

文章编号:1000-582X(2011)06-075-06

爆生气体作用机理及岩体裂纹扩展分析

赵新涛¹, 刘东燕¹, 程贵海², 李东升¹

(1. 重庆大学 土木工程学院, 重庆 400045; 2. 广西大学 资源与冶金学院, 广西 南宁 530004)

摘要:分析了不同装药结构条件下的爆生气体初始压力及气体压力随堵塞物位移的变化规律,从牛顿第二定律入手推导出了堵塞物长度与堵塞物在爆生气体压力作用下运动时间的关系式,然后采用BCM模型对岩体裂纹扩展进行分析,定义裂纹从孔壁沿着最小抵抗线方向扩展到自由面所用的时间为岩体破碎时间,令堵塞物在炮孔中运动时间等于岩体破碎时间,建立了计算堵塞物最佳长度的理论模型,该模型综合考虑了爆生气体压力作用下堵塞物的运动和裂纹扩展导致岩体破碎这两方面。最后将理论计算值与经验值和试验值进行了对比分析,理论计算值与经验值和试验值吻合较好,证明了理论模型具有一定的可靠性。

关键词:爆生气体; 裂纹扩展; 堵塞长度; 岩体爆破; 理论模型

中图分类号: TU452

文献标志码: A

Analysis of blasting gas mechanism and rock crack growth

ZHAO Xin-tao¹, LIU Dong-yan¹, CHENG Gui-hai², LI Dong-sheng¹

(1. College of Civil Engineering, Chongqing University, Chongqing 400045, P. R. China;
2. College of Resources and Metallurgy, Guangxi University, Nanning 530004, Guangxi, P. R. China)

Abstract: Blasting gas effect and rock crack growth have an important influence on rock breaking. The initial pressure of blasting gas under different dynamite installation structures and gas pressure's variation with the displacement of stemming material are analyzed, from Newton's second law the relationship of stemming material's length and the time that it movements in hole under blasting gas pressure effect is derived. The rock crack growth is analyzed by using BCM model, the time that crack grows from hole wall to free surface along minimal resistance line is defined as rock breaking time, let the rock breaking time equal to movement time of stemming material in the hole, the calculation model for calculating stemming material optimal length is established. The model considers two aspects, which are the stemming material movement under blasting gas pressure effect and crack growth leading to rock breaking. The theoretical value is compared with empirical value and experimental value, and theoretical value is close to empirical value and experimental value, so the theoretical model has a definite reliability and can provide theoretical guidance for blasting engineering.

Key words: blasting gas; crack growth; stemming material's length; rock blasting; theoretical model

收稿日期: 2010-12-09

基金项目: 重庆市自然科学基金资助项目(CSTC 2009BB7187); 重庆大学研究生科技创新基金(200811A1B0060295)

作者简介: 赵新涛(1980-), 男, 重庆大学博士研究生, 主要从事爆破及岩石动力学研究, (E-mail) fmjrbaopo@163.com。

研究爆生气体的作用机理及岩体裂纹扩展,不但有助于对岩体爆破破碎的理解,还可以确定炮孔堵塞长度,提高岩体破碎效果和爆破体积。徐颖等^[1]研究了不同装药结构条件下的爆生气体初始压力,罗勇等^[2]研究了炮孔内爆生气体压力的变化规律,描述岩体裂纹的模型为 NAG-FRAG 模型和 BCM 模型^[3],NAG-FRAG 模型只能通过裂纹密度或单位体积裂纹数以建立介质体内裂纹的统计特征,而不是对某一具体裂纹的激活与扩展情况进行论述,BCM 模型提供了爆破作用下的岩体单个裂纹扩展的判据,炮孔堵塞对爆破质量有着直接的影响,罗勇^[2]、张奇^[4]对炮孔堵塞长度进行了研究,并建立了相应的计算模型。

在爆生气体压力变化规律与堵塞物运动关系及岩体破碎时间的研究中^[2],采用的一些假设与实际有一定差距,建立的堵塞物长度计算公式有待改进。对此,文中改进堵塞物长度与在爆生气体压力作用下堵塞物冲出炮孔所用时间关系的推导方法,建立了两者的关系式,采用 BCM 模型对爆生气体作用下的岩体裂纹扩展进行了分析,定义裂纹从孔壁沿着最小抵抗线方向扩展到自由面所用的时间为岩体破碎时间,进而建立最佳堵塞长度计算模型,并与经验公式和现场试验进行比较。

1 爆生气体作用机理

1.1 爆生气体压力及变化规律

炸药被引爆在极短时间内完成爆炸,爆炸产生的冲击波压力极高,远大于孔壁岩体的动抗压强度,于是孔壁附近区域的岩体在很短时间内被压碎形成粉碎圈,随后炸药爆炸生成的具有很大压力和速度^[5-7]的爆生气体迅速充满炮孔空间,爆生气体充满炮孔空间时的初始压力 p_0 可分为以下 4 种情况进行计算

$$p_0 = \frac{\rho_0 C_0^2}{2(\gamma+1)} \quad (\text{轴向连续}), \quad (1)$$

$$p_0 = \frac{\rho_0 C_0^2}{2(\gamma+1)} \cdot l_z \quad (\text{轴向间隔}), \quad (2)$$

式中: ρ_0 为炸药密度, kg/m^3 ; C_0 为炸药爆速, m/s ; l_z 为轴向装药系数; γ 为绝热指数,对于一般工业炸药近似计算时取 3。

当炮孔径向不耦合时^[1]

$$p_0 = \frac{\rho_0 C_0^2}{2(\gamma+1)} \cdot K_d^{-2\gamma} \quad (\text{轴向连续}), \quad (3)$$

$$p_0 = \frac{\rho_0 C_0^2}{2(\gamma+1)} \cdot K_d^{-2\gamma} \cdot l_z \quad (\text{轴向间隔}), \quad (4)$$

式中: K_d 为径向装药不耦合系数。

炸药爆炸形成的岩体粉碎圈的直径 D 为^[8-9]

$$D = \left(\frac{p_d A}{\sqrt{2}\sigma_{cd}} \right)^{\frac{1}{\alpha}} d, \quad (5)$$

其中

$$A = \sqrt{(1+\lambda)^2 + (1+\lambda^2) - 2\mu_d(1-\mu_d)(1-\lambda)^2},$$

$$\lambda = \mu_d / (1 - \mu_d)$$

式中: P_d 为孔壁岩体受到的初始冲击压力, Pa ; d 为炮孔直径, m ; σ_{cd} 为岩体动态抗压强度, pa ; a 为冲击波区域荷载传播衰减指数,取 $2 + \mu_d / (1 - \mu_d)$; μ_d 为岩石动态泊松比,在工程爆破加载率范围内, $\mu_d = 0.8\mu$, μ 为岩石静态泊松比。

爆生气体充满粉碎圈后,经过多次反射与透射,最终在粉碎圈达到一个相对比较稳定的气体压力,这时的爆生气体作用可称为“准静态作用”。炮孔堵塞物在爆生气体准静态压力作用下开始整体移动,炮孔内部空间逐渐增加,于是爆生气体压力也随之逐渐减小。在堵塞物运动过程中爆生气体呈准静态的压力状态,可近似为理想气体,虽然与实际有出入,但可以满足工程爆破有关计算的需要。爆生气体的状态方程^[10]为

$$pV^\gamma = \text{const}, \quad (6)$$

式中: p 为爆生气体压力, pa ; V 为爆生气体体积, m^3 。

在堵塞物整体移动过程中爆生气体体积增大体现在 2 个方面:一是堵塞物产生位移使体积增大;二是孔壁岩体产生新裂纹和原有裂纹扩展使体积增加,因后者很小可忽略不计。因此,可认为爆生气体体积增加由堵塞物位移造成,如图 1 所示。

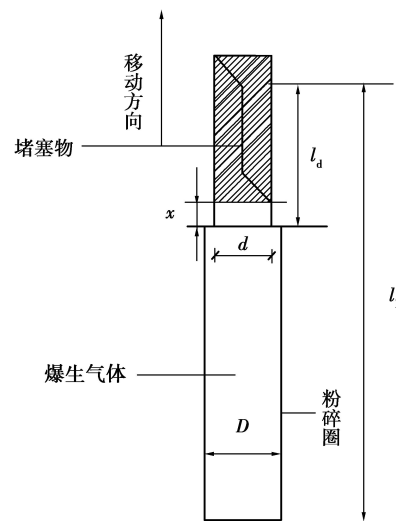


图 1 爆生气体体积变化示意图

由式(6)可得

$$p_x = \left(\frac{V_0}{V_x}\right)^{\gamma} p_0, \quad (7)$$

式中: p_x 为堵塞物位移为 x 时炮孔内的爆生气体压力, pa; V_0 为炸药未爆炸时减去堵塞物段后炮孔的体积, m^3 ; V_x 为堵塞物位移为 x 时除去堵塞物段后炮孔的体积, m^3 。

由图1可知

$$V_0 = \frac{1}{4}\pi D^2(l_b - l_d), \quad (8)$$

$$V_x = \frac{1}{4}\pi D^2(l_b - l_d) + \frac{1}{4}\pi d^2 x, \quad (9)$$

式中: l_b 为炮孔的长度, m; l_d 为堵塞物长度, m; x 为堵塞物的位移, m。

联立式(7)、(8)、(9)可得

$$p_x = \left(\frac{D^2(l_b - l_d)}{D^2(l_b - l_d) + d^2 x}\right)^{\gamma} p_0, \quad (10)$$

式(10)反映了爆生气体压力随堵塞物位移 x 增加而减小的规律。

1.2 爆生气体压力作用下的堵塞物运动

由于堵塞物在堵塞炮孔时经过了压密捣实, 在炸药爆炸时经过了冲击波的压缩, 因此, 在爆生气体压力作用下变形很小, 可将堵塞物视为刚体, 堵塞物在气体压力作用下的运动可看作刚体运动, 因此可依据刚体动力学对堵塞物运动进行分析。堵塞物在爆生气体压力作用下向炮孔口运动, 在堵塞物运动方向上对其进行受力分析, 如图2所示。

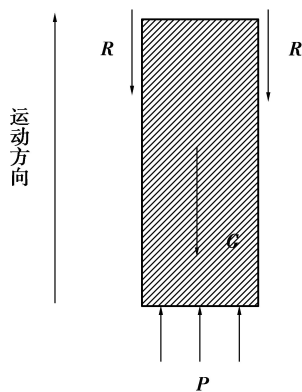


图2 堵塞物受力分析示意图

堵塞物在爆生气体压力 p 、自身重力 G 和炮孔壁对堵塞物的滑动摩擦阻力 R 的作用下向炮孔外运动, 根据牛顿第二定律可得

$$\frac{\pi}{4}d^2 p - G - R = ma, \quad (11)$$

其中:

$$m = \frac{\pi}{4}d^2 l_d \rho, G = \frac{\pi}{4}d^2 l_d \rho g,$$

根据泊松效应可得炮孔壁对堵塞物的滑动摩擦阻力, 即: $R = \pi d(l_d - x)\lambda f p$, 而 $\lambda = \mu_d / (1 - \mu_d)$ 。

式中: m 为堵塞物质量, kg; a 为堵塞物的加速度, m/s^{-2} ; ρ 为堵塞物的密度, kg/m^3 ; g 为重力加速度, m/s^{-2} , f 为堵塞物与孔壁的滑动摩擦系数。

将式(10)代入式(11)可得堵塞物加速度 a 的表达式

$$a = \frac{d - 4(l_d - x)\lambda f}{d l_d \rho} \left(\frac{1}{1 + d^2 x / D^2 (l_b - l_d)}\right)^{\gamma} p_0 - g. \quad (12)$$

由于加速度的表达式比较复杂, 不便应用于工程计算, 需对其进行简化。在式(12)中由于 $0 < d^2 x / D^2 (l_b - l_d) \ll 1$, 且重力加速度 g 远小于前一项, 故式(12)可简化为

$$a = \frac{d - 4(l_d - x)\lambda f}{d l_d \rho} p_0. \quad (13)$$

从式(13)可以看出, 加速度 a 随位移 x 增加而增加, 堵塞物在炮孔中的整体运动是变加速运动。可以取 a 在位移 l_d 上的平均值 a_j 来代替堵塞物在炮孔中整体运动过程中的加速度, 这样就可以认为堵塞物冲出炮孔的运动为匀加速运动, 将问题进行简化。

平均加速度 a_j 为

$$a_j = \frac{1}{l_d} \int_0^{l_d} a dx = \frac{d - 2l_d \lambda f}{d l_d \rho} p_0, \quad (14)$$

整体运动时间 t_y 为

$$t_y = \sqrt{\frac{2l_d}{a_j}} = l_d \sqrt{\frac{2d\rho}{(d - 2l_d \lambda f) p_0}}. \quad (15)$$

在岩体裂纹未扩展到自由面爆生气体未泄露的前提下, 运用式(15)就可以求解在堵塞物长度 l_d 下炮孔轴向连续径向耦合、轴向连续径向不耦合、轴向不连续径向耦合、轴向不连续径向不耦合这4种不同装药结构条件下堵塞物从开始整体运动到完全冲出炮孔所用的时间 t_y 。

2 岩体裂纹扩展

2.1 裂纹扩展判据

岩体爆破破碎是由于在爆炸动荷载作用下岩体内部裂纹扩展成核并最终相互贯通的结果, 爆炸动荷载对岩石的作用包括冲击波的动态作用和爆生气体的准静态作用^[11-12]。由于冲击波具有极高的压力, 此压力远大于岩石的动抗压强度, 它使粉碎区的岩体被压碎, 进入破坏区后冲击波变为应力波, 应力

波压力远大于岩石的动抗拉强度,不但使岩体原有裂纹被激活,还会使岩体产生许多新裂纹,但是这些裂纹并没有完全贯通而形成破碎岩块。冲击波作用过后便是爆生气体准静态作用,爆生气体压力虽然较低,但其作用时间较长,它可渗入径向、环形等裂纹中,使其尖部的应力强度因子达到或大于断裂韧性而使其向前延伸,最终使各裂纹相互贯通而形成破碎的岩块,能量较大时可将岩块抛掷出去。

在爆生气体准静态作用下,不管是在初始裂纹还是在新生裂纹的裂尖处均存在应力集中,若裂纹尖部的应力强度因子达到或大于断裂韧性,则裂纹被激活,然后扩展成核,裂纹在外力场作用下是否被激活扩展需用裂纹扩展判据进行判断。

岩石在爆破动荷载作用下的裂纹扩展机理可用 BCM 模型^[3]来描述,BCM 模型是根据 Griffith 裂纹传播的破坏微观物理过程构成的爆破模型。

含有初始损伤的岩石在外力场的作用下,其内部的裂纹开始扩展。在能量角度上,根据 Griffith 断裂理论,裂纹扩展的条件是,释放的应变能 W 超过建立新表面所需的能量 T ,即

$$\frac{\partial(W-T)}{\partial R} \leq 0, \quad (16)$$

式中, R 为裂纹的半径。

在应力角度上,当 σ_{yy} 为拉应力时,法向平行于 Y 轴的裂纹扩展条件是

$$\sigma_{yy}^2 + \sigma_{ry}^2 \frac{2}{2-\nu} \geq \frac{\pi TE}{2(1-\nu^2)R}, \quad (17)$$

式中: T 为表面张力系数; E 为弹性模量; ν 为泊松比。

临界裂纹长度为

$$C_{\min} = \frac{\pi TE}{2(1-\nu^2) \left(\sigma_{yy}^2 + \sigma_{ry}^2 \frac{2}{2-\nu} \right)}, \quad (18)$$

式中, C_{\min} 为临界裂纹长度。

当 σ_{yy} 为压应力时,裂纹产生闭合,当满足以下条件时裂纹仍可能扩展。

$$C_{\min} = \frac{\pi TE(2-\nu)}{(1-\nu^2)(\sigma_{ry}^2 - \tau)^2}。 \quad (19)$$

如果在能量平衡中不考虑裂纹面的摩擦力影响,则上式可简化为

$$C_{\min} = \frac{\pi TE(2-\nu)}{(1-\nu^2)\sigma_{ry}^4}。 \quad (20)$$

因此,不管岩体处于何种应力场,均存在一临界裂纹长度,大于临界长度的裂纹为不稳定裂纹,在应力场作用下有可能扩展,长度小于临界长度的裂纹不会扩展是稳定的。当有剪应力存在时,由于剪应

力的作用临界裂纹长度会减小。

R. E. Danell 用断裂韧性 K_{IC} (断裂强度因子) 替代表面能系数 T 对临界裂纹长度进行修正,则为

当 σ_{yy} 为拉应力时

$$C_{\min} = \frac{\pi K_{IC}^2}{4(2\sigma_{ry} + \frac{4}{2-\nu}\sigma_{xy}^2)}, \quad (21)$$

当 σ_{yy} 为压应力时

$$C_{\min} = \frac{\pi K_{IC}^2(2-\nu)}{4(2\sigma_{ry} - \tau)^2}。 \quad (22)$$

BCM 模型认为裂纹之间互不影响且所有大于临界裂纹长度的裂纹以同一速度扩展,所以,在实际计算中只需记录最小临界裂纹长度和最小裂纹扩展长度即可。

孔壁岩石产生新裂纹的数量主要取决于压力峰值、压力上升速率、岩石动态抗拉强度、材料属性、初始裂纹的长度及分布^[11-12]。爆生气体压力达到岩石裂纹扩展条件,并激发岩石的多阶固有频率,不同固有频率所拥有的能量叠加在一起,导致了孔壁岩体多裂纹的产生。单位体积内的裂纹数量(密度)服从指数分布,为

$$N = N_0 e^{-R/R_1}, \quad (23)$$

式中: N 为裂纹半径大于 R 的裂纹数量; N_0 为单位体积中的裂纹总数; R_1 为给定分布类型常数。

若岩体中初始裂纹较多,则在同样动荷载作用下,岩体中的拉应力相对初始裂纹较少的岩体明显减小,甚至可能转化为压应力,故不易产生新裂纹,文献[11]通过数值计算证明了这一点。

2.2 岩体破碎时间

岩体裂纹在爆生气体压力作用下从孔壁向自由面扩展的路线是复杂多变的,这与岩体的原有结构面、节理密切相关。

BCM 模型认为所有大于临界裂纹长度的裂纹以同一速度扩展,而从孔壁沿最小抵抗线方向到自由面的距离最短,所以裂纹从孔壁沿最小抵抗线方向最快扩展到自由面,所用时间最短。一旦裂纹扩展到自由面,爆生气体便会泄露到外面,爆破破碎过程也随之完成,因此,裂纹从孔壁沿着最小抵抗线方向扩展到自由面所用的时间称为岩体破碎时间。

实际上裂纹完全沿着最小抵抗线方向进行扩展是不存在的,只是近似,因此,可利用裂纹扩展速度来近似计算岩体破碎时间,即

$$t_p = \frac{\tau\omega}{u}, \quad (24)$$

式中: t_p 为岩体破碎时间,s; ω 为最小抵抗线,m; u 为裂纹扩展速度,m/s。

3 堵塞长度

炮孔堵塞的作用是可以增加爆生气体的作用时间,使爆生气体充分发挥“气楔”作用,促使裂纹充分扩展,获得较好的岩体破碎效果。由于堵塞使爆能主要用于岩体破碎,因此,可以有效地减少爆破飞石的数量和抛掷距离,可以减少爆能的传播降低爆破震动强度^[13-15]。

若堵塞物在冲出炮孔之前裂纹已沿最小抵抗线方向扩展到自由面,则爆破破碎过程完成,破碎效果可以得到保障,但爆破体积较少;若堵塞物在冲出炮孔后裂纹还没有沿最小抵抗线方向扩展到自由面,则爆破破碎过程未完成,破碎效果较差,容易产生大块;若堵塞物在冲出炮孔的一瞬间裂纹刚好沿最小抵抗线方向扩展自由面,则爆破破碎过程刚好完成,即可以保证破碎效果还可以保证爆破体积。因此,最佳堵塞长度应使堵塞物从开始整体运动到完全冲出炮孔所用时间等于裂纹沿最小抵抗线方向扩展到自由面的时间即岩体破碎时间,则因满足

$$t_y = t_p, \quad (25)$$

联立式(15)、(24)、(25)可得

$$2dpl_d^2 + 2\lambda fp_0 \frac{w^2}{u^2} l_d - dp_0 \frac{w^2}{u^2} = 0. \quad (26)$$

上述理论推导是基于堵塞物在爆生气体压力作用下的运动过程中没有发生压缩变形的前提,但是堵塞物运动前经历了冲击波的压缩和破坏,在爆生气体压力作用下的运动过程中也可能发生微小的压缩变形,为使理论计算结果更接近实际,采用式(26)计算出的 l_d 应乘以一个修正系数,即为

$$l_d = n \frac{\sqrt{\left(\frac{w}{u}\right)^4 \lambda^2 f^2 p_0^2 + 2 \frac{w^2}{u^2} d^2 \rho p_0} - \frac{w^2}{u^2} \lambda f p_0}{2\rho d}, \quad (27)$$

式中: n 为放大系数,一般取1.1~1.5,堵塞长度越大放大系数越小。

式(27)为综合考虑爆生气体压力作用下堵塞物运动和裂纹扩展导致岩体破碎的基础上建立的计算堵塞物最佳长度的理论模型,此模型体现了众多影响因素对堵塞长度的影响,如:爆生气体初始压力、炮孔直径、粉碎圈直径、堵塞物密度、最小抵抗线、裂纹扩展速度等,符合实际情况。

为了验证理论模型的可靠性,在某矿山进行了爆破试验。试验岩体为砂岩,裂纹扩展速度为755 m/s,动抗压强度为400 MPa;炸药为2号岩石炸药,密度为1 000 kg/m³,爆速为4 000 m/s;堵塞

物为粘土,密度为2 000 kg/m³;试验炮孔的深度为1 m,直径为0.04 m,最小抵抗线为0.5 m,每个炮孔均采用径向耦合轴向连续装药方式;其它参数为: $f=0.5, \mu_d=0.24, \lambda=0.316, n=2.8$ 。

运用所给参数进行理论计算,首先计算出: $p_0=2 \times 10^9$ pa,然后将相关参数代入理论模型即式(27)可得在试验条件下的最佳堵塞长度为: $l_d=0.35$ m。

在爆破设计中常采用经验公式计算堵塞长度,经验公式为

$$l_d = 10 \sim 32d. \quad (28)$$

炮孔深度小,则取较小值,因此,根据经验在该试验条件下取: $l_d=11d=0.44$ m。

由此可见,理论计算值接近于经验值。

试验共进行了45次,试验中的堵塞长度分别为:0.1、0.2、0.3、0.35、0.4、0.45、0.5、0.6、0.7 m,以此来检验不同堵塞长度对岩体爆破破碎效果及爆破体积的影响。

试验结果如图(3)所示,图(3)是大块率、特征块度及爆破体积随堵塞长度的变化曲线,大块率和特征块度体现岩体爆破破碎效果,爆破体积体现爆破施工进度,它们同时也体现了爆生气体作用和裂纹扩展的效果。

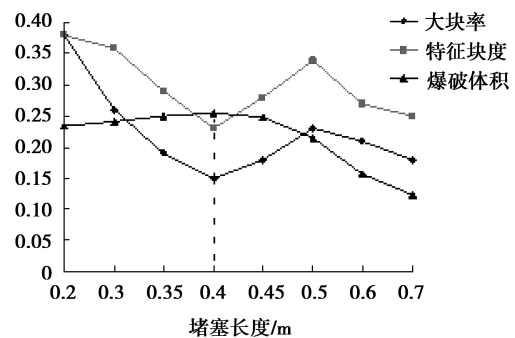


图3 大块率、特征块度、爆破体积变化曲线

由于堵塞长度为0.1 m时,出现了冲炮现象,没有使岩体破碎,因此不用统计。由图(3)可以看出,大块率和特征块度随堵塞长度呈波浪式变化,爆破体积随着堵塞长度的增加先增加后减小,说明堵塞长度对这三者的影响都比较明显。这三者均在堵塞长度为0.4 m时达到最佳,即大块率和特征块度最小爆破体积最大,因此,0.4 m是最佳堵塞长度。在堵塞长度小于0.4 m的范围内,随着堵塞长度的增加,大块率和特征块度明显减小,说明堵塞长度增加延长了爆生气体作用时间及裂纹扩展时间在堵塞长度大于0.4 m的范围内,大块率和特征块度变化幅度较小于0.4 m的

范围要缓一些,说明了当堵塞长度大于最佳值后,裂纹扩展较充分,但是堵塞长度的增加减小了药量,造成爆能分布不均,使大块率和特征块度有小幅波动。在堵塞长度小于0.4 m的范围内,装药量较大且随着堵塞长度的增加裂纹扩展越充分,因此,爆破体积变化很小,但随着堵塞长度的增加缓慢增加,而在大于0.4 m的范围内,爆破体积随着堵塞长度的增加明显减小,这说明堵塞长度增加减小了装药量,因此,爆破体积也随之减小。

在本试验的条件下,理论值为0.35 m,经验值为0.44 m,试验值为0.4m,因此,理论与经验值和试验值比较吻合,说明建立的模型具有一定的可靠性,可用于指导工程设计。

4 结 论

1)分析了爆生气体的初始压力及压力变化规律,推导出了堵塞物在爆生气体压力作用下的运动时间与堵塞物本身长度的关系式。

2)采用BCM模型分析了岩体裂纹扩展判据,定义裂纹从孔壁沿着最小抵抗线方向扩展到自由面所用的时间为岩体破碎时间。

3)在综合考虑爆生气体压力作用下堵塞物运动和裂纹扩展导致岩体破碎的基础上,建立了计算堵塞物最佳长度的理论模型,此模型体现了众多影响因素对堵塞长度的影响。

4)采用模型得到的理论值与经验值和试验值较为吻合,所建模型具有一定的可靠性,可用于指导工程设计。

参考文献:

- [1] 徐颖,孟益平,程玉生. 装药不耦合系数对爆破裂纹控制的试验研究[J]. 岩石力学与工程学报,2002,21(12):1843-1847.
XU YING, MENG YI-PING, CHENG YU-SHENG. Study on control of blasterack by decoupling charge index[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2002,21(12):1843-1847.
- [2] 罗勇,沈兆武. 钻孔爆破中炮孔堵塞效果及堵塞长度的研究[J]. 力学与实践,2006,28(2):48-52.
LUO YONG, SHEN ZHAO-WU. Investigation on length of stemming material and its effect in hole-charged blasting[J]. Mechanics in Engineering,2006,28(2):48-52.
- [3] 阳生权. 爆破地震累积效应理论和应用初步研究[D]. 长沙:中南大学,2002.
- [4] 张奇. 工程爆破动力学分析及其应用[M]. 北京:煤炭工业出版社,1997:107-110.
- [5] SHU G C, YONG L, YAN B L, et al. Effectiveness analysis of methane-drainage by deep-hole controlled pre-splitting blasting for preventing coal and gas outburst[J]. Journal of Coal Science and Engineering: China,2009,15(2):166-170.
- [6] LUO Y, CUI X Y, SHEN Z W. Application study on controlled blasting technology with shaped charge in rock mass[J]. Chinese Quarterly of Mechanics,2007,28(2):234-239.
- [7] UYSAL O, ARPAZ E, BERBER M. Studies on the effect of burden width on blast-induced vibration in open-pitmines[J]. Environmental Geology,2007,53(3):643-650.
- [8] 戴俊. 岩石动力学特性与爆破理论[M]. 北京:冶金工业出版社,2002.
- [9] 吴亮,卢文波,宗琦. 岩石中柱状装药爆炸能量分布[J]. 岩土力学,2006,27(5):735-739.
WU LIANG, LU WEN-BO, ZONG QI. Distribution of explosive energy consumed by column charge in rock[J]. Rock and Soil Mechanics,2006,27(5):68-75.
- [10] 林大能,胡伟,彭刚. 爆炸挤压成腔中的不耦合效应研究[J]. 煤炭学报,2002,27(2):144-147.
LIN DA-NENG, HU WEI, PENG GANG. Study of decoupling effect in the form of underground space compacted by explosion[J]. Journal of China Coal Society,2002,27(2):144-147.
- [11] 林英松,张宝康,蒋金宝,等. 爆生气体作用下孔壁岩石开裂的机理及影响因素研究[J]. 石油钻探技术,2008,36(3):50-54.
LIN YING-SONG, ZHANG BAO-KANG, JIANG JIN-BAO, et al. Mechanism and influencing factors on radial fractures cracking and propagation under exploding gas[J]. Petroleum Drilling Techniques, 2008,36(3):50-54.
- [12] 林英松,孙丰成,丁雁生,等. 损伤对爆生气体作用下孔壁岩石开裂规律的影响[J]. 石油钻探技术,2007,35(4):25-27.
LIN YING-SONG, SUN FENG-CHENG, DING YAN-SHENG, et al. Effects of damages on gas-driven radial fracture induced by blasting within a cavity [J]. Petroleum Drilling Techniques, 2007,35(4):25-27.
- [13] DING H, ZHENG Z M. Source model of blasting vibration[J]. Science in China: Series E,2002,45(4):395-407.
- [14] WU X B. Test and analysis of attenuation of blasting vibration at hillside field near coast [J]. Journal of Vibration, Measurement and Diagnosis, 2009,29(2):187-191.
- [15] YAN C B, XU G Y, ZUO Y J. Destabilization analysis of overlapping underground chambers induced by blasting vibration with catastrophe theory [J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 2006,16(3):735-740.

(编辑 陈移峰)