

DOI: 10.11883/bzycj-2022-0109

## 孔底间隔装药孔壁冲击压力特性\*

楼晓明<sup>1,2</sup>, 官旭晖<sup>1,2</sup>, 曾令峰<sup>3</sup>, 郭文康<sup>3</sup>, 岳彬<sup>3</sup>, 卢韦<sup>3</sup>

(1. 福州大学紫金地质与矿业学院, 福建 福州 350116;

2. 福州大学爆炸技术研究所, 福建 福州 350116;

3. 紫金矿业建设有限公司, 福建 厦门 361026)

**摘要:** 在良好破碎效果的前提下, 通过降低孔底冲击波峰值压力来减小上向扇形深孔孔底以上岩体振动, 是降低振动保护上部建筑的有效措施。为确定合理的孔底空气柱长度, 采用理论研究和现场爆破试验相结合的方法, 研究了孔底空气不耦合装药时空气柱长度对孔壁冲击压力的影响规律, 得到了炮孔底部空气间隔不耦合装药条件下轴向不耦合因数和孔壁冲击压力曲线; 基于岩石动态抗压强度, 确定了适用于软、中、硬岩石的合理底部轴向空气间隔长度范围。为检验结论的合理性, 进行现场验证试验并分析了爆破后采场顶板成型和爆堆块度的状况, 结果表明: 空气间隔层使冲击压力作用时间显著增加, 而冲击压力峰值有明显减小; 当不耦合因数为 1.5 即空气柱长度为 200 mm 时, 孔底峰值压力衰减了 73.4%, 当不耦合因数为 4 即空气柱长度为 1 200 mm 时, 孔底峰值压力衰减了 96.7%; 当空气间隔层大于 60 cm 时, 炮孔底部出现压力较低的区域。合理的底部空气间隔长度, 不仅能保证良好的爆破块度, 也能减小孔底峰值压力、降低爆破振动, 保护采场顶板和其他保护对象。

**关键词:** 底部空气间隔; 轴向不耦合装药; 空气间隔装药爆破; 冲击压力

中图分类号: O383 国标学科代码: 13035 文献标志码: A

## Characteristics of the impact pressure of the hole wall by interval charge at the hole bottom

LOU Xiaoming<sup>1,2</sup>, GUAN Xuhui<sup>1,2</sup>, ZENG Lingfeng<sup>3</sup>, GUO Wenkang<sup>3</sup>, YUE Bin<sup>3</sup>, LU Wei<sup>3</sup>

(1. Zijin School of Geology and Mining, Fuzhou University, Fuzhou 350116, Fujian, China;

2. Institute of Explosion Technology, Fuzhou University, Fuzhou 350116, Fujian, China;

3. Zijin Mining Construction Co., Ltd., Xiamen 361026, Fujian, China)

**Abstract:** On the premise of a good crushing effect, reducing the rock mass vibration above the bottom of the upward fan-shaped deep hole by reducing the peak pressure of the shock wave at the bottom of the hole is an effective measure to protect the superstructure. To determine the reasonable length of the air column at the bottom of the hole, the influence of air column length on the impact pressure of the hole wall without consideration of air column coupling is studied by combining the theoretical analysis with the field model blast experiment. Based on the theories of one-dimensional unsteady hydrodynamics and theoretical detonation physics, the action process and propagation law of the shock wave in the blast hole in different stages after the explosion of the bottom air interval cylindrical charge column are discussed. Considering the reflection and transmission of shock waves at different media interfaces, the parameters of the shock wave propagating in different directions, the initial shock pressure, and the action time of the hole wall pressure in each stage are analyzed. Thus, the calculation formula and variation curves of the pressure on the hole wall in each stage are obtained. Six groups of twelve cylindrical thick wall

\* 收稿日期: 2022-03-22; 修回日期: 2022-04-22

基金项目: 国家自然科学基金(52109124)

第一作者: 楼晓明(1972—), 男, 博士, 教授, 331261323@qq.com

通信作者: 官旭晖(1997—), 男, 硕士研究生, 1119578451@qq.com

concrete models of different sizes were designed and made, and the bottom air interval blasting model experiments were carried out to verify the above results. The air column lengths were 200, 400, 600, 800, 1 000 and 1 200 mm. During the blasting process, an ultra-high-speed multi-channel dynamic strain testing system was used to monitor the hole wall impact pressure. The monitoring data are then analyzed, and the theoretical results are verified. Finally, the variation curves of the peak pressures with the axial uncoupling factor and the variation curves of hole wall impact pressure with time and measurement point under different uncoupling factors are obtained. Based on the dynamic compressive strength of rock, reasonable length ranges of bottom axial air interval suitable for soft, medium, and hard rocks are determined. A field industrial blasting experiment was carried out with the air interval at the hole bottom to verify the rationality of the conclusion. The roof forming and the blasting pile size after the blast are observed and analyzed by photography. The research results show that the existence of air interval significantly increases the action time of the impact pressure. The peak value of the impact pressure decreases obviously. When the uncoupling factor is 1.5 and the length of the air column is 200 mm, the attenuation ratio of the peak pressure at the hole bottom is 73.4%; when the uncoupling factor is 4 and the length of the air column is 1.2 m, the attenuation ratio of the peak pressure at the hole bottom reaches 96.7%. When the air interval is greater than 60 cm, an area with low pressure appears at the bottom of the blast hole. A reasonable bottom air interval length can not only ensure good blasting fragmentation but also reduce blasting vibration by reducing the peak pressure at the hole bottom, thus protecting the stope roof and other protected objects.

**Keywords:** bottom air gap; axial uncoupling charge; air interval charge blasting; impact pressure

减小爆破振动的方法很多,如采用预裂爆破、开挖减振沟、采用径向和轴向不耦合装药降低冲击波峰值压力等。在地下采场上向扇形深孔爆破中,为保护孔底侧方向的岩体和其他保护对象,孔底空气间隔不耦合装药爆破成为减小振动的有效方法之一。然而,要确定孔底空气间隔的长度,需研究孔底空气不耦合装药时轴向不耦合因数和孔壁冲击压力的变化规律。

在理论分析、数值模拟和现场试验等方面,学者们对空气间隔不耦合装药进行了相关研究。Melniakov 等<sup>[1-2]</sup>指出,在空气间隔装药条件下,空气层的存在能有效降低炮孔孔壁的平均压力,延长与炮孔孔壁的作用时间,压力在炮孔轴向上分布较均匀,爆破效果比连续耦合装药时更好,有效避免了装药临近区围岩的超爆现象,提高了炸药能量的有效利用率;Fourney 等<sup>[3]</sup>、Moxon 等<sup>[4]</sup>、Chakraborty 等<sup>[5]</sup>和 Jhanwar 等<sup>[6]</sup>深入研究了空气间隔装药爆破的原理等,指出在空气间隔装药结构条件下作用在炮孔壁上的平均压力虽然低于耦合装药方式的,但可通过后续系列加载波破碎岩石,空气层使爆炸作用过程中激发产生二次和后续系列加载波,并导致前应力波作用形成的裂隙岩体进一步破坏;潘强等<sup>[7]</sup>建立了不耦合装药理论模型,推导了单孔不耦合装药条件下爆炸后炮孔的损伤特征,认为不耦合装药能减小爆破对围岩的扰动而保护岩体完整;朱红兵等<sup>[8]</sup>利用爆轰波理论,分析了空气间隔装药炮孔内一维不定常流的相互作用及其在堵头、孔底的反射过程,并得到了合理空气层比例;曹祺等<sup>[9]</sup>推导了岩石爆破中质点峰值振动速度和装药轴向不耦合因数的关系式,其底部间隔试验表明,随着空气柱长度的增加,冲击波峰值压力降低,爆破振动有效降低;Lou 等<sup>[10]</sup>采用 Starfield 迭加法,研究轴向空气间隔装药结构条件下的孔壁应力分布,并和模型试验对比,得到了装药段初始冲击压力分布规律;张馨等<sup>[11]</sup>分析了炸药爆轰过程及爆破介质的破坏和运动过程,构建了孔壁压力的简化计算模型;杨国梁等<sup>[12]</sup>对轴向间隔装药爆破沿炮孔的压力分布进行了数值模拟,也得到了相应结论;吴亮等<sup>[13-14]</sup>由混凝土模型试验认为,不同空气层位置会产生不同的爆破效果,装药结构的选择应结合爆破目的来确定;池恩安等<sup>[15]</sup>由小型空气间隔爆破试验认为,空气间隔具有缓冲和滞后作用,能使炮孔中炸药能量分布更均匀;张志呈等<sup>[16]</sup>由理论分析和现场试验出发,研究了孔底轴向不耦合装药结构对爆破效应的改善。

本文中,先对深孔底部空气间隔不耦合装药的孔壁冲击压力进行理论研究,后在实验室制作内含压力砖的厚壁圆筒,再由现场试验测试爆破冲击压力,获得孔底空气不耦合装药段孔壁冲击压力的变化规律,用来确定合理的底部间隔空气柱长度。

## 1 冲击波的运动规律

### 1.1 在界面的反射和透射

炸药在炮孔内发生爆炸后, 冲击波的传播可能会遇到不同介质, 冲击波从一种介质进入另一种介质时<sup>[17-19]</sup>, 反射波的性质取决于两种介质自身的波阻抗大小。记反射波的介质为 1, 透射波的介质为 2; 当  $\rho_1 D_1 < \rho_2 D_2$  时, 反射波为冲击波; 当  $\rho_1 D_1 > \rho_2 D_2$  时, 反射波为稀疏波; 介质不同时, 会发生透射现象。记炸药和空气的初始状态分别为 10 和 20, 炸药介质中冲击波波阵面后介质状态为 11, 反射波波后炸药介质状态为 12, 透射冲击波波后空气介质状态为 21, 如图 1 所示。

入射冲击波  $D_0$  未到达介质界面时, 由冲击波波阵面的质量和动量守恒, 可知<sup>[17]</sup>:

$$\begin{cases} \rho_{10} D_0 = \rho_{11} (D_0 - u_{11}) \\ p_1 = \rho_{10} D_0 u_{10} \end{cases} \quad (1)$$

式中:  $p$  为压力,  $u$  为介质速度。

由式 (1), 可得:

$$p_1 = \rho_{10} \left( 1 - \frac{\rho_{10}}{\rho_{11}} \right) D_0^2 \quad (2)$$

式中:  $D_0$  为冲击波波阵面的速度。

结合 Hugoniot 方程, 进一步得到初始冲击波波后压力为:

$$p_1 = \frac{a_1^2 \rho_{10}}{1 - b_1 (1 - \rho_{10}/\rho_{11})} \quad (3)$$

式中:  $a_1$ 、 $b_1$  为介质 1 的冲击压缩经验常数, 由此可得区域 11 的冲击压力。

用式 (3) 可求得区域 11 的冲击压力, 当冲击波与介质界面接触后, 可根据反射稀疏波波阵面的前后关系, 求解炸药介质中的量, 根据界面连续条件获得空气介质中冲击波波阵面的前后关系。

记炸药介质中稀疏波波阵面前方区域质点运动速度为  $u_{11}$ , 波阵面后方区域质点运动速度为  $u_{12}$ , 由稀疏波波阵面前后区域质点速度与状态参数的关系, 可得:

$$u_{12} - u_{11} = \int_{v_{11}}^{v_{12}} \left( -\frac{dp}{dv} \right)^{1/2} dv \quad (4)$$

结合炸药性质相关的等熵关系, 可进一步获得稀疏波前后压力的关系:

$$p_{12} = p_{11} \exp \left( -\gamma_{10} \frac{v_{12} - v_{11}}{v_{10}} \right) + \frac{a_1^2}{v_{10}^2} \exp \left( -\gamma_{10} \frac{v_{12}}{v_{10}} \right) \int_{v_{11}}^{v_{12}} Q(v) \exp \left( \gamma \frac{v}{v_{10}} \right) dv \quad (5)$$

$$Q(v) = \frac{(\gamma_{10} - b_1)(1 - v/v_{10}) - 1}{[1 - b_1 (1 - v/v_{10})]^3}$$

式中:  $\gamma_{10}$  为炸药介质常密度 Grüneisen 因数。

上述公式过于繁琐, 计算困难, 所以采用 Murnaghan 等熵公式近似求解<sup>[20]</sup>:

$$p_{12} = p_{11} - \frac{a_1^2 \rho_{10}^2 [1 - (\rho_{12}/\rho_{11})^{4b_1 - 1}] \{1 + b_1 (1 - \rho_{10}/\rho_{11}) [1 - \gamma_{10} (1 - \rho_{10}/\rho_{11})]\}}{(4b_1 - 1) \rho_{11} [1 - b_1 (1 - \rho_{10}/\rho_{11})]^{3/2}} \quad (6)$$

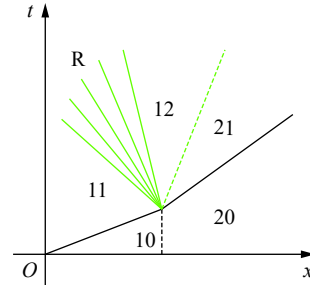


图 1 反射稀疏波的波系图  
Fig. 1 Wave system diagram of reflected rarefaction waves

根据冲击波 Hugoniot 方程, 对于空气介质, 冲击波前后压力与状态参数的关系式分别为:

$$p_1 = \frac{p_{k,1} - \gamma_0 e_{k,11} / v_0}{1 - (1 - v_1/v_0)\gamma_0/2} \quad (7)$$

$$p_{21} = \frac{p_{k,21} - \gamma_{20}\rho_{20}e_{k,21}}{1 - (1 - \rho_{20}/\rho_{21})\gamma_{20}/2} \quad (8)$$

$$u_{21} = \sqrt{\left(1 - \frac{\rho_{20}}{\rho_{21}}\right) \frac{p_{21}}{\rho_{20}}} \quad (9)$$

式中:  $e_{k,1}$  和  $e_{k,2}$  分别为介质 1 和 2 中运动气体的内能。

由冲击压缩经验式 (9), 根据冲击波前后动量守恒, 可得空气介质中的冲击压力:

$$p_{21} = \rho_{20}(a_2 - b_2 u_{21})u_{21} \quad (10)$$

式中:  $a_2$  和  $b_2$  为空气介质的冲击压缩经验常数。

结合式 (8)~(10) 和介质界面的连续条件, 可求解经反射作用于空气中的冲击压力。

### 1.2 与孔壁的作用

冲击波在炮孔中传播时, 传播至孔壁与空气界面处形成透过炮孔孔壁的透射冲击波, 经孔壁的反射形成与原方向相反的反射波。

如图 2 所示, 冲击波 S 向右传播, 与孔壁面 J 接触, 其波前、波后区域分别为 1、2, 区域 1 的状态参量分别为  $p_0=0$ 、 $\rho_0=0$  和  $u_0=0$ , 区域 2 的分别为  $p_1$ 、 $\rho_1$  和  $u_1$ , 经孔壁反射后, 形成反射波 R, 区域 3 的状态参量分别为  $p_2$ 、 $\rho_2$  和  $u_2$ 。冲击波 S、反射波 R 分别满足  $p$ - $u$  曲线<sup>[19]</sup>:

$$\begin{cases} L_0^{(0)}: & u = \sqrt{\frac{2}{\rho_0} \frac{p - p_0}{\sqrt{(1+\gamma)p + (\gamma-1)p_0}}} \\ L_1^{(0)}: & u = u_1 - \sqrt{\frac{2}{\rho_1} \frac{p - p_1}{\sqrt{(1+\gamma)p + (\gamma-1)p_1}}} \end{cases} \quad (11)$$

由于孔壁不发生运动, 则反射冲击波的波后有  $u_2=0$ 。如图 3 所示, 在曲线  $L_1^{(0)}$  上可以得到反射波波后的压力  $p_2$ , 同时也是入射冲击波作用于孔壁的压力。

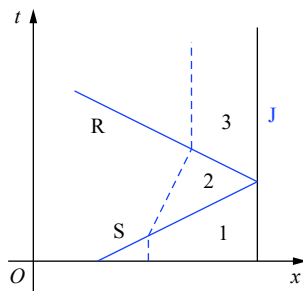


图 2 冲击波遇孔壁反射的波系图

Fig. 2 Wave system diagram of a shock wave reflected by a hole wall

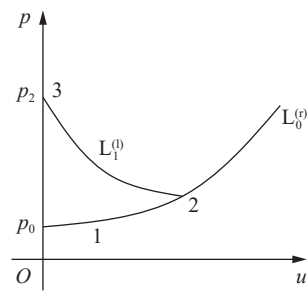


图 3 冲击波遇孔壁反射的压力-速度关系

Fig. 3 The relationship between pressure and speed of a shock wave reflected by a hole wall

又因为, 入射冲击波 S 波后区域 2 的终点应在曲线  $L_0^{(0)}$  上, 即  $u_1 = \varphi_0(p_1)$ 。根据 Hugoniot 方程, 可得冲击波经孔壁反射后的压力  $p_1$ :

$$\frac{p_2}{p_1} = \frac{\frac{3\gamma-1}{1+\gamma} \frac{p_1}{p_0} - \frac{\gamma-1}{1+\gamma}}{1 + \frac{\gamma-1}{1+\gamma} \frac{p_1}{p_0}} \quad (12)$$

## 2 波系分析

### 2.1 爆炸过程

当孔底留一定空气间隔时, 炮孔中的各几何参数保持不变, 此时的不耦合因数为:

$$k = \frac{l_e + l_a}{l_e} \quad (13)$$

式中:  $l_e$  为装药长度,  $l_a$  为空气柱长度。

爆炸后炮孔中的波系图如图 4 所示, 其过程可描述为: 采用孔底起爆方式, 炸药在点  $A$  右侧距离为  $x$  的点  $K$  起爆, 产生左行波和右行波。左行冲击波在空气-炸药界面上发生透射和反射, 透射冲击波沿着轨迹  $z_1(x,t)$  向左侧孔底运动, 反射稀疏波沿着轨迹  $R_1(x,t)$  向右运动, 这段时间为  $t_0$ ; 左行透射冲击波遇到孔底, 形成反射冲击波  $r_{B1}(x,t)$ , 右行冲击波沿着  $z_2(x,t)$  向右运动, 直到炸药消耗完毕, 到达点  $C$  时, 接触炸药-堵塞物界面, 这时会发生透射和反射, 透射冲击波沿着  $z_3(x,t)$  继续向孔堵塞介质运动并冲出炮孔, 反射冲击波将沿着左侧的轨迹  $r_{C1}(x,t)$  运动, 这段时间为  $t_1$ 。由于本文中研究炮孔孔壁初始冲击压力的变化规律, 而炮孔长度远大于空气柱长度时, 可近似认为反射冲击波将不参与孔内的后续作用, 不满足炮孔长度远大于空气柱长度的条件, 因此需计算反射冲击波  $r_{C1}(x,t)$  的压力。爆轰波是带化学反应区的强冲击波, 与冲击波在质量守恒、动量守恒上一致, 只是能量方程有些差别(一部分能量转化成化学能释放)<sup>[21]</sup>。为了简化研究过程, 只分析冲击波前、后状态的变化, 而不考虑化学反应过程, 重点研究炮孔内炸药爆炸产生的冲击波压力一个周期内的变化规律与冲击波波阵面上的物理参量变化。接着, 反射稀疏波与反射冲击波在点  $H$  发生共同作用, 结果是二者减弱后继续朝着各自的方向运动, 即二次透射冲击波  $r_{C2}(x,t)$  与反射压缩波  $R_2(x,t)$ , 二次折射冲击波与从点  $B$  反射的冲击波在爆轰产物中会发生叠加作用; 透射冲击波沿着轨迹  $z_3(x,t)$  运动。

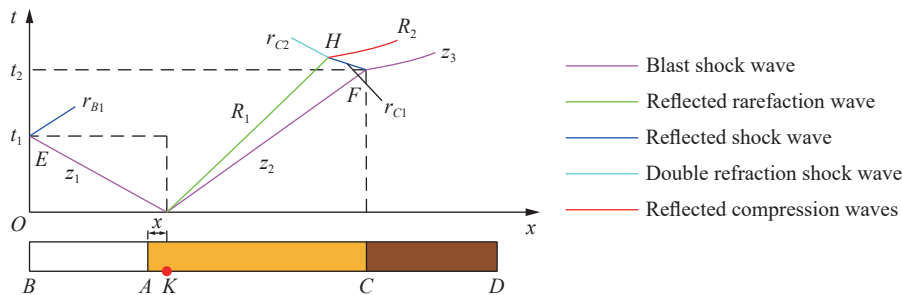


图 4 孔底间隔装药孔内爆破冲击波的波系图

Fig. 4 Wave system diagram of blasting shock wave in the interval charging hole

### 2.2 炮孔的波系

对炸药中向右传播的第一列冲击波, 设炸药全部爆炸完毕的时间为  $t_1$ , 冲击波传播速度为  $D$ , 冲击波波前和波后运动速度分别为  $u_0$  和  $u_1$ 。显然, 有:

$$t_1 = \frac{l_e - x}{D} \quad (14)$$

按理论模型中的参数改写式 (4), 得到右行冲击波波后压力:

$$p_1 = \frac{a^2 \rho_e}{1 - b(1 - \rho_e / \rho'_e)} \quad (15)$$

式中:  $a$ 、 $b$  为二号岩石乳化炸药的介质密度 Grüneisen 常数,  $\rho_e$  为二号岩石乳化炸药的初始密度,  $\rho'_e$  为受到冲击波扰动后的波后区域的介质密度。

在  $t_1$  时, 冲击波将在炸药-堵塞物界面发生反射和透射。透射波穿过界面后向孔口传播, 不再参与孔内的作用; 反射波冲击压力可由式 (12) 求得。

根据冲击波的动量守恒, 可知:

$$t_0 = \frac{l_a - x}{D} \tag{16}$$

左行冲击波到达炸药-空气界面前的这段距离, 对高速爆炸冲击波而言极小, 则压力可近似为左行冲击波波后压力:

$$p_3 = \frac{a^2 \rho_e}{1 - b(1 - \rho_e / \rho'_e)} \tag{17}$$

左行冲击波在空气-炸药界面发生反射和透射, 因炸药和空气密度差距较大, 可忽略反射稀疏波, 透射入空气柱中的压力可用式 (6) 求解:

$$p_4 = p_3 - \frac{a^2 \rho_e^2 [1 - (\rho_a / \rho_e)^{4b-1}] \{1 + b(1 - \rho_a / \rho_e) [1 - \gamma(1 - \rho_a / \rho_e)]\}}{(4b - 1) \rho_a [1 - b(1 - \rho_a / \rho_e)]^{3/2}} \tag{18}$$

式中:  $\rho_a$  为空气的密度。

对透射冲击波, 孔壁的粗糙程度与炸药性质影响其衰减过程, 空气段的压力为<sup>[20]</sup>:

$$p_5 = \frac{0.98^\alpha (\rho_e W_s / W_T) B d_e^\alpha}{d_1^\alpha} \tag{19}$$

式中:  $B$  为比例系数,  $\alpha$  为冲击波的衰减因数,  $W_T$  为 TNT 炸药的比爆热,  $W_s$  为粉状岩石乳化炸药的比爆热,  $d_e$  为炸药段长度,  $d_1$  为距炸药爆心的距离。

$p_5$  经孔底反射产生的冲击波波阵面压力, 可由式 (12) 求得。

炮孔中的压力将在后续系列复杂的波系运动后, 逐渐处在一个稳定值:

$$p_f = p_a \left( \frac{l_e}{l_e + l_a} \right)^y \tag{20}$$

式中:  $p_f$  为最终平均压力,  $p_a$  为装药爆炸后产生的初始压力。

将岩石爆破的压力曲线<sup>[22]</sup>, 与以上推导中的不同时间点的波系压力求解公式结合, 可以近似计算冲击波发生反射和透射时的压力, 进而得到近似的压力曲线。

由以上分析可以得到各阶段的冲击压力。结合模型试验, 炮孔(除堵塞段)沿孔壁轴向等距离划分为若干个理论计算点, 根据理论分析, 计算的有空气间隔时轴向不耦合装药爆破炮孔孔壁各点初始冲击压力及冲击压力曲线, 如图 5~6 所示。

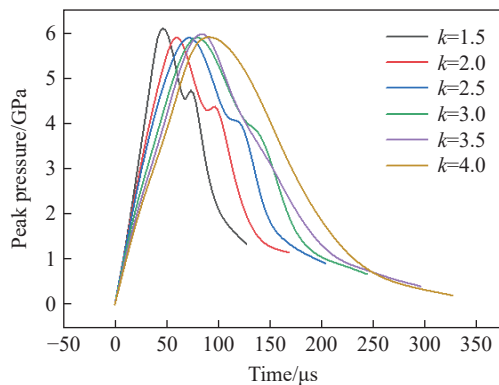


图 5 压力随时间变化的理论曲线

Fig. 5 Theoretical curves of pressure versus time

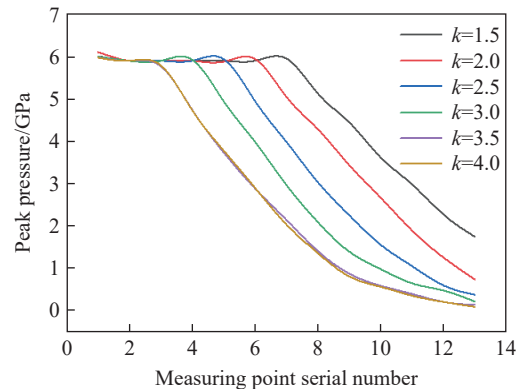


图 6 压力随测点变化的理论曲线

Fig. 6 Theoretical curves of pressure versus measuring point

由图 5 可知, 炸药爆炸后孔壁压力在短时间内达到第一个波峰, 后因冲击波进入空气层而开始衰减; 当空气层长度较小时, 部分孔口反射冲击波与孔底反射稀疏波产生叠加, 形成第二个波峰; 当空气层长度较大时, 冲击波压力到达孔底时已经衰减得很低, 可忽略不计其反射波压力的叠加, 此时不会出现第二个波峰。

由图 6 可知, 因炸药量固定, 所以孔壁初始压力接近, 当冲击波离开炸药段进入空气层时, 冲击压力开始迅速衰减, 空气层越长衰减越明显: 当  $k=1.5$  即空气柱长度为 200 mm 时, 峰值压力衰减了 70.9%; 当  $k=4$  即空气柱长度为 1 200 mm 时, 峰值压力衰减了 98.4%。

### 3 模型试验

岩土爆破的不确定性因素较多, 将有针对性的结合理论分析和模型试验。采用动态应力应变测量技术, 通过预先在混凝土厚壁圆筒孔壁布设电阻应变计, 使用 Blast-Ultra 高速多路动态应变测试系统, 监测底部空气间隔装药模型爆炸后的各孔壁测点冲击压力, 与理论结果互相印证。

#### 3.1 系统

试验系统主要由传感器、采集部分和数据分析装置构成。在模型浇筑过程中, 将粘有电阻应变计的应变砖按设计要求布设作为传感器; 采集部分由应变放大器和冲击测试仪组成; 在计算机中, 数据分析由 TD View 软件完成, 如图 7~8 所示。

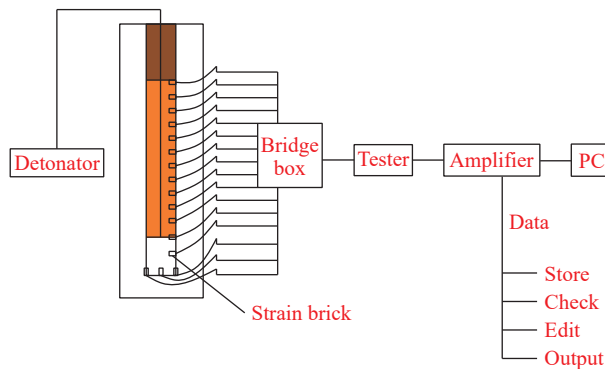


图 7 动态测试流程

Fig. 7 Dynamic testing flow chart

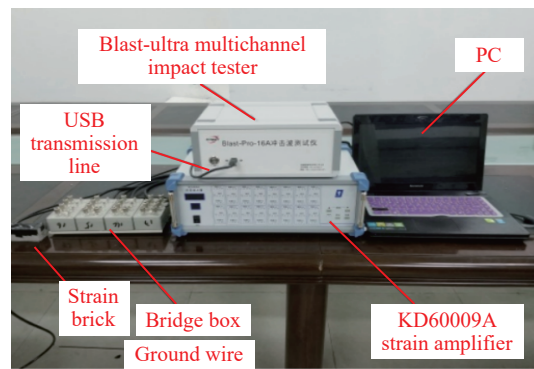


图 8 试验系统

Fig. 8 The experimental system

#### 3.2 准备

试验准备主要包括制作应变砖和混凝土炮孔模型。应变砖尺寸为  $3\text{ cm} \times 3\text{ cm} \times 6\text{ cm}$ , 材料为 42.5 普通硅酸盐水泥及干燥细沙, 质量配比为水泥: 细沙: 水 = 0.8 : 1.0 : 0.5, 用中空塑料模具制作, 模具内已用透明胶全面粘贴, 以减小脱模阻力, 并喷射早强剂, 减少凝固时间。用水手结连接应变计脚线与引线, 连接处接牢, 并将脚线与引线分开、固定, 防止短路。应变计粘贴部分在之前用细砂纸打磨去除氧化层或其他杂质, 并用少量无水乙醇擦拭, 测量其电阻, 误差过大则不能使用。制作应变砖后, 并依据提前标好的应变砖位置安放应变砖, 开始浇筑模型, 如图 9~10 所示。

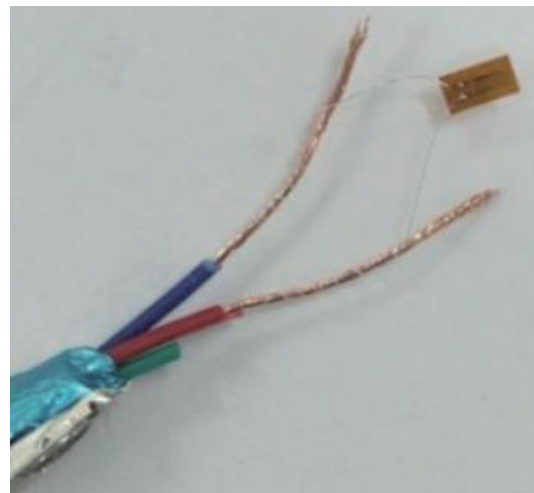


图 9 应变计的连接

Fig. 9 Strain gauge connection



图 10 成型的应变砖

Fig. 10 Formed strain bricks

混凝土模型材料及配比与应变砖相同。内层模具采用直径 40 mm 的 PVC 排水管, 浇筑时需喷脱模剂, 并于 12~14 h 拆卸; 外模具采用直径 200 mm 的 PVC 排水管, 24~36 h 拆卸即可。然后, 放置在温度 18~22 °C 和湿度 95% 的环境下, 养护 28 d。圆筒底部厚度为 100 mm, 上部堵塞长度为 200 mm, 应变砖距离随模型高度而变, 如图 11~12 所示。



图 11 厚壁圆筒照片

Fig. 11 Thick wall cylinders

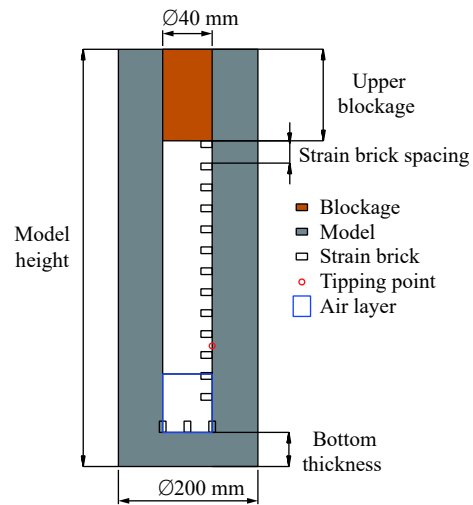


图 12 应变砖布置

Fig. 12 Distribution of strain bricks

### 3.3 过程和数据分析

#### 3.3.1 过程

应变砖测点在混凝土模型内侧等距布置, 在堵塞物与炸药界面设置测点 S1, 沿轴向由上往下依次设置测点 S2~S13, 底部逆时针设置测点 S14~S16, 共 16 个。

采用径向耦合装药, 底部空气间隔装药结构, 其长度分别为 200、400、600、800、1 000 和 1 200 mm, 相同的装药结构进行两次试验, 共 12 次。采用导爆索由下往上一次完成爆破, 导爆管雷管起爆, 堵塞长度设置为 300 mm, 不同不耦合因数时的模型尺寸见表 1。试验场地选在福州市马尾区 104 国道改线工程亭江互通段土石方露天施工场地, 试验的网络连接和防护措施如图 13 所示。



表 1 不同不耦合因数时的模型尺寸

Table 1 Model dimensions with different uncoupling factors

不耦合因数	模型长度/m	测点间距/mm
1.5	0.8	50
2.0	1.0	67
2.5	1.2	83
3.0	1.4	100
3.5	1.6	117
4.0	1.8	133



图 13 试验的网络连接和防护措施

Fig. 13 Network connection and protective measures for the experiment

### 3.3.2 数据分析

准备工作完毕, 进行现场爆破试验并采集数据, 试验数据见表 2~3。

图 14~15 为不同不耦合因数时的孔底压力曲线和最大峰值压力曲线。不耦合因数对孔底压力有显著影响, 冲击波波阵面压力在空气柱中衰减, 空气柱越长, 衰减越严重。理论计算与试验结果的变化趋势具较高一致性。随着轴向不耦合因数的增加, 底部的冲击压力逐渐降低, 当不耦合因数由 1.5 升至 2.5 时, 底部的冲击压力衰减较迅速, 当不耦合因数大于 2.5 时, 底部的冲击压力继续衰减, 但衰减程度减缓。轴向不耦合因数对炮孔内最大峰值压力的影响则相对较小, 这是因试验的炸药量相同, 而试验中的误差, 使炸药爆炸产生的冲击波压力不完全相同, 但比较接近。

图 16 为峰值压力随时间的变化曲线。在底部轴向空气间隔爆破中, 随着轴向不耦合因数的增大, 空气柱长度增加, 冲击压力在炮孔内的作用时间也增大, 最短作用时间约为  $125 \mu\text{s}$  ( $k=1.5$ ), 最长作用时间约为  $240 \mu\text{s}$  ( $k=4.0$ )。峰值压力随时间的变化具一致性, 第 1 个波峰为炸药在接近完全爆炸时的压力, 第 2 个波峰则为炮孔堵塞处的反射波所带来的叠加所致, 波峰的曲率过大是因测点数量有限, 拟合图像时连接处不够平缓; 后续多次反射的压力较低,

表 2 底部间隔装药的爆破试验结果

Table 2 The results of the bottom air interval charge blasting experiments

试验	轴向不耦合因数	空气柱长度/mm	峰值压力/GPa
1	1.5	200	5.467
2	1.5	200	5.481
3	2.0	400	5.352
4	2.0	400	5.605
5	2.5	600	5.396
6	2.5	600	5.421
7	3.0	800	5.253
8	3.0	800	5.085
9	3.5	1 000	5.335
10	3.5	1 000	5.278
11	4.0	1 200	5.285
12	4.0	1 200	5.475

不会对曲线的波动造成明显影响。空气柱使后续波系不断加深对裂隙岩体的破坏, 进一步优化破岩效果。分析理论计算和试验结果, 作用时间的误差为 2.3%~7.5%。

图 17 为峰值压力随空间的变化曲线。不同轴向不耦合因数时, 因装药量相同, 炮孔内起爆点附近的峰值压力相近, 而在靠近堵塞位置, 因堵塞物-炸药界面附近反射冲击波的叠加, 使附近测点的峰值压力轻微波动; 在冲击波通过炸药-空气柱界面后, 衰减速度明显加快, 此时虽有炸药-空气界面形成的反射稀疏波, 但其强度与冲击波相比较小, 对峰值压力变化的影响很小, 而在孔底附近测点, 压力衰减速度有所减缓, 这是因从孔底反射回来的反射冲击波与右行冲击波产生的叠加作用; 孔底不同位置的测点, 峰值压力也基本一致。当  $k=1.5$  即空气柱长度为 200 mm 时, 峰值压力衰减了 73.4%; 当  $k=4$  即空气柱长度为 1 200 mm 时, 峰值压力衰减了 96.7%。分析理论计算和试验结果, 各峰值应力的误差为 3.5%~9.5%。

表 3 试验 1 各测点的压力

Table 3 Pressure at each measuring point in experiment 1

测点	距孔底距/mm	峰值时刻/ $\mu\text{s}$	峰值压力/GPa
S1	600	101	5.467
S2	550	92	5.327
S3	500	78	5.221
S4	450	65	5.331
S5	400	51	5.467
S6	350	41	5.336
S7	300	29	5.197
S8	250	15	5.016
S9	200	2	4.232
S10	150	20	3.311
S11	100	38	2.575
S12	50	78	1.936
S13	0	70	1.553
S14	0	81	1.449
S15	0	73	1.554
S16	0	79	1.451

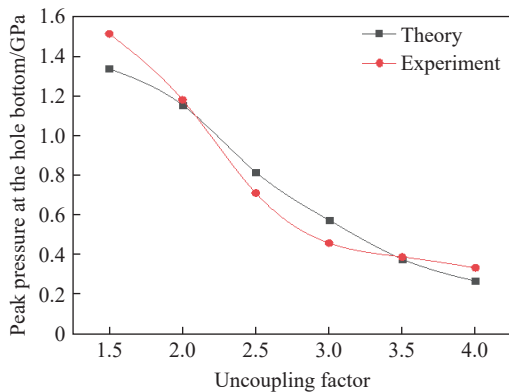


图 14 不同不耦合因数时的孔底压力曲线  
Fig. 14 Pressure curves at the hole bottom with different uncoupling factors

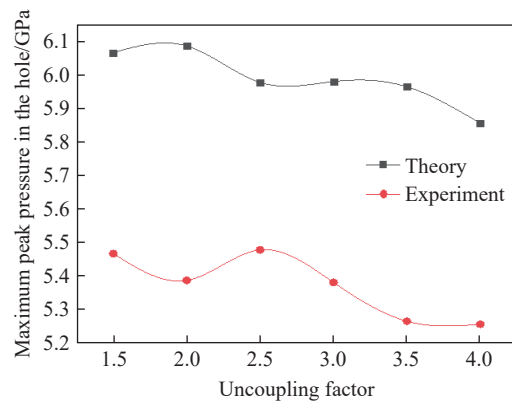


图 15 不同不耦合因数时的炮孔内最大峰值压力曲线  
Fig. 15 Maximum peak pressure curve in the blast hole with different uncoupling factors

综上所述, 在底部轴向不耦合装药下, 不耦合因数在一定范围 ( $1.5 \leq k \leq 4.0$ ) 时, 空气间隔增长, 炮孔内的冲击压力逐渐减小; 当  $k \geq 2.5$  时, 会出现孔底冲击压力峰值小于 0.5 GPa 的情况。

依据 Mises 准则, 对爆破破碎岩体, 当炮孔压力大于岩石动态抗压强度时, 形成粉碎圈。当空气柱底部压力等于动态抗压强度时, 岩石不出现粉碎圈, 会形成裂隙圈, 这时不仅可以破碎岩石, 而且孔底的冲击波峰值压力达到振动较小值。岩石的动态抗压强度随加载应变率的升高而提高, 与静态抗压强度的关系为<sup>[23]</sup>:

$$\sigma_{cd} = \sigma_c \dot{\epsilon}^{1/3} \tag{21}$$

式中:  $\sigma_{cd}$  为岩石的动态抗拉强度,  $\sigma_c$  为岩石的单轴抗压强度,  $\dot{\epsilon}$  为岩石的应变加载率, 通常取  $1 \text{ s}^{-1} \leq \dot{\epsilon} \leq 10^5 \text{ s}^{-1}$ 。

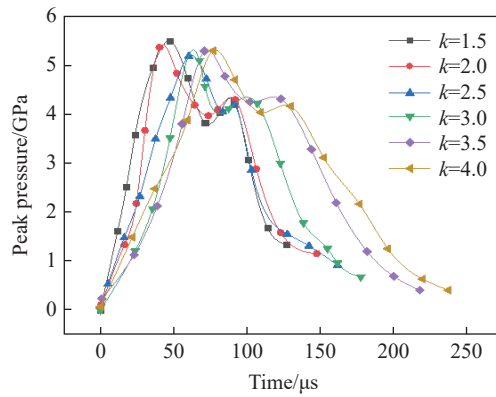


图 16 相同测点峰值压力随时间的变化曲线

Fig. 16 Peak pressure curves with time at the same measuring point

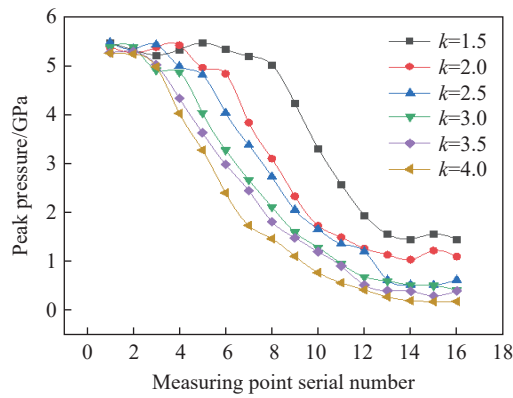


图 17 不同测点的峰值压力曲线

Fig. 17 Peak pressure curves at different measuring points

参照文献 [23-24], 选取动态应变加载率范围为  $10^3 \sim 10^4 \text{ s}^{-1}$ , 则可得到矿岩的动态抗压强度范围。这里, 由于岩石的动态抗拉强度缺乏相关的理论和试验数据, 参照以上文献, 即矿岩的动态抗压强度一般为静态抗压强度的 10~20 倍。

由此, 可得不同岩石的合理底部轴向空气间隔装药空气柱长度, 见表 4。

表 4 不同岩石的合理轴向底部空气间隔长度

Table 4 Reasonable axial bottom air gap lengths for different rocks

岩石	单轴抗压强度/MPa	动态抗压强度/MPa	空气柱长度/mm	不耦合因数
软岩	<20	<400	400~600	2.0~2.5
中硬岩	20~40	400~800	200~400	1.5~2.0
硬岩	>40	>800	<200	<1.5

## 4 验证试验

为进一步检验理论和试验所得结论的合理性, 在紫金集团下属某地下矿进行孔底间隔装药的验证试验。根据力学试验结果, 岩性主要为中硬偏软, 采用底部空气间隔 40 cm 的装药方式进行装药爆破, 并对比装药结构改进前、后的爆破效果及振动对采场顶板产生的影响。现场试验爆破的参数设计见表 5。空气间隔器如图 18 所示, 炮孔布置和装药结构如图 19~20 所示, 起爆网络如图 21 所示。

表 5 现场试验参数

Table 5 Parameters of the field experiment

起爆方式	装药单耗/(kg·m <sup>-3</sup> )	段最大装药量/kg	总装药量/kg	孔数	孔径/mm	总孔深/m	总装药长度/m	总填塞长度/m
分段微差	0.54	79.6	672.5	42	60	298.4	214.4	84



图 18 空气间隔器

Fig. 18 Photos of air spacer

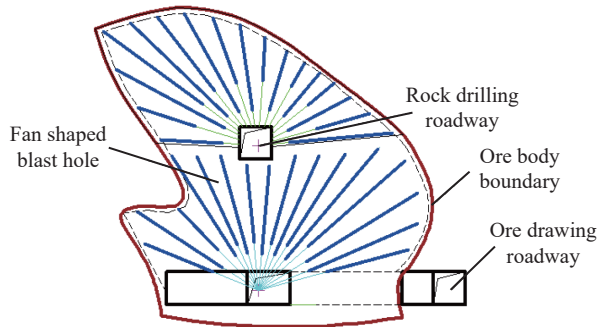


图 19 炮孔布置

Fig. 19 Blast hole layout

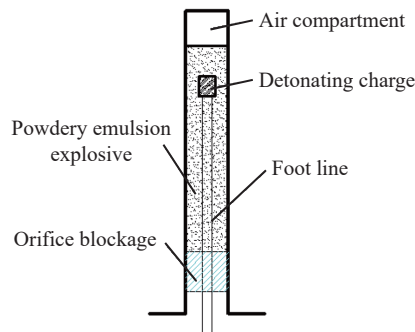


图 20 炮孔装药结构

Fig. 20 Blast hole charging structure

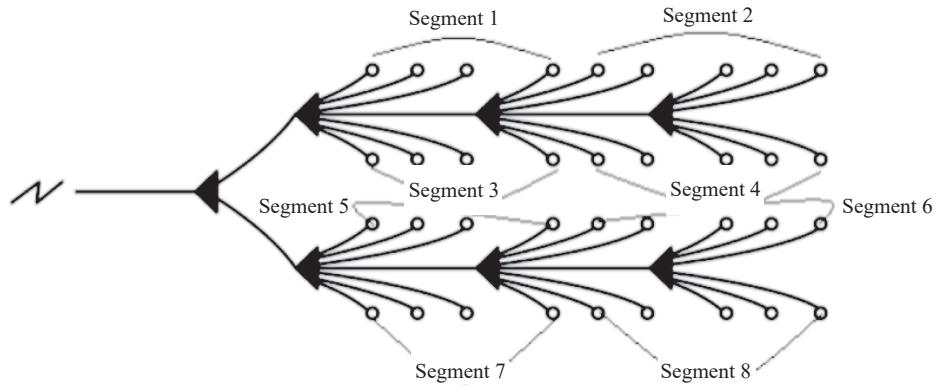


图 21 普通导爆管分段起爆网路

Fig. 21 Segmented initiation network of ordinary detonating tube

在没有采用底部空气间隔装药爆破时, 因由于岩石较破碎, 且炮孔孔底压力过大, 经常导致采场稳定性差的顶板出现垮落(见图 22), 采场后期出矿时常有顶板下落的较大块, 影响后续生产效率。而采用合理长度的孔底空气间隔装药爆破后, 使炮孔底部区域的入射压力有所降低, 顶板振动和破坏减小, 对顶板具有一定的保护作用, 且具有良好的爆破块度(见图 23)。



图 22 未采用底部空气间隔装药时的顶板

Fig. 22 The roof without bottom air interval charging



图 23 底部空气间隔装药爆破的顶板和爆堆

Fig. 23 The roof and blasting pile with bottom air interval charging

## 5 结 论

基于底部空气轴向不耦合装药, 分析了爆炸后的炮孔内波系的产生、作用和变化过程, 并分阶段讨论了炮孔壁上的冲击压力及出现时间, 获得了理论变化曲线, 并与混凝土试验结果进行比较, 最后通过验证试验, 得出以下结论。

(1) 空气间隔柱使各波系在炮孔中的作用时间变长, 冲击压力作用时间显著增加, 冲击压力峰值明显减小, 有利于岩石保持较好的爆破块度。

(2) 当不耦合因数  $k=1.5$  即空气柱长度为 200 mm 时, 峰值压力衰减了 73.4%; 当  $k=4.0$  即空气柱长度为 1 200 mm 时, 峰值压力衰减了 96.7%。理论与试验的误差在 10% 以内。

(3) 在本试验中, 当  $k \geq 2.5$  时, 由于空气段过长, 峰值压力衰减距离太大, 冲击波等的叠加作用无法弥补衰减作用的损失, 导致孔底可能出现压力较低的区域, 破岩效果较差, 因此应根据岩石条件选取合理的空气柱长度。

(4) 根据岩石具体情况, 选取合理的底部空气间隔长度, 并运用空气间隔装置进行验证试验, 试验结果表明: 采用合理长度的孔底空气间隔进行装药爆破, 对采场顶板具有一定的保护作用, 同时保证了较好的爆破块度。

## 参考文献:

- [1] MELNIKOV N V. Charge construction influence on explosion operations efficiency [C] // Reports of the VI Science Symposium on Drilling, Explosives, Explosion Operations and Study of Physical and Mechanical Properties of Rocks. Rolla, USA, 1962.
- [2] MELNIKOV N V, MARCHENKO L N. Effective methods of application of explosion energy in mining and construction [C] // The 12th U. S. Symposium on Rock Mechanics. Rolla, USA: American Rock Mechanics Association, 1971: 359–378.
- [3] FOURNEY W L, BARKER D B, HOLLOWAY D C. Model studies of explosive well stimulation techniques [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 1981, 18(2): 113–127. DOI: 10.1016/0148-9062(81)90737-3.
- [4] MOXON N T, MEAD D, RICHARDSON S B. Air-decked blasting techniques: some collaborative experiments [J]. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section A: Mining Industry*, 1993, 102: A25–A30.
- [5] CHAKRABORTY A K, JETHWA J L. Feasibility of air-deck blasting in various rock mass conditions: a case study [C] // MOHANTY B. *Rock fragmentation by blasting*. London: CRC Press, 1996: 343–349.
- [6] JHANWAR J C, CHAKRABORTY A K, ANIREDDY H N, et al. Application of air decks in production blasting to improve fragmentation and economics of an open pit mine [J]. *Geotechnical & Geological Engineering*, 1999, 17(1): 37–57. DOI: 10.1023/A:1008899928839.
- [7] 潘强, 张继春, 石洪超, 等. 单孔不耦合装药爆破的岩体损伤分布特征研究 [J]. *振动与冲击*, 2019, 38(18): 264–269. DOI: 10.13465/j.cnki.jvs.2019.18.037.  
PAN Q, ZHANG J C, SHI H C, et al. Distribution characteristics of the rock mass damage caused by single-hole decoupling charge blasting [J]. *Journal of Vibration and Shock*, 2019, 38(18): 264–269. DOI: 10.13465/j.cnki.jvs.2019.18.037.
- [8] 朱红兵, 卢文波, 吴亮. 空气间隔装药爆破机理研究 [J]. *岩土力学*, 2007, 28(5): 986–990. DOI: 10.16285/j.rsm.2007.05.025.  
ZHU H B, LU W B, WU L. Research on mechanism of air-decking technique in bench blasting [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2007, 28(5): 986–990. DOI: 10.16285/j.rsm.2007.05.025.
- [9] 曹祺, 王林桂, 马宏昊, 等. 底部空气柱装药爆破减振理论和实验研究 [J]. *工程爆破*, 2020, 26(2): 42–48, 64. DOI: 10.3969/j.issn.1006-7051.2020.02.006.  
CAO Q, WANG L G, MA H H, et al. Research on blasting vibration reduction theory and experiment of bottom air column charging [J]. *Engineering Blasting*, 2020, 26(2): 42–48, 64. DOI: 10.3969/j.issn.1006-7051.2020.02.006.
- [10] LOU X M, WANG Z C, CHEN B G, et al. Theoretical calculation and experimental analysis on initial shock pressure of borehole wall under axial decoupled charge [J]. *Shock and Vibration*, 2018, 2018: 7036726. DOI: 10.1155/2018/7036726.

- [11] 张馨, 孙金山, 张湘平, 等. 钻孔爆破炮孔孔壁压力计算模型 [J]. *爆破*, 2021, 38(3): 1–5. DOI: 10.3963/j.issn.1001-487X.2021.03.001.  
ZHANG X, SUN J S, ZHANG X P, et al. Calculation model of blasthole pressure [J]. *Blasting*, 2021, 38(3): 1–5. DOI: 10.3963/j.issn.1001-487X.2021.03.001.
- [12] 杨国梁, 杨仁树, 姜琳琳. 轴向间隔装药爆破沿炮孔的压力分布 [J]. *爆炸与冲击*, 2012, 32(6): 653–657. DOI: 10.11883/1001-1455(2012)06-0653-05.  
YANG G L, YANG R S, JIANG L L. Pressure distribution along borehole with axial air-deck charge blasting [J]. *Explosion and Shock Waves*, 2012, 32(6): 653–657. DOI: 10.11883/1001-1455(2012)06-0653-05.
- [13] 吴亮, 钟冬望, 卢文波. 空气间隔装药爆炸冲击荷载作用下混凝土损伤分析 [J]. *岩土力学*, 2009, 30(10): 3109–3114. DOI: 10.16285/j.rsm.2009.10.045.  
WU L, ZHONG D W, LU W B. Study of concrete damage under blast loading of air-decking [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2009, 30(10): 3109–3114. DOI: 10.16285/j.rsm.2009.10.045.
- [14] 吴亮, 卢文波, 钟冬望, 等. 混凝土介质中空气间隔装药的爆破机理 [J]. *爆炸与冲击*, 2010, 30(1): 58–64. DOI: 10.11883/1001-1455(2010)01-0058-07.  
WU L, LU W B, ZHONG D W, et al. Blasting mechanism of air-decked charge in concrete medium [J]. *Explosion and Shock Waves*, 2010, 30(1): 58–64. DOI: 10.11883/1001-1455(2010)01-0058-07.
- [15] 池恩安, 梁开水, 赵明生. 孔底空气间隔装药降振试验研究 [J]. *煤炭学报*, 2012, 37(6): 944–950. DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2012.06.005.  
CHI E A, LIANG K S, ZHAO M S. Experimental study on vibration reduction of the hole-bottom air space charging [J]. *Journal of China Coal Society*, 2012, 37(6): 944–950. DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2012.06.005.
- [16] 张志呈, 熊文, 吝曼卿. 炮孔底部空气间隔装药结构爆破理论与模型试验 [J]. *露天采矿技术*, 2011(1): 40–44, 47. DOI: 10.13235/j.cnki.ltcn.2011.01.025.  
ZHANG Z C, XIONG W, LIN M Q. The blasting theory and model experiment of blast hole bottom air interval charge structure [J]. *Opencast Mining Technology*, 2011(1): 40–44, 47. DOI: 10.13235/j.cnki.ltcn.2011.01.025.
- [17] 周毓麟. 一维非定常流体力学 [M]. 北京: 科学出版社, 1990: 144–170.
- [18] 孙锦山, 朱建士. 理论爆轰物理 [M]. 北京: 国防工业出版社, 1995: 32–36.
- [19] 李维新. 一维不定常流与冲击波 [M]. 北京: 国防工业出版社, 2003: 148–180.
- [20] HENRYCH J. 爆炸动力学及其应用 [M]. 熊建国, 译. 北京: 科学出版社, 1987: 123–151.
- [21] 王光祖, 张运生. 冲击波和爆轰波的共异性 [J]. *超硬材料工程*, 2005, 17(2): 14–17. DOI: 10.3969/j.issn.1673-1433.2005.02.004.  
WANG G Z, ZHANG Y S. Similarity and difference of shock wave and detonation wave [J]. *Superhard Material Engineering*, 2005, 17(2): 14–17. DOI: 10.3969/j.issn.1673-1433.2005.02.004.
- [22] 汪旭光. 爆破设计与施工 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 2011: 206–208.
- [23] 李夕兵, 古德生. 岩石冲击动力学 [M]. 长沙: 中南工业大学出版社, 1994: 51–64.
- [24] 单仁亮. 岩石冲击破坏力学模型及其随机性研究 [D]. 北京: 中国矿业大学 (北京), 1997: 53–54.

(责任编辑 丁峰)