

文章编号: 1006-9941(2006)02-0151-04

炮孔装药量与炮孔间距关系的研究

罗 勇, 沈兆武, 夏红兵

(中国科学技术大学力学与机械工程系, 安徽 合肥 230026)

摘要: 为了有效解决炮孔间距与炮孔用药量之间的合理性问题, 运用爆炸力学理论和岩石力学理论, 初步分析爆炸应力在岩体中产生破裂区的机制, 并计算了炮孔中不耦合装药起爆后岩体中粉碎区和裂隙区的范围, 建立了爆炸应力与裂隙区大小之间的关系, 从理论上解决了炮孔装药量与炮孔间距之间的相互合理性问题。现场试验表明, 对于一个掘进循环, 炸药成本共减少约了 17.8%; 循环进尺增加了 0.2 m; 周边炮孔眼痕率超过 92%; 巷道成形质量好, 不平整度下降到 100 mm 以内; 取得了大块率小、巷道成型好、施工快的理想效果, 既保证了工程质量, 又降低了成本。

关键词: 爆炸力学; 岩石爆破; 爆轰; 爆破参数

中图分类号: TJ55; TD235

文献标识码: A

1 引 言

工程爆破在公路桥梁等基础设施建设、城市控制爆破拆除、水利工程、矿山开采等经济建设领域得到了广泛应用, 它不仅降低了工程成本、提高了施工速度, 而且带来了巨大的经济效益和社会效益。但爆破机理和理论研究同爆破技术发展的不平衡, 又限制了工程爆破技术的进一步发展, 如孔网参数和炮孔药量的选取, 往往是在考虑现场条件后过于依赖参考工程经验。炸药在岩体中爆炸时, 首先在岩体中产生爆炸冲击波作用, 尔后, 应力波和爆生气体准静压共同作用, 这两种作用都对岩体中裂隙圈的形成有贡献, 其大小与装药方式、岩体结构及爆破参数等有关^[1]。在钻孔爆破中, 如果炮孔间距过小或炸药量偏大, 则会增加钻孔工作量和加大炸药消耗量, 并造成粉碎区过大, 经济上也不划算; 而药量偏少或者炮孔间距过大, 则又不能达到预定的爆破效果^[1-3]。因此, 为了使爆破孔的装药结构及钻孔布置达到对爆破的地震效应和破坏范围的控制, 药量与炮孔间距的控制显得尤为重要。为此, 本文对爆破方法的装药量与炮孔间距之间的关系进行了研究。

2 炸药爆炸对目标岩体的影响

由钻孔爆破学可知, 爆轰后的瞬间, 首先作用于炮孔壁的是爆炸冲击波, 它以一定的速度向各个方向传播。爆炸气体的超压同时作用在孔壁上, 压力可达

10^{10} Pa 以上, 强大的压力作用使爆源附近的岩体因受高温高压的作用而被粉碎, 形成粉碎圈; 同时在粉碎圈边界上, 爆炸冲击波衰减成应力波继续传播, 并在粉碎圈外形成应力场, 在切向方向上将受到拉应力作用, 产生拉伸变形, 由于岩体的抗拉伸能力远远低于抗压能力, 故当拉应力超过破坏应变值时, 就会首先在径向方向上产生裂隙。在径向方向上, 由于各质点的径向位移不同, 必然产生剪应力, 如果剪应力超过岩体的抗剪强度, 则产生剪切破坏, 产生径向剪切裂隙^[3]。应力波过后, 爆炸产生气体的准静态压力使孔壁裂隙进一步扩展^[4-6]。

显然, 岩体中的应力大小, 不仅与距爆源的距离有关, 而且每点的应力也随着时间发生变化。即该应力不仅是空间坐标的函数, 也是时间的函数。假设炮孔堵塞良好, 炮孔中炸药爆轰后, 孔壁岩体在爆炸冲击波强烈作用下, 形成粉碎区, 同时冲击波在粉碎区边界上衰减成应力波继续传播, 形成裂隙(隙)区, 直到应力波在岩体中衰减到不足以使其产生裂隙^[3-6]。为了讨论问题的方便, 称粉碎区以外的裂隙扩展范围为塑性区, 裂隙(隙)区以外为弹性区。设炮孔半径为 r_0 , 粉碎圈半径为 R_c , 弹性-塑性分界线为半径为 R_p 的圆, 即塑性区的半径为 R_p , 如图 1 所示。

根据爆炸对孔壁产生的初始脉冲峰压, 按不同的装药结构特征计算初始压力。炮孔装药起爆后爆轰产物作用在炮孔壁上的初始冲击压力 p_0 可用(1)式计算^[4]。

$$p_0 = \frac{\rho_0 D^2}{2(k+1)} \cdot K_d^{-2k} \cdot l_e \cdot n \quad (1)$$

式中, ρ_0 和 D 分别为炸药的密度和爆速; K_d 为装药径

收稿日期: 2005-09-09; 修回日期: 2005-11-11

作者简介: 罗勇(1977-), 男, 博士生, 研究方向为现代爆炸技术与工程安全。

向不耦合系数, $K_d = d_b/d_c$, d_c 和 d_b 分别为装药直径和炮孔直径; l_e 为轴向装药系数, $l_e = l_c/(l_b - l_s)$, l_c 为炮孔内装药长度, l_b 为炮孔长度, l_s 为炮孔堵塞长度; n 为炸药爆炸产物膨胀碰撞孔壁时的压力增大系数, 一般取 10; k 为爆轰产物的等熵指数, 取 $k = 3$ 。

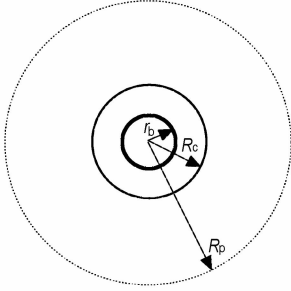


图1 炮孔周围破裂区分布示意图

r_b —炮半径, R_c —粉碎区半径, R_p —塑性区半径

Fig.1 Schematic of fracture zones around borehole

r_b —radius of hole, R_c —radius of crush zone,

R_p —radius of plastic zone

3 爆炸应力波破裂区的计算

3.1 冲击波作用形成的粉碎区

由于炮孔直径远小于炮孔长度, 可以认为沿炮孔轴向的变形位移为零, 近似地按轴对称平面应变问题来分析。炮孔内装药起爆后, 将在炮孔壁周围形成粉碎圈, 根据文献[7], 粉碎圈半径大小 R_c 为:

$$R_c = \left(\frac{\rho_0 D^2 \cdot n \cdot K_d^{-2k} \cdot l_e \cdot B}{8\sqrt{2}\sigma_{cd}} \right)^{\frac{1}{\alpha}} \cdot r_b \quad (2)$$

$$B = \sqrt{(1+b)^2 + (1+b^2) - 2\mu_d(1-\mu_d)(1-b)^2} \quad (3)$$

式中, α 为冲击波区载荷传播衰减指数, $\alpha = 2 + [\mu_d/(1-\mu_d)]$, μ_d 为动态泊松比, 为静态泊松比的 0.8 倍。 b 为测向应力系数, $b = \mu_d/(1-\mu_d)$; σ_{cd} 为岩体的单轴动态抗压强度; 其余符号含义同上。

一般来说, 粉碎区的半径很小, 但在此范围内却消耗了冲击波的大部分能量, 使得在粉碎区边界上冲击波衰减成为应力波。为了减少或不形成粉碎圈, 一般采用不耦合装药。实际上, 粉碎圈形成后, 炮孔半径已扩大至粉碎区半径 R_c , 此时作用在粉碎区边界处岩体上的压力 p_c 为

$$p_c = p_0 \left(\frac{r_b}{R_c} \right)^{\alpha} \quad (4)$$

因此, 爆炸产生气体扩展粉碎区边缘的裂隙过程可以近似看作: 初始压力为 p_c 的高压气体在半径为

R_c 的炮孔中的准静压过程。此时, 对岩体进行应力分析时应分别按弹性区和塑性区求解。

3.2 弹性区应力分析

设炮孔内部压力为 p , 柱坐标系中 3 个坐标分别用 r, θ, Z 来表示, 而 σ_r, σ_θ 分别表示岩体内某点的径向和环向应力。弹性区可以考虑成一个具有圆形孔道的无限大弹性体。根据弹性力学知识, 对于具有圆形孔道 R_p 的无限大弹性体, 弹性区的应力分量为:

$$\begin{cases} \sigma_r = -p_{int} \frac{R_p^2}{r^2} \\ \sigma_\theta = p_{int} \frac{R_p^2}{r^2} \end{cases} \quad (5)$$

弹性区的内壁也是塑性区的外壁, 应用 Mises 屈服条件有^[8]

$$\sigma_\theta - \sigma_r = \frac{2}{\sqrt{3}}\sigma_s \quad (6)$$

式中, σ_s 为岩体的单向抗压强度。以 $r = R_p$ 代入式(5)并由式(5)和(6)则得到弹性区内壁的压力 p_{int} 为

$$p_{int} = \frac{1}{\sqrt{3}}\sigma_s \quad (7)$$

3.3 塑性区应力分析

塑性区可以看成是一个受内压 p_c 和 p_{int} 外压作用的厚壁圆筒, 其内径为 R_c , 外径为 R_p 。粉碎圈边缘上产生的裂隙在应力波和爆炸产生气体的共同作用下扩展。根据 Mises 准则^[8], 这个区内任意点处的切向应力应不小于岩体的单轴动态抗拉强度。在该区域内由于径向变形不大, 故可不考虑径向惯性体积力的作用, 根据轴对称情况, 由动态塑性力学理论给出塑性区内的平衡微分方程式为:

$$\frac{d\sigma_r}{dr} + \frac{\sigma_r - \sigma_\theta}{r} = 0 \quad (8)$$

将式(6)代入上式则有

$$\frac{d\sigma_r}{dr} - \frac{2\sigma_s}{\sqrt{3}r} = 0 \quad (9)$$

对式(9)进行积分, 并考虑边界条件: $r = R_c$ 时, $\sigma_r = -p_c$; $r = R_p$ 时, $\sigma_r = -p_{int}$, 则可得到弹-塑性分界线处的应力分量

$$p_{int} = -\frac{2}{\sqrt{3}}\sigma_s \ln \frac{R_p}{R_c} + p_c \quad (10)$$

将上式代入式(7), 则得到

$$p_c = \frac{\sigma_s}{\sqrt{3}}(1 + 2\ln \frac{R_p}{R_c}) \quad (11)$$

由式(11)结合式(4)则有

$$p_0 = \frac{\sigma_s}{\sqrt{3}}(1 + 2\ln \frac{R_p}{R_c}) \cdot (\frac{R_c}{r_b})^\alpha \quad (12)$$

式(12)阐释了孔内初始压力 p_0 与弹塑性分界线半径 R_p 的关系。将式(2)代入上式,经过整理可得

$$R_p = r_b \cdot \left(\frac{\rho_0 D^2 \cdot n \cdot K_d^{-2k} \cdot l_e \cdot B}{8\sqrt{2}\sigma_{cd}} \right)^{\frac{1}{\alpha}} \cdot e^{\frac{\rho_0 \cdot (\frac{r_b}{R_c})^{\alpha} \cdot \sqrt{3} - 1}{2}} \quad (13)$$

工程上一般取炮孔间距 $a = 2R_p$, 即

$$a = 2r_b \cdot \left(\frac{\rho_0 D^2 \cdot n \cdot K_d^{-2k} \cdot l_e \cdot B}{8\sqrt{2}\sigma_{cd}} \right)^{\frac{1}{\alpha}} \cdot e^{\frac{\rho_0 \cdot (\frac{r_b}{R_c})^{\alpha} \cdot \sqrt{3} - 1}{2}} \quad (14)$$

为达到理想的工程效果,药量的控制显得更为重要。钻孔爆破单孔装药量 q 为

$$q = \frac{\pi}{4} d_c^2 \cdot \rho_0 \cdot (l_b - l_s) \cdot l_e \quad (15)$$

即

$$l_e = \frac{4q}{\pi d_c^2 \cdot \rho_0 \cdot (l_b - l_s)} \quad (16)$$

式中, K_d 为装药径向不耦合系数; K_b 为在体积应力状态下目标岩体的抗压强度增大系数,计算时取 $K_b = 10$ 。 σ_s 为岩体的单轴抗压强度。炮孔堵塞长度 l_s 理论上一般采用抗滑稳定性法计算,工程经验表明合理的炮孔堵塞长度为 $l_s = (0.6 \sim 1.0) w$, w 为抵抗线大小。

由式(14) ~ (16) 就可以得到炮孔装药量 q 和炮孔间距 a 的关系,借助式(1)就可以优化药包设计。

4 现场应用

试验地点选在某煤矿 760 m 运输大巷,掘进段为石灰岩,其节理、裂隙比较发育,岩石密度为 $2.3 \times 10^3 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$,单轴抗拉强度 6.40 ~ 7.96 MPa,单轴抗压强度 47.0 ~ 51.0 MPa,泊松比为 0.26。巷道断面为 4.8 m × 3.8 m,半圆拱形,底宽 4.8 m,直墙高 2.3 m。采用 YT-28 型气腿式凿岩机钻眼。采用直眼掏槽法,掏槽孔为 $\Phi 40 \text{ mm} \times 2200 \text{ mm}$,辅助眼 $\Phi 40 \text{ mm} \times 2000 \text{ mm}$,周边眼(包括底眼 $\Phi 30 \text{ mm} \times 2000 \text{ mm}$)。采用钻孔岩屑加黄泥作为封堵材料,其与孔壁摩擦系数约为 0.06,泊松比为 0.32。

试验前孔网参数和爆破参数按普通光爆理论并参考工程经验确定,掏槽孔和辅助眼的间距分别为 500 mm 和 550 mm。采用 2 号岩石硝铵炸药自制药卷,测得爆速 D 为 $3285 \text{ m} \cdot \text{s}^{-1}$ 。每个药卷 200 g,规格为 $\Phi 25 \text{ mm} \times 200 \text{ mm}$ 。每个掏槽孔孔眼内等间隔放置 6 个药卷,辅助眼内放置 5 个,堵塞长度均为 400 mm;周边眼间距为 450 mm,每个孔内等间隔放置

6 个规格为 $\Phi 20 \text{ mm} \times 200 \text{ mm}$ 的药卷,每个药卷 80 g,堵塞长度为 350 ~ 400 mm,最小抵抗线的数值选取与孔间距相等。所有炮孔均采用微差非电导爆管雷管反向起爆。

试验时通过理论计算确定参数,考虑到巷道断面既符合设计轮廓要求,又要使巷道围岩不产生或尽量少产生损伤,避免施工时欠挖和超挖,这可通过减少周边孔装药量或加大装药径向不耦合系数来实现,在孔眼直径和装药方式不变的情况下,可减小药卷直径。参考工程经验,选取掏槽孔和辅助孔装药系数 l_e 为 0.6 ~ 0.7,周边孔及底眼装药系数 l_e 为 0.6。选取相应参数,根据前文公式和相关理论,可得表 1 所示参数。

表 1 试验参数

Table Parameters of blasting experiment

item	cut holes		perimeter holes (bottom holes)		subsidiary holes	
	theoretical value	experiment value	theoretical value	experiment value	theoretical value	experiment value
radius of crush zone/mm	42.0		18.0		41.8	
holes space /mm	612.7	600.0	521.6	500.0	566.3	550.0
stem length /mm	483.6	500.0	391.4	400.0	443.2	450.0
one-hole charge weight/g	992.8	1000.0	392.0	400.0	986.5	1000.0

根据理论计算的结果,结合工程经验,确定掏槽孔和辅助孔每个孔内等间隔放置 5 个质量为 200 g,规格为 $\Phi 25 \text{ mm} \times 200 \text{ mm}$ 的药卷,导爆索连接;周边孔及底眼每个孔内放 5 个规格为 $\Phi 20 \text{ mm} \times 200 \text{ mm}$ 的药卷,每个药卷 80 g。

经过 13 个作业循环,孔间距从原来的 450 ~ 550 mm 增大到 500 ~ 600 mm,对于一个掘进循环,炸药成本总共约减少了 17.8%,周边炮孔眼痕率由 86% 增加到了 92% 以上,大块率由试验前的 6% ~ 8% 减少到了 4% ~ 5%,循环进尺由试验前的 1.62 m 增加了 0.2 m,爆堆抛散距离由试验前的 12 m 缩短了 1.2 m 左右,爆破后掘进工作面粉尘浓度降低了 5.8%,降低了排烟、降尘的费用。

由于试验后炮孔间距的增加,使得炮孔数目减少,减少了钻孔工作量,同时也减少了炸药消耗量。周边眼孔距稍有增加,但周边成形质量更好,无明显损伤,平整度由试验前的 150 mm 下降到试验后的 100 mm 以内,降低了支护材料用量,取得了明显的经济效益。

5 结论

本文应用爆破冲击波理论,推导了炮孔周围的粉碎区、裂缝(隙)区内的应力大小及各区的范围,从理论上建立了炮孔装药量与致裂范围即炮孔间距之间的关系。通过现场试验,尽管周边眼孔距稍有增加,但取得了良好的效果。

(1) 实施爆破后,周边成型质量好,无明显损伤,周边炮孔眼痕率超过 92%,不平整度下降到 100 mm 以内;加快了施工进度,循环进尺增加了 0.2 m。

(2) 炸药成本总共约减少了 17.8%,减轻了爆破对巷道围岩的强烈振动,保持了巷道围岩的稳定性,爆破后掘进工作面粉尘浓度降低了 5.8%,降低了排烟、降尘的费用,大块率由试验前的 6%~8% 减少到了 4%~5%,爆堆抛散距离由试验前的 12 m 缩短了 1.2 m 左右,既保证了工程质量,又降低了成本。

上述表明,试验效果良好,达到了安全施工的目的,而且经济效益明显,证明了理论推导的可行性。但对于岩体工程爆破来说,从理论上计算爆破引起的裂隙圈的精确值是十分困难的。将粉碎区以外的岩体分成塑性区和弹性区太过于理想化,塑性区以外的岩体内尽管没有像塑性区内那样纵横交错的裂隙网,但实际上岩体内本身就含有很多细微的裂隙(原生裂隙),这些细微的裂隙会加速应力波的衰减,使得理论计算往往和实际情况可能有差别,因此在采用理论计算的基础上,需要在实际应用中根据具体情况逐步进行修正,这也是有待于进一步深入研究的方向。

参考文献:

- [1] 杨小林,王梦恕. 爆生气体作用下岩石裂纹的扩展机理[J]. 爆炸与冲击,2001,21(2): 111-116.

YANG Xiao-lin, WANG Meng-shu. Mechanism of rock crack growth under detonation gas loading[J]. *Explosion and Shock Waves*, 2001, 21(2): 111-116.

- [2] 高金石,张奇. 爆炸理论与优化设计[M]. 西安: 西安地图出版社,1993.
GAO Jin-shi, ZHANG Qi. *Blasting Theories and Optimum Design* [M]. Xi'an: Xi'an Maps Press, 1993.
- [3] Paine A S, Please C P. An improved model of fracture propagation by gas during rock blasting: S analytical results [J]. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Science*, 1994, 31(6): 699-706.
- [4] 徐颖,孟益平,宗琦,等. 断层带爆炸裂隙区范围及裂纹扩展长度的研究[J]. 岩土力学,2002,23(1): 81-84.
XU Ying, MENG Yi-ping, ZONG Qi, et al. Study on range of cranny and length of fissure expansion in fault zone [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2002, 23(1): 81-84.
- [5] 杨永琦. 煤矿爆炸技术与安全[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1993.
YANG Yong-qi. *Blasting Technique and Safety in Mines* [M]. Beijing: Coal Industry Press, 1993.
- [6] 刘明举,何学秋. 煤层透气性系数的优化计算方法[J]. 煤炭学报, 2004, 1: 74-77.
LIU Ming-ju, HE Xue-qiu. Optimistical calculation method of gas seepage coefficients[J]. *Journal of China Coal Society*, 2004, 1: 74-77.
- [7] 索永录. 坚硬顶煤弱化爆破的破坏区分布特征[J]. 煤炭学报, 2004, 29(6): 650-653.
SUO Yong-lu. Distribution on characteristic of nreaking extending area of weakening blast in hard top coal [J]. *Journal of China in Coal Society*, 2004, 29(6): 650-653.
- [8] 朱瑞林,张吴星. 单层厚壁圆筒弹塑性分析与强度分析[J]. 湘潭大学自然科学学报, 1999, 21(3): 79-83.
ZHU Rui-lin, ZHANG Wu-xing. Elastic plastic and strength analysis of monolayer thick wall cylider [J]. *Natural Science Journal of Xiangtan University*, 1999, 21(3): 79-83.

Correlations between Explosive Charge and Space of Boreholes in Blasting

LUO Yong, SHEN Zhao-wu, XIA Hong-bing

(Department of Modern Mechanics, University of Science and Technology of China, Hefei 230026, China)

Abstract: Based on the correlations between charge and space of boreholes of blasting in rock, the initiation mechanism of fracture zones was studied according to theories of explosion and rock mechanics. The scopes of crush zone and crack zone, in a condition of decoupling charging, were calculated. The correlation between explosion gas pressure and scope of crack was put forward, and the contradiction between charge and space of boreholes was solved theoretically. The blasting experiments in field were carried out and the experimental effects are satisfactory: shattered blocks are small and smooth face is well shaped. For a tunneling cycle, explosive cost is decreased by 17.8% and the single footage is increased by 0.2 m; the rates of half-hole marks of perimeter holes and the non-smooth grades of the cut contours are more than 92% and are less than 100 mm respectively. The results will provide parameters for blasting design and engineering practices with the theoretical gists.

Key words: explosion mechanics; rock blasting; detonation; blasting parameters