系的数学模型。定义压缩量

$$\mu = \frac{\rho - \rho_m}{\rho_m} \quad (3)$$

ρ 为岩体密度, ρ_m 为母体材料花岗岩样密度, $\rho_m = 2.7 \times 10^3 \text{kg/m}^3$ 。初始孔隙率为 2%, 相应 $\mu_0 = -0.02$, $\rho_0 = 2.646 \times 10^3 \text{kg/m}^3$ 。岩体压力 p 与 μ 的关系如图 3 所示, 图中曲线 ABCD 为岩体加载 $p-\mu$ 关系, OCD 为岩样 $p-\mu$ 关系。C 点为岩体中孔隙完全闭合状态点, 相应压力 $p^* = 4 \text{GPa}$, $\mu^* = 0.09377$ 。岩样 $p-\mu$ 关系, 即 OCD 曲线, 是

$$p = 40\mu + 28.35\mu^2 \quad (4)$$

单位仍为 GPa。岩体加载线 ABC 是

$$p = k_0(\mu - \mu_0) + k_1(\mu - \mu_0)^2 + k_2(\mu - \mu_0)^3 \quad (5)$$

k_0 是由地震波速换算得到的岩体初始体变模量, k_1 和 k_2 两个系数由 ABCD 线和 OCD 线在 C 点处吻接, 即光滑过渡, 条件确定, 实用数据为 $k_0 = 30 \text{GPa}$, $k_1 = 1.4139 \text{GPa}$, $k_2 = 386.2 \text{GPa}$ 。岩体卸载时, CD 段与加载线相同。当某物质点历史上最大压力低于 C 点时, 卸载沿

$$\frac{dp}{d\mu} = 40 \text{GPa} \quad (6)$$

线进行, 即 BE 线。如有二次加载, 则沿 EBCD 线进行。

剪切模量 G 也由变模量模型描述,

$$G = G_m - (G_m - G_0)e^{-(\mu - \mu_0)/|\mu_0|} \quad (7)$$

G_m 和 G_0 分别是母体材料岩样和岩体的初始剪切模量, $G_m = 24 \text{GPa}$, $G_0 = 18 \text{GPa}$ 。上式表明,

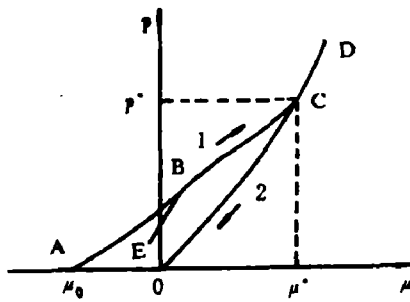


图3 岩体 $p-\mu$ 关系

1. 加载路径, 2. 卸载路径

Fig. 3 $p-\mu$ Curve of mass rock

1. Loading path, 2. Unloading path

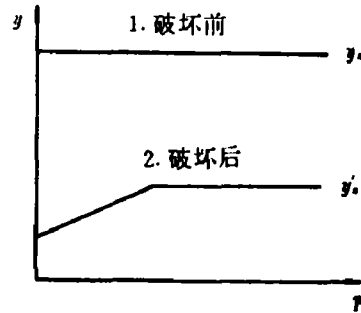


图4 岩石抗剪强度和压力关系

Fig. 4 Relation between strength and pressure

1. Before yield, 2. After yield

当 μ 增加时岩体剪切模量由 G_0 逐渐过渡向

G_m 。

岩体中剪应力增加到一定程度岩体屈服。认为岩体为脆性材料, 屈服即剪断。岩体为多孔介质, 岩体的抗剪能力不是由软弱部分如岩面承担的, 而是由完整岩块承担的, 因此岩体屈服强度同岩样屈服值。采用 Mises 屈服准则, 即岩体内任意点应力偏量第二不变量

$$J_2 = S_x^2 - S_x S_y - S_y S_z - S_z S_x \quad (8)$$

不能超过屈服强度

$$J_2 \leq \frac{1}{3} Y^2 \quad (9)$$

Y 是岩样在简单压缩时单向屈服值。岩石材料 Y 一般是 p 的函数, 岩样的初始屈服强度为常数

$$Y_0 = 0.2 \text{ GPa} \quad (10)$$

条件(9), (10)确定了岩体中断裂区范围。岩块一旦被剪断, 其结构被破坏, 它的抗剪能力可下降到初值的 $1/5 \sim 2/5$, 并且是压力的函数, 由图4所示。认为已剪坏的岩体抗剪强度是

$$Y_s = \begin{cases} 0.04 + 0.08p & \text{当 } p \leq 0.005 \text{ GPa 时} \\ 0.08p & \text{当 } p > 0.005 \text{ GPa 时} \end{cases} \quad (11)$$

我们又用下式控制岩石剪坏后强度的下降过程

$$Y = Y_0 + (Y_s - Y_0) e^{-\frac{p}{r}} \quad (12)$$

其中 $\sum |r|$ 为每个计算单元从首次屈服起的剪应变绝对值之和, 含意是: 屈服后的岩石剪切变形, 不论方向正负, 均加速其结构破坏过程, 使屈服强度降到 Y_s 值。 r 为一计算常数。

还应注意到, 尽管完整岩块有抗拉能力, 但岩体中天然孔隙、裂缝和软弱面等却几乎没有抗拉能力, 一旦岩体受拉, 首先是软弱面被拉开, 因此岩体总体不抗拉。特别是大药量大埋深的爆破现象中, 应力波的特征尺度远大于完整岩块的尺度, 以上假设应是合理的。这样, 取岩体抗拉强度为

$$[\sigma] = 0 \quad (13)$$

这是确定岩体中裂缝区的准则。我们已假定岩体为均匀体,拉断后的岩体仍为均匀体,拉断的特征仅反映在 μ 值的降低上。计算中我们不去求也无法求每个裂缝的位置和宽度。

3. 定解条件

边界条件。实际边界有空腔边界,地表面边界和对称轴。假定空腔内爆炸气体压力均匀并仅是体积的函数,

$$p_0 = 371.4e^{-4.16v} + 3.231e^{-0.05v} + \frac{1.0453}{v^{1.3}} \quad (14)$$

压力单位为 GPa, v 是空腔体积与初始体积之比值。初始时认为炸药空腔为球形,则爆炸当量为 1kT TNT 时,初始半径 $r_0 = 5.271\text{m}$ 。岩体在空腔处的边界条件是:法向应力等于 p_0 值,而切向剪力为零。

地表面边界条件是法向应力与切向应力均为零。对称轴边界条件是径向速度分量为零。

初始条件。由于有重力存在,岩体内有初始地压和地应变。我们假定,初始岩体速度为零,各向应力相等无剪切,则可由岩体性质(3)和(5)以及运动方程得出岩体地压和初密度为

$$p(z) = \rho_0 g z \quad (15)$$

$$\rho(z) = \rho_0 (1 + \rho_0 g z / k_0) \quad (16)$$

以上组成了完备的方程组和定解条件。由于其复杂性,唯一解法是数值计算方法。

三、计算结果和分析

1. 算例和参数

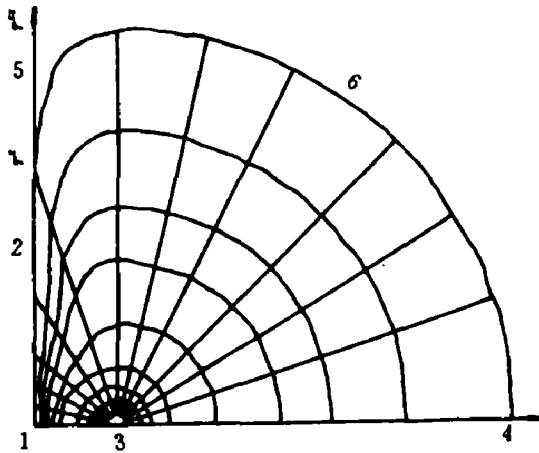
采用如图 5 所示的计算网格划分方法,爆心与网格中心一致,总共用了 40×40 的网格数量。地表面处计算边界 $r^* = 3h$,而岩体中计算边界最大半径 $r^{**} = 4.5h$ 。这种计算边界可保证抛掷区内应力波往返于爆心和地面之间六次而不受计算边界回传扰动的影响,我们采用拉格朗日型差分格式进行数值计算,计算中所用差分格式详见文献[2]。

我们选 2% 孔隙率花岗岩体中 $W = 1\text{kT TNT}$, $h = 60\text{m}$ 的情况为典型算例。根据经验表格^[1]可知公式(2)中 $k_1 = 1.8$,并由(2)计算得到 $n = 1.54$,属抛掷爆破。

如果没有重力影响, $g = 0$,则工程爆破现象几何相似。不同埋深条件下,如果

$$\frac{h}{W^{1/3}} = \text{const} \quad (19)$$

则不同事件对应于同一无量纲方程组,相应点上的强度量和无量纲量,如 p, σ, μ 等都相等,而非强度量如时间 t 都正比于 h 值。不同事件仅求解一次就够了。为研究重力影响,我们仍选择符合(19)式的不同算例,但 $g \neq 0$,因此相应点上的强度量和无量纲量如果不相等,就一定是重力影响的效果。各算例参数由表 1 所示。其中 $t_c = h/5$ 是一时间常数,大约是弹性波由爆心传到地面零点的时间。各算例计算时间均为 t_c 的 6 倍。以算例 2 为典型算例,如未加说明,则以下计算结果是指算例 2 的结果。



1. 地面零点, 2. 初始地面, 3. 爆炸空腔,
4. 深度, 5. 半径, 6. 计算边界
1. Surface ground zero,
2. Original ground surface,
3. Explosion cavity, 4. Depth, 5. Radius,
6. Boundary of computational zone

图5 差分网格

Fig. 5 Difference scheme

表1 各算例参数表

Table 1 Parametric table for each Calculating example

算例编号	埋深 h /(m)	药量 W /(kt TNT)	重力加速度 g /(m/s ²)	时间常数 t_0 /(ms)	爆破作用 指数 n
1	40	0.296	9.81	8	1.54
2	60	1	9.81	12	1.54
2'	60	1	0	12	1.54
3	90	3.375	9.81	18	1.54
4	120	8	9.81	24	1.54

2. 计算结果

1. 应力波传播规律

比较爆心正上方、正下方和侧方的不同时刻正应力、质点速度和压缩量随距离的分布图(图6为正上方应力图)可以发现:

1)当应力波传播距离小于60m时,三个方向图形完全一致。尽管我们用二维轴对称方法计算,并且三个方向网格划分不同,但一致性却很好。说明应力波未到地面前保持球形,不受重力影响。

2)参看图6的应力波形, o 为静止区, a 为弹性前驱波, b 为塑性波峰, c 为波峰后的压缩区,尾部与空腔内气体压力持平。波形具有典型的固体中弹塑性波特点。

3)塑性区,即断裂区在各方向上均为42m,大约是埋深的2/3。

4)连接各相继时刻弹性前驱波阵面可得弹性波行进轨迹,见图6,这样可得到弹性波计算速度为4.85m/ms。另一方面根据岩体 k_0 、 G_0 可得纵波理论速度

$$c_r = \sqrt{(k_0 + \frac{4}{3}G_0)/\rho_0} = 4.53\text{m/ms} \quad (20)$$

二者相当接近。

5)应力波遇到地面后,反射稀疏波向爆心方向传播,再次引起质点的加速。接近表面处的很大深度内应力降为零,μ值不断减小,而速度稳定不再明显变化。说明这个区域内岩石在自由飞散,岩块之间距离不断增大,呈抛掷特点。这个过程表明,抛掷区内岩石加速、破坏和飞散的主要机制是爆炸波和反射波的联合作用结果一致。

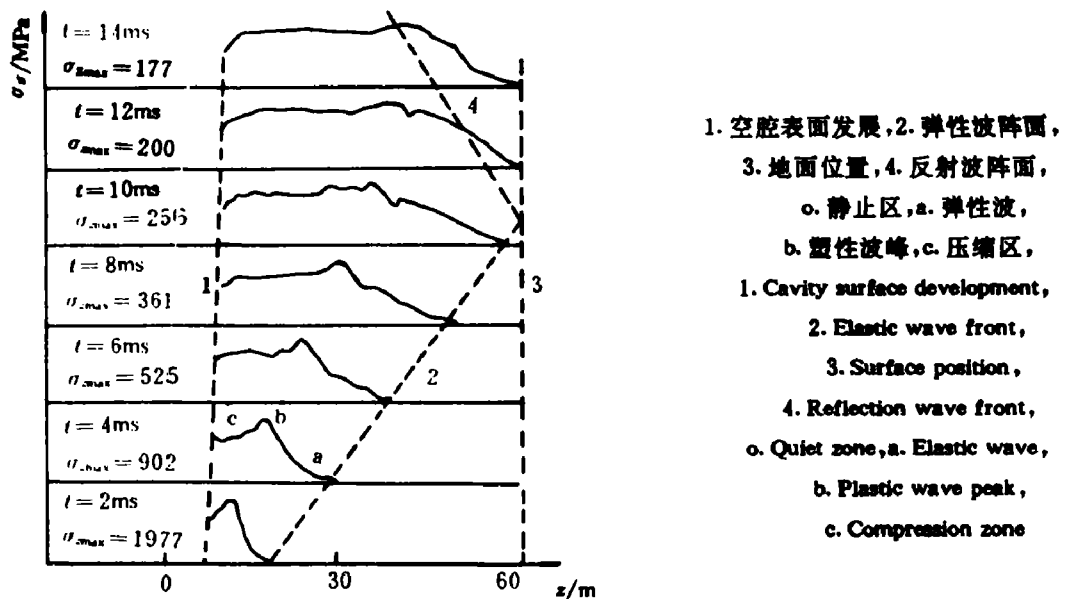


图6 不同时刻爆心上方σ_r图

Fig. 6 σ_r Profile along depth above explosion center at different times

6)爆心附近的岩石质点速度随距离呈 1/r² 分布,与这个区域内岩石处于压缩状态结果一致。

从以上分析中可以得出以下看法:① 计算结果给出了工程爆破现象初始阶段的正确运动图案和应力波传播规律。② 应力波未遇地面之前为球面波,重力影响不明显。③ 抛掷区形成机理主要是爆炸波和地面反射波的作用。④ 计算方法正确合理。

2. 空腔发展规律

当 t ≤ 18ms 时,即地面反射波到达空腔之前,空腔保持球形。t ≤ 24ms 时间内是空腔体积增长快的阶段。t > 24ms 以后空腔压力与岩体抗剪能力持平,空腔体积不再发展,但空腔上部仍继续上移,空腔下部却反弹向上。

3. 地表面运动规律

地表面在反射波过后很快达到峰值速度 19m/s ,以后在重力作用下减速。地表面处,随 r 增加速度减小,并逐渐方向外斜,呈鼓包运动趋势。由于总的计算时间有限,尚未揭示鼓包运动的全过程。

4. 岩石速度场和抛掷漏斗的确定

我们还得到了不同时刻,爆心位置以上的岩体速度方向和速度模量等值线图,图7和图8是 $t=48\text{ms}$ 时刻的图。从这些图中看到:

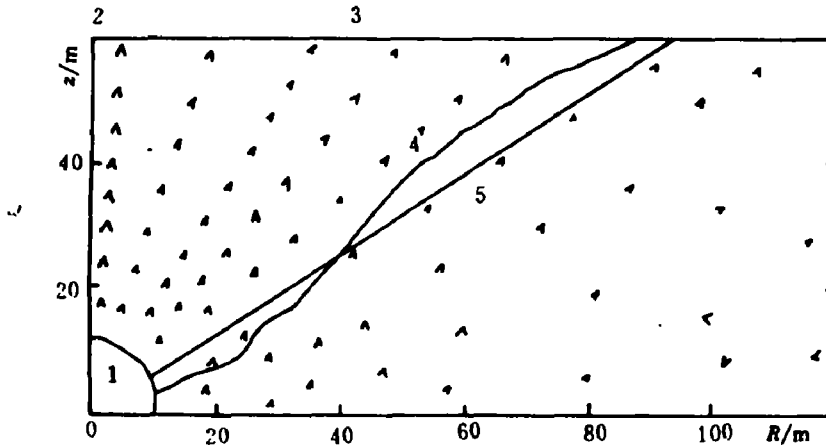


图7 $t=48\text{ms}$ 时刻岩石速度方向图

1. 爆炸空腔, 2. 地面零点, 3. 地表面, 4. 计算弹坑边界, 5. 经验弹坑边界

Fig. 7 Velocity direction field at $t=48\text{ms}$

1. Explosion cavity, 2. Surface ground zero, 3. Ground surface,
4. Computed crater boundary, 5. Experienced crater boundary

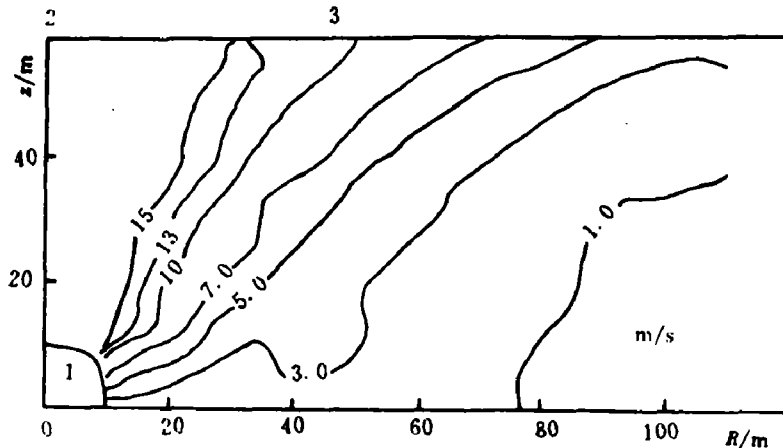


图8 $t=48\text{ms}$ 时刻岩石速度模量等值线图

1. 爆炸空腔, 2. 地面零点, 3. 地表面

Fig. 8 Contours of velocity mode at $t=48\text{ms}$

1. Explosion cavity, 2. Surface ground zero, 3. Ground surface

1) 爆心上方漏斗形区域内,质点速度向上或斜上方,速度值比较大,表明此区域岩石能够抛出地面向四周飞散。

2) 这个区域内,接近地面处质点速度大,而深处速度小。又注意到这个区域应力为零,

压缩量不断减小,可以认为此区域内岩石处于互不挤压、互不追赶的自由飞散状态。

3) $t \geq 36\text{ms}$ 后,此区域内速度分布已稳定,即抛掷区域已形成。

4) 从表1知道指数 $n = 1.54$,它对应图7中的斜直线,为经验漏斗边界。这个漏斗边界十分接近 $|u| = 5\text{m/s}$ 的等值线。此等值线以上岩石不完全具有以上三个特点。还注意到 $|u| \geq 5\text{m/s}$ 的等值线比较密集, $|u| < 5\text{m/s}$ 的等值线比较宽松,而漏斗边界一定处在速度大的区域,而不会处在速度小的区域中,最合适处在速度梯度变化明显处。我们根据以上理由初步选定 $|u| = 5\text{m/s}$ 的等值线为计算漏斗边界。图7表明这个计算漏斗边界相当于 $n = 1.48$ 。根据同一规则可以得到其它算例的计算 n 值,见表2。计算漏斗边界一旦被确定,则漏斗内岩石质量、动能等都被计算出来。

5. 能量分配

我们还计算了产物气体对岩体作的总功 E_T , 岩体总动能 E_k , 和抛掷区内岩体总动能 E_1 。计算终止时刻抛掷区动能占爆炸总能 W 的 1.94%, 与实测结果一致。

表2 各算例主要结果

Table 2 Major results for each Calculating example

算例编号	埋深 h /(m)	断裂区半径 与埋深比值	地面零点 最大速度 /(m/s)	岩体总功 E_T 占总能量 W 比值/(%)	计算 n 值	抛掷区动能 占总能量 W 的比值/(%)
1	40	0.70	19.4	65.1	1.50	2.01
2	60	0.70	19.4	65.1	1.48	1.94
2'	60	0.70	19.4	65.2	1.58	2.06
3	90	0.70	19.4	65.0	1.46	1.86
4	120	0.70	19.4	65.0	1.43	1.75

3. 重力对工程爆破现象的影响

从计算结果,并参看表2,可以知道:

与应力波有关的量,如断裂区半径及地面零点的速度等,与重力无关。重力对岩体做的总功与重力影响也很小。

重力对抛掷区大小(表现在 n 值上),抛掷区动能比例有影响。埋深越大、特征时间越长,重力 g 的积分影响越明显。因此当埋深 $h > 40\text{m}$ 时,确实要考虑重力对抛掷规律的影响。

四、结 论

我们用二维轴对称模型和数值模拟方法研究了有关重力影响的工程爆破力学过程和运动规律。由以上计算结果的分析讨论中可以得到以下主要结论。

1. 计算得出了工程爆破初始阶段的爆炸应力波传播规律,岩体中应力、速度和密度的分布规律,爆炸空腔发展过程,地表面运动特征,岩体中能量分配关系等。分析表明计算结果合理可信,与工程爆破实践结果一致。我们所提供的岩体本构关系和计算方法等可供进一步研究工作的参考。

2. 在应力波于爆心和地表面之间三次往返时间内,抛掷区形成,区内岩石速度场稳定,处于互不挤压自由飞散状态。抛掷区内岩石加速和破坏的主要机制是爆炸波和地面反射波联合作用结果。

3. 重力对爆炸应力波传播和岩石破坏效应基本无影响。重力对工程爆破的主要影响是:当埋深增加时,抛掷区 α 值将减小,抛掷区内动能占爆炸总能比例减小。

4. 根据岩体速度与应力分布特征,并结合工程爆破实际经验,我们初步选定速度模量为5m/s的等值线为划定抛掷区的边界。由于抛掷区内岩石处于自由飞散状态,一旦有了严格确定抛掷边界的方法,可以单独研究抛掷区内岩体运动规律和抛掷过程,从而简化了对鼓包运动规律和抛掷堆积的研究。

以上是对工程爆破现象的初次数值模拟研究。受计算机容量和速度限制,工作有待进一步继续和完善。

参 考 文 献

- [1] 露天大爆破. 北京:冶金工业出版社,1979,72~73页表2.7
 [2] 姚戈. 岩石工程爆破问题的数值模拟与初步分析,[学位论文]. 北京:中国科学院力学研究所,1989

NUMERICAL SIMULATION OF ENGINEERING BLAST

Liu Yukui Yiao Ge

(*Institute of Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Beijing 100080*)

ABSTRACT Engineering blast has been applied widely in different fields, for example, mining, dam construction, road and tunnel engineering, etc. By experience and analysis, when depth of burst is greater than 40 meter, the gravity effect can not be negligible. But the systemic investigation on it is very limited. A mathematical model of rock mass constitution under engineering blast condition is suggested in this paper. And a numerical simulation of engineering blast two dimensional cylindrical symmetry has been used to study the gravity effect. The primary stage of engineering blast was investigated in detail. The main results introduced here consist of stress wave propagation caused by explosion, the acceleration and deformation process of rock mass, cavity development, ground surface movement, formation and definition of ejection zone, energy assign, etc. It was shown that gravity effect on blast wave propagation could be negligible. The gravity primarily effect the scale of ejection zone and the ratio of dynamic energy of ejection zone to the total explosion energy.

KEY WORDS engineering blast, blast wave, computational mechanics, explosion mechanics