

DOI: 10.11883/bzycj-2018-0171

轮廓爆破孔壁压力峰值计算方法*

陈明^{1,2}, 刘涛¹, 叶志伟², 卢文波^{1,2}, 严鹏^{1,2}

(1. 武汉大学水资源与水电工程科学国家重点实验室, 湖北 武汉 430072;

2. 武汉大学水工岩石力学教育部重点实验室, 湖北 武汉 430072)

摘要: 爆破孔壁压力峰值是进行非流固耦合爆破动力响应分析的重要参数。针对轮廓爆破孔壁压力峰值的计算方法问题, 理论分析了爆炸冲击波与弹性壁面的相互作用, 推导了空气冲击波与弹性壁碰撞后压力增大倍数的理论解, 并采用流固耦合动力有限元数值分析方法, 研究了 3 种岩体介质、2 种轮廓爆破常用炸药、5 种常用不耦合系数、2 种轴向装药系数工况下轮廓爆破的冲击波碰撞压力增大倍数和炮孔壁压力峰值。结果表明: 轮廓爆破时, 爆炸冲击波与孔壁碰撞后压力增大倍数并不是常值, 与炸药特性、孔壁介质条件、不耦合装药系数等因素相关, 孔壁压力峰值也与上述因素密切相关。基于模拟的孔壁压力峰值数据的统计分析, 并结合理论推导成果及常用爆破孔壁压力峰值计算形式, 提出了一种新的轮廓爆破孔壁压力峰值计算方法。

关键词: 轮廓爆破; 孔壁压力峰值; 冲击波; 压力增大倍数; 不耦合系数

中图分类号: O383 **国标学科代码:** 13035 **文献标志码:** A

轮廓爆破是岩体开挖成型及爆破损伤控制的主要手段, 被广泛应用于水利水电、交通及矿山等工程建设领域。作用在爆破孔孔壁的爆炸荷载压力峰值, 直接影响到岩体轮廓成型质量及其保留岩体的损伤破坏范围, 是进行轮廓爆破参数设计及非流固耦合爆破振动响应数值模拟分析的关键参数之一, 受到了爆破工程技术研究人员的高度关注。

传统的轮廓爆破均采用不耦合装药结构, 众多研究者分析了不耦合装药条件下爆破荷载峰值。朱瑞赓等^[1]、费鸿禄等^[2]较早研究了不耦合装药炮孔内的峰值压力计算方法; 王志亮等^[3]运用数值模拟对水不耦合炮孔的孔壁压力进行了研究, 揭示了炮孔中压力的变化规律; 凌伟明^[4]利用试验方法研究了炮孔壁的峰值压力; 王伟等^[5]根据爆轰产物中反射波方程和介质中的冲击波方程求解出岩体中爆炸冲击波参数, 并与弹性波理论透射公式结果对比, 发现两者间的差别很大; 刘云川等^[6]指出了现有孔壁压力峰值计算方法可能存在的不足, 并按照能量等效的原则, 提出了炮孔压力峰值的计算公式; Feldgun 等^[7]利用数值模拟方法研究了爆破荷载的变化过程, 数值模拟结果与理论及试验结果非常一致。其他学者^[8-10]也研究了炮孔的压力峰值问题, 并考虑了轴向装药系数的影响, 提出了各种不同形式的计算公式。总体上, 由于爆破孔内炸药的爆轰过程、爆炸冲击波与炮孔壁相互作用的复杂性以及爆炸荷载测试技术的局限性, 难以直接测量出孔壁压力峰值, 而且计算值与实测值的差别也较大; 炮孔孔壁压力峰值的问题一直吸引着众多学者的关注。

目前最常用的轮廓爆破孔壁压力峰值计算方法有 2 种。

第 1 种常用方法, 基于爆生气体的膨胀过程计算。在工程误差允许范围内, 将爆生气体的膨胀过程分为等熵膨胀和绝热膨胀 2 个阶段^[11], 且考虑爆生气体与炮孔壁的相互作用。爆炸压力大于炸药临界压力的阶段, 按等熵膨胀分析; 爆炸压力小于炸药临界压力的阶段, 按绝热膨胀计算。

若装药不耦合系数较小, 则爆生气体的膨胀只有等熵膨胀状态, 孔壁的压力峰值:

* 收稿日期: 2018-05-21; 修回日期: 2018-07-29

基金项目: 国家自然科学基金(51479147, 51779193)

第一作者: 陈明(1977—), 男, 博士, 教授, whuchm@whu.edu.cn。

$$p_r = np_w \left(\frac{d_c}{d_b} \right)^{2k} = \frac{n\rho_e D^2}{2(k+1)} \left(\frac{d_c}{d_b} \right)^{2k} \quad (1)$$

若装药不耦合系数较大,爆生气体的膨胀需经历等熵膨胀和绝热膨胀 2 个阶段,孔壁的压力峰值:

$$p_r = \left(\frac{p_w}{p_k} \right)^{\frac{\gamma}{\gamma-1}} np_k \left(\frac{d_c}{d_b} \right)^{2\gamma} \quad (2)$$

式中: p_r 为孔壁压力峰值; p_w 为平均爆轰压力, $p_w = (\rho_e D^2) / [2(k+1)]$; d_c 为装药直径; d_b 为炮孔直径; d_b/d_c 为装药不耦合系数; ρ_e 为炸药密度; D 为炸药爆速; k 、 γ 为绝热指数,通常取 $k=3$, $\gamma=1.3$; n 为冲击波碰撞压力增大倍数, $n=8\sim 11$, 一般取 $n=8$; p_k 为炸药的临界压力,一般中等威力炸药取为 200 MPa。

第 2 种常用方法,基于临近炮孔壁的空气冲击波特性计算。其计算方法:

$$p_r = \frac{2n}{\bar{k}+1} \rho_a D_a^2 \quad (3)$$

式中: ρ_a 为空气密度,取 1.25 kg/m^3 ; D_a 为孔壁某点空气冲击波的传播速度; \bar{k} 为空气间隙内空气的平均绝热指数,范围为 $1.17\sim 1.25$; n 的取值与式 (2) 中的不同, $n=0\sim 20$, 取决于入射波的压力,参照钮强^[12]给出的对应曲线取值。

这 2 种方法都包含冲击波碰撞压力增大倍数 n , n 取值的大小对孔壁压力峰值的影响最显著。方法 1 中 n 取值变化范围较小;方法 2 认为 n 随着入射压力的变化而变化。实际上,由于爆炸空气冲击波与炮孔壁相互作用的复杂性,比较合理地确定 n 值的大小仍有难度,导致轮廓爆破孔壁压力峰值难以准确确定。

综上所述,目前关于轮廓爆破孔壁压力峰值问题仍有待进一步研究,本文采用理论与数值模拟相结合的方法,研究了空气冲击波与爆破孔孔壁相互作用后,爆破孔壁上的压力与空气冲击波强度之间的关系,建议了一种新的轮廓爆破孔壁压力峰值计算方法。

1 空气冲击波与孔壁的相互作用

由于炮孔为圆柱形,炸药爆炸时炮孔内的空气冲击波作用过程复杂,并存在透、反射的叠加效应。为便于研究,简化爆破孔壁与空气冲击波的作用界面为一平面,并假定爆破孔壁处于弹性状态,此时将炮孔壁简化为图 1 所示的弹性界面 $F-F$, 设入射波 I 从介质 I 传播到另一种声阻抗不同的介质 II 中,传播方向垂直于界面,即讨论正入射的情况。当入射波扰动到达界面时,不论对于第一种介质而言,还是对于第 2 种介质而言,都引起了一个扰动,即分别向 2 种介质中传播反射波扰动 R 和透射波扰动 T^[13]。

下面从理论上推求分析空气冲击波与弹性壁的相互作用。

冲击波自左向右传播如图 1 所示,设 p_0 、 ρ_0 、 v_0 为入射介质初始压力、密度和质点速度; p_1 、 ρ_1 、 v_1 为冲击波波后参数, c_1 为入射冲击波波速度; p_2 、 ρ_2 、 v_2 、 c_2 为反射波波后参数; p_3 、 ρ_3 、 v_3 、 c_3 为透射波波后参数; p_{30} 、 ρ_{30} 、 v_{30} 为透射初始参数。

间断面上的冲击波质量、动量、能量守恒关系式就是冲击波的基本关系式^[14]:

$$\rho(c-v) = \rho_0(c-v_0) \quad (4)$$

$$\rho(c-v)^2 + p = \rho_0(c-v_0)^2 + p_0 \quad (5)$$

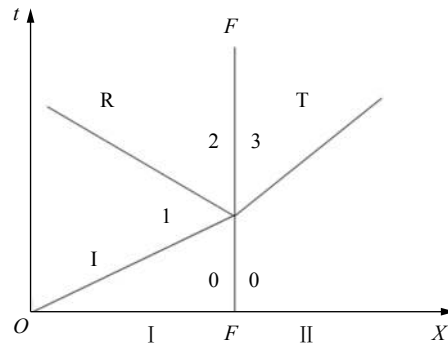


图 1 冲击波反射和折射示意图

Fig. 1 Schematic diagram for shock wave reflection and refraction

$$e + \frac{p}{\rho} + \frac{1}{2}(c-v)^2 = e_0 + \frac{p_0}{\rho_0} + \frac{1}{2}(c-v_0)^2 \quad (6)$$

式中: c 为冲击波速度; p 、 ρ 、 v 和 e 分别为介质的压力、密度、速度和比内能, 带下标“0”的量表示波前参数。

多方气体状态方程为^[14]:

$$e = \frac{p\tau}{\gamma-1} \quad (7)$$

式中: τ 为比容, γ 为绝热指数。

按照动量守恒定律, 冲击波传播过程中, 单位时间内作用于介质的冲量等于其动量的变化, 对透射波则有^[14]:

$$p_3 - p_{30} = \rho_{30}(c_3 - v_{30})(v_3 - v_{30}) \quad (8)$$

由式 (8) 中 $p_{30} \approx 0$, $v_{30} \approx 0$ 可得:

$$\rho_{30}c_3v_3 = p_3 - p_{30} \quad (9)$$

假定两介质界面始终保持接触, 于是根据牛顿第三定律, 界面两侧质点根据应力连续条件得到^[15]:

$$p_1 + p_2 = p_3 \quad (10)$$

冲击波在岩石中迅速衰减为弹性应力波, 并以恒速传播, 对于大多数岩石来说, 冲击波作用范围很小, 可忽略不计, c_3 可近似为岩石纵波波速 c_{30} 。由式 (9) 可推得:

$$v_3 = \frac{p_3}{\rho_{30}c_{30}} \quad (11)$$

联立式 (4)~(7)、(10)~(11) 求解可得:

$$\left(\frac{p_3}{p_1}\right)^3 - I_1\left(\frac{p_3}{p_1}\right)^2 + I_2\left(\frac{p_3}{p_1}\right) - I_3 = 0 \quad (12)$$

为求解透射波的压力与入射波的压力比值关系, 即 p_3/p_1 , 基于冲击波质量、动量、能量守恒关系, 可建立:

$$s^3 - J_1s^2 - J_2s - J_3 = 0 \quad (13)$$

其中:

$$\begin{aligned} J_1 &= 0, & J_2 &= -I_2 + \frac{1}{3}I_1^2, & J_3 &= I_3 - \frac{1}{3}I_1I_2 + \frac{2}{27}I_1^3, & I_1 &= \frac{Q}{P}, & I_2 &= \frac{N}{P}, & I_3 &= \frac{T}{P}, \\ Q &= \frac{2B(\gamma+1)}{M} + \frac{2}{M} + A, & N &= (\gamma+1)B^2 + \frac{4B}{M} + 4A, & T &= 2B^2 + 4A, & P &= \frac{\gamma+1}{M^2}, \\ A &= \frac{\left(\frac{\gamma+1}{\gamma-1} + \frac{p_1}{p_0}\right)\frac{p_1}{p_0}}{1 + \left(\frac{\gamma+1}{\gamma-1}\right)\frac{p_1}{p_0}} \left(\frac{2}{\gamma}\right), & B &= \sqrt{\frac{\frac{2}{\gamma}\left(\frac{p_1}{p_0} - 1\right)^2}{(\gamma+1)\frac{p_1}{p_0} + (\gamma-1)}}, & M &= \frac{\rho_{30}c_{30}c_0}{p_1}, \\ c_0 &= \sqrt{\frac{p_0\gamma}{\rho_0}}, & s &= \frac{2\sqrt{J_2}}{\sqrt{3}} \sin\theta_\sigma, & \theta_\sigma &= \frac{1}{3}\sin^{-1}\left(\frac{-\sqrt{27}J_3}{2(J_2)^{3/2}}\right) \end{aligned} \quad (14)$$

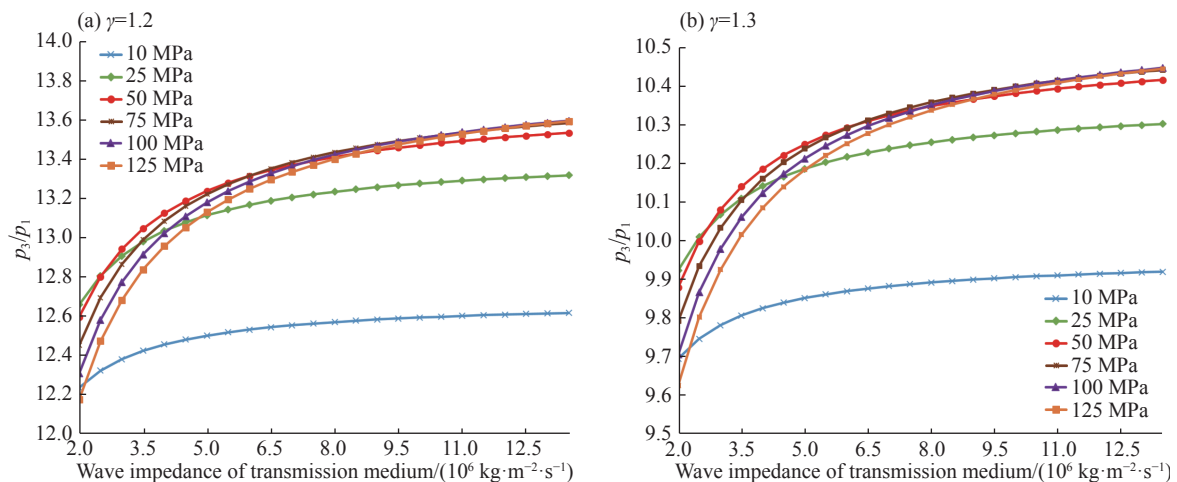
式中: c_0 为入射波波前气体声速。

利用式 (12) 中 p_3/p_1 与式 (13) 中 s 的关系得:

$$\frac{p_3}{p_1} = s + \frac{1}{3}I_1 \quad (15)$$

由式 (15) 可知: 在给定入射压力 p_1 和透射介质波阻抗后, 便可求解 p_3/p_1 。

为探寻压力增大倍数 n 的影响因素, 图 2 给出了不同绝热指数条件下, 绝热指数 γ 分别取为 1.2 和

图2 不同入射压力下 p_3/p_1 与介质波阻抗的关系Fig. 2 Relationship between p_3/p_1 and wave impedance of transmission medium at different incident pressures

1.3; 不同入射压力时 p_3/p_1 与透射介质波阻抗的关系, 可以很明显的看出冲击波碰撞炮孔壁后的压力增大倍数 n 先会随着孔壁材料波阻抗的增大而稍微增大, 但是变化幅度较小, 尤其是当透射介质波阻抗到一定程度时, n 就趋于稳定。入射压力 p_1 、绝热指数 γ 对冲击波碰撞压力增大倍数 n 影响明显, 尤其是绝热指数 γ , 当 $\gamma=1.2$ 时, n 最大值接近 14, 远大于 8, 这是因为高温、高压条件下空气分子会发生离解和电离, 不同不耦合系数时爆生气体成分不同, 膨胀所经历的绝热指数分布在 1.2~3.0 之间, 并且不同不耦合系数时, 炮孔的透、反射的叠加效应也不相同, 相应的压力增大倍数有很大变化, 说明压力增大倍数 n 与炮孔介质条件、不耦合系数、炸药性能有关。

上述研究中, 将炮孔壁简化为平面状态, 忽略了反射冲击波因炮孔壁实际上的弧面特征可引起的二次冲击波斜碰撞进一步增大炮孔壁近区的压力, 可能导致理论推导的 n 值较实际的增大倍数偏小。下面采用流固耦合数值分析方法, 模拟分析常用的传统轮廓爆破参数条件下的炮孔壁压力峰值。

2 轮廓爆破孔壁压力峰值的数值模拟

本数值计算中采用 LS-DYNA 的流-固耦合任意拉格朗日-欧拉 (arbitrary Lagrangian-Eulerian, ALE) 算法模拟炸药的冲击作用, 其中炸药、空气采用 Eulerian 算法, 岩石、堵塞采用 Lagrange 算法, 其原理是实现材料在网格中流动, 可有效计算爆炸冲击过程中的大变形问题。

2.1 计算工况

为进一步研究轮廓爆破孔壁压力峰值与周围介质条件、不耦合系数、炸药性能的关系, 基于实际工程中常见的工程岩体特性、爆破参数及炸药类型, 选择粉砂岩、石灰岩、花岗岩 3 种岩体分别代表软岩、硬岩及坚硬岩类炮孔介质, 选择装药直径与炮孔直径比分别为 25/42、25/50、32/76、32/90、32/110 的 5 种常用轮廓爆破不耦合装药结构, 选用乳化炸药、多孔粒状铵油炸药 2 种炸药展开研究。为研究轴向不耦合装药结构时炮孔壁的压力峰值状况, 继续建立了轴向装药系数分别为 0.6 和 0.3 的对比数值模型, 轴向装药系数为装药长度与炮孔药室长度的比值。

2.2 计算模型

因模型具有对称性, 采取 1/4 模型, 如图 3 所示, 尺寸为 1.5 m×1.5 m×3.0 m, 其中堵塞长度为 0.5 m, 装药长度为 1.5 m, 孔底岩石长度为 1.0 m, 为能模拟出炸药的真正爆炸效果以及确保不同工况结果之间具有可比性, 模型炸药和空气单元的尺寸控制在 2 mm 以内, 岩石单元尺寸也和炸药、空气单元尺寸相近, 不同装药条件下控制模型单元尺寸相同, 不同介质条件, 不同炸药种类作用时保证模型网格一致, 所建立的统一模型的单元数量约为 38 万, 节点数量约为 40 万。同时计算的时间步也要和模型最小单元尺

寸相匹配,以便观察到冲击波与孔壁的透反射效果。为控制模型边界的影响,计算模型中的人工截断边界分别设置为无反射边界和对称边界,如图 3 所示。

2.3 计算参数

粉砂岩、石灰岩、花岗岩 3 种岩石材料选用常用的双线性随动硬化塑性模型,并根据 Cowper-Symonds 计算式考虑应变率对岩石动态强度的影响^[16],参照《岩石力学参数手册》^[17],各种岩石的参数取值见表 1。

炸药选用 MAT_HIGH_EXPLOSIVE_BURN 材料模型,并结合 JWL 状态方程模拟炸药爆炸过程中压力与体积的关系:

$$p = A \left(1 - \frac{\omega}{R_1 V} \right) e^{-R_1 V} + B \left(1 - \frac{\omega}{R_2 V} \right) e^{-R_2 V} + \frac{\omega E_0}{V} \quad (16)$$

式中: p 为 JWL 状态方程决定的压力, V 为相对体积, E_0 为初始比内能, A 、 B 、 R_1 、 R_2 和 ω 为描述 JWL 方程的独立常数。以上参数的取值方法均参考 LS-DYNA 用户手册^[16]。乳化炸药、多孔粒状铵油炸药的相关参数取值详见表 2。

空气材料模型采用线性多项式状态方程,空气压力计算公式:

$$p = C_0 + C_1 \mu + C_2 \mu^2 + C_3 \mu^3 + (C_4 + C_5 \mu + C_6 \mu^2) e \quad (17)$$

式中: $C_0=C_1=C_2=C_3=C_6=0$, $C_4=C_5=0.4$, $\mu=\rho/\rho_0$, ρ 、 ρ_0 分别为初始材料密度和当前材料密度, e 为比内能。

表 1 岩石物理力学参数

Table 1 Physical and mechanical parameters of rock

岩石种类	密度/(kg·m ⁻³)	泊松比	弹性模量/GPa	屈服应力/MPa	切线模量/GPa
粉砂岩	2 170	0.25	6.70	39.20	0.6
石灰岩	2 600	0.25	32.5	72.9	3.0
花岗岩	2 700	0.24	68.00	150.00	7.0

注: Cowper-Symonds 参数 C 取 2.5 s⁻¹, Cowper-Symonds 参数 P 取 4.0。

表 2 炸药相关参数

Table 2 Parameters of explosive

炸药种类	密度/(kg·m ⁻³)	爆速/(m·s ⁻¹)	A /GPa	B /GPa	R_1	R_2	ω	E_0 /GPa
乳化炸药 ^[18]	1 300	4 000	214.40	0.182	4.20	0.90	0.15	4.192
多孔粒状铵油炸药 ^[19]	1 100	2 700	191.21	0.164	4.20	0.90	0.15	2.800

2.4 模拟结果分析

图 4 给出了部分典型工况下空气冲击波与孔壁作用的压力时程曲线。从图 4 可以看出压力时程曲线有一个明显的拐点,空气冲击波与孔壁作用后压力有一个显著的提高,拐点前最大压力为入射压力 p_1 ,拐点后最大压力为反射压力 p_2 ,孔壁处径向应力为透射压力 p_3 即孔壁压力峰值。表 3、表 4 分别给出模拟反射压力 p_2 、透射压力 p_3 与入射压力 p_1 的比值,图 5、图 6 分别给出了相对应的曲线。表 5 给出了径向不耦合装药时数值模拟与常用方法 1、2 理论计算得出的孔壁压力峰值;表 6 给出了径向与轴向均不耦合装药时,装药系数分别为 0.6 和 0.3 的炮孔壁单元的最大径向应力的平均值,以及装药系数为

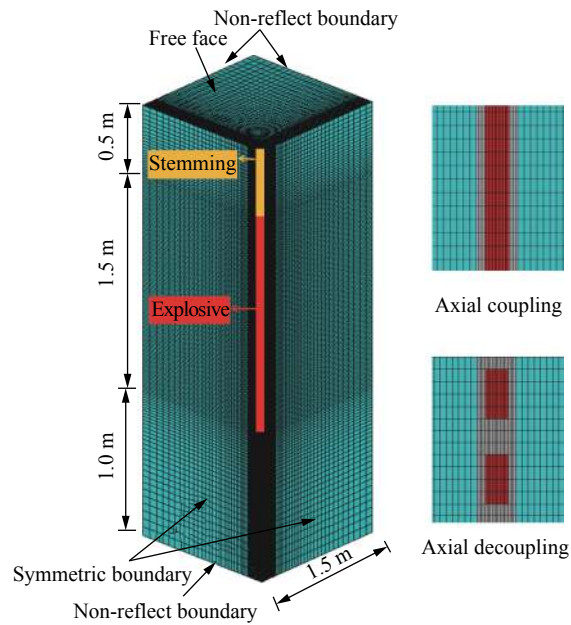


图 3 计算模型示意图

Fig. 3 Sketch of calculational model

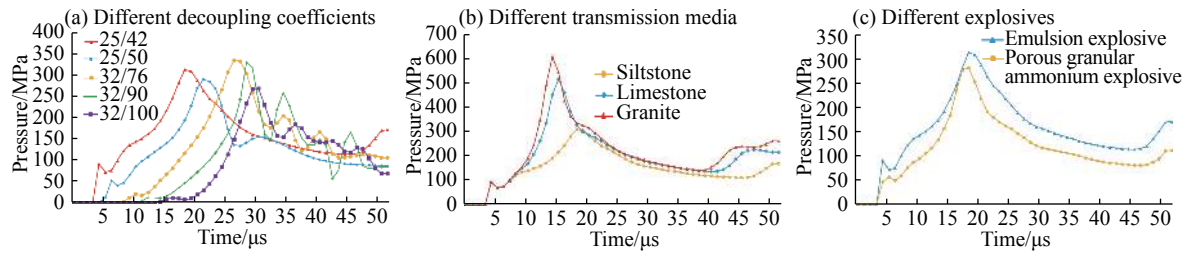


图 4 部分典型工况下冲击波与孔壁作用压力时程曲线

Fig. 4 Pressure-time curves representing the interaction between shock wave and borehole wall under some typical working conditions

表 3 乳化炸药作用下空气冲击波反射压力与入射压力比值

Table 3 Ratio between reflected pressure and incident pressure of air blast wave induced by emulsion explosive

装药条件	不耦合系数	p_1/MPa	p_2/MPa			p_2/p_1		
			粉砂岩	石灰岩	花岗岩	粉砂岩	石灰岩	花岗岩
25/42	1.68	96.9	313	518	610	3.2	5.3	6.3
25/50	2.00	52.3	290	398	437	5.5	7.6	8.4
32/76	2.38	21.3	334	444	488	15.7	20.8	22.9
32/90	2.81	13.5	330	354	355	24.4	26.2	26.3
32/110	3.44	12.9	269	304	308	20.9	23.6	23.9

表 4 乳化炸药作用下空气冲击波透射压力与入射压力比值

Table 4 Ratio between transmission pressure and incident pressure of air blast wave induced by emulsion explosive

装药条件	不耦合系数	p_1/MPa	P_3/MPa			p_3/p_1		
			粉砂岩	石灰岩	花岗岩	粉砂岩	石灰岩	花岗岩
25/42	1.68	96.9	619	761	858	6.4	7.9	8.9
25/50	2.00	52.3	534	677	695	10.2	12.9	13.3
32/76	2.38	21.3	465	528	502	21.8	24.8	23.6
32/90	2.81	13.5	400	428	402	29.6	31.7	29.8
32/110	3.44	12.9	324	304	310	25.1	23.6	24.0

1.0 时孔壁压力峰值, 分析径向和轴向不耦合装药系数对孔壁压力峰值的影响。

由表 3~5、图 5~6 可知冲击波的反射、透射压力增大倍数均与不耦合系数、透射介质波阻抗有关, 而不是一个固定不变的值, 不耦合系数影响尤其明显, 当不耦合系数到 2.81 以后, 冲击波反射、透射压力

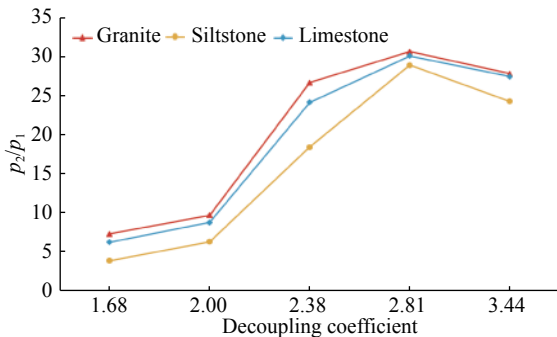


图 5 乳化炸药作用下空气冲击波反射压力与入射压力比值

Fig. 5 Ratio between reflected pressure and incident pressure of air blast wave induced by emulsion explosive

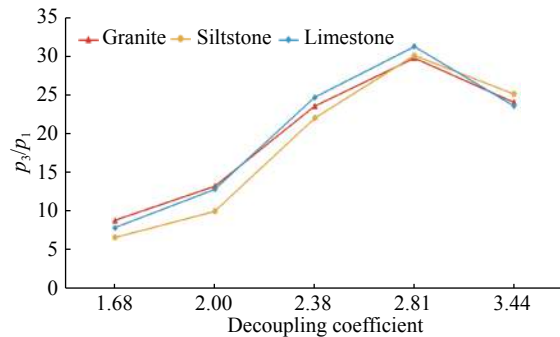


图 6 乳化炸药作用下空气冲击波透射压力与入射压力比值

Fig. 6 Ratio between transmission pressure and incident pressure of air blast wave induced by emulsion explosive

表 5 模拟与理论计算孔壁压力峰值对比

Table 5 Comparison of borehole peak pressure between simulation and theoretical calculation

炸药种类	装药条件	孔壁压力峰值/MPa					
		数值模拟				理论计算	
		粉砂岩	石灰岩	花岗岩	平均值	方法1($n=8$)	方法2
乳化炸药	25/42	619	761	858	746	925	792
	25/50	534	677	695	635	802	602
	32/76	465	528	502	498	513	439
	32/90	400	428	402	410	331	319
	32/110	324	304	310	313	196	232
多孔粒状铵油炸药	25/42	521	625	671	606	835	649
	25/50	454	542	551	516	531	493
	32/76	379	413	389	394	339	358
	32/90	322	329	303	318	219	258
	32/110	248	229	233	237	130	187

增大倍数都会有一个下降的过程,这是因为当考虑炮孔壁的曲面特征及爆轰波的柱面特征时,不耦合系数大到一定程度后,冲击波在炮孔的透、反射的叠加效果开始减小。虽然不同透射介质空气冲击波透射压力与入射压力的比值不同,但是可以发现粉砂岩、石灰岩、花岗岩 3 种介质条件的透射压力与入射压力比值差别并不大,这与图 2 给出的结论一致。表 6 中给出的不同装药条件下的孔壁压力结果表明,轴向装药系数分别为 0.6 和 0.3 时的平均压力值与轴向耦合装药时压力峰值的 0.6 和 0.3 倍大致相等,说明轴向不耦合装药的孔壁压力平均值与轴向装药系数密切相关,近似成正比关系。

表 6 不同装药条件下的孔壁压力峰值

Table 6 Borehole peak pressure under different charge conditions

炸药种类	装药条件	孔壁峰值压力的 0.6 倍/MPa			装药系数 0.6 时的 平均压力/MPa			孔壁峰值压力的 0.3 倍/MPa			装药系数 0.3 时的 平均压力/MPa		
		花岗岩	石灰岩	粉砂岩	花岗岩	石灰岩	粉砂岩	花岗岩	石灰岩	粉砂岩	花岗岩	石灰岩	粉砂岩
		乳化炸药	25/42	515	457	371	527	472	386	257	228	186	286
25/50	417		406	320	410	411	334	208	203	160	222	223	219
32/76	301		317	279	287	300	277	151	158	140	171	178	165
32/90	241		257	240	234	244	232	121	128	120	136	142	136
32/110	186		182	194	175	178	180	93	91	97	100	102	104
多孔粒状 铵油炸药	25/42	403	375	313	388	382	318	201	188	156	214	211	180
	25/50	331	325	272	316	315	274	165	163	136	170	172	157
	32/76	233	248	227	216	231	218	117	124	114	126	133	127
	32/90	182	197	193	177	183	178	91	99	97	102	104	103
	32/110	140	137	149	130	131	135	70	69	75	75	75	76

3 轮廓爆破孔壁压力峰值的确定方法

由上述分析可知,不耦合系数、被爆介质波阻抗、炸药性能等因素是影响轮廓爆破孔壁压力峰值的关键参数,从表 5 中不同方法计算得到的结果对比也可看出,不同方法得到的结果差别较大;不耦合系数较大时,常用计算方法 1 和方法 2 的结果均明显偏小,而且已有主要方法也较少考虑轴向装药系数的

影响。因此有必要寻找一种较准确又较简单方便的爆破孔壁峰值压力计算方法。本文中根据理论分析及数值模拟结果,基于 3 种数值模拟中爆破介质条件孔壁压力峰值的平均值,研究轮廓爆破孔壁压力峰值计算方法。

传统的轮廓爆破,径向不耦合系数一般都大于 1.5,爆生气体的膨胀过程有等熵膨胀和绝热膨胀 2 个阶段,因此以爆生气体在炮孔中完成等熵和绝热膨胀时的压力 $p_b = (p_w/p_k)^{\gamma/k} p_k(d_c/d_b)^{2\gamma}$ 为入射压力,数值模拟的透射压力为孔壁压力峰值 p_r ,定义压力增大倍数 $n' = p_r/p_b$,得到不同不耦合系数时的压力增大倍数见表 7,将表 7 的数值按炸药种类分类绘成压力增大倍数 n' 的曲线见图 7。

表 7 不同条件下的压力增大倍数

Table 7 Pressure increase multiples under different conditions

装药条件	不耦合系数	n'	
		乳化炸药	多孔粒状铵油炸药
25/42	1.68	4.7	5.8
25/50	2.00	6.3	7.8
32/76	2.38	7.8	9.3
32/90	2.81	9.9	11.6
32/110	3.44	13.2	14.6

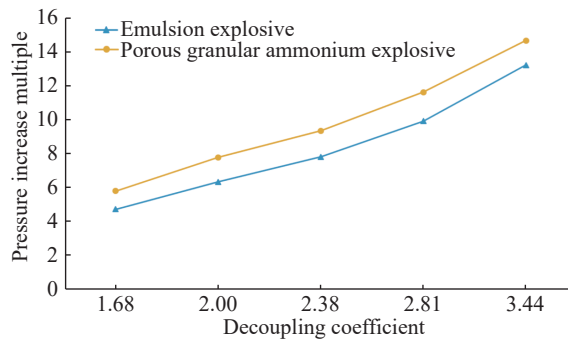


图 7 压力增大倍数随不耦合系数的变化

Fig. 7 Pressure increase multiple varying with decoupling coefficient

同时考虑炮孔径向不耦合系数、轴向装药系数、炸药性能以及空气冲击波与炮孔壁作用后的压力增大系数等影响因素,基于 p_b 拟合炮孔壁的爆炸压力峰值,提出采用式 (18) 计算轮廓爆破孔的孔壁压力峰值:

$$p_r = (p_w/p_k)^{\gamma/k} p_k(d_c/d_b)^{2\gamma} n' l_s = p_b n' l_s \tag{18}$$

式中: l_s 为轴向装药系数;其余参数含义见前述方法 1。

4 结 论

(1) 轮廓爆破时,爆炸冲击波作用于炮孔壁后,炮孔壁处的压力会显著增大,压力增大倍数主要与炸药特性、不耦合系数、岩体介质相关,并不是一个常值。轴向不耦合装药的孔壁压力峰值与轴向装药系数近似成正比关系。

(2) $p_r = (p_w/p_k)^{\gamma/k} p_k(d_c/d_b)^{2\gamma} n' l_s$ 形式的计算模型可较好地确定轮廓爆破孔壁压力峰值,压力增大倍数 n' 可根据炸药类别、不耦合装药系数取值。

需要说明的是,本文分析过程中,理论模型有一定的简化,轮廓爆破孔壁压力峰值计算模型是基于理论推导和数值仿真结果,尚缺少试验成果验证,这方面的内容有待进一步研究。

参考文献:

- [1] 朱瑞庚,王雪峰.不耦合装药爆破孔壁压力计算:一[J].*爆破*,1990,7(3):1-4.
- [2] 费鸿禄,李守巨,何庆志.光面爆破装药不偶合系数的计算[J].*爆炸与冲击*,1992,12(3):270-274. DOI: 10.11883/1001-1455(1992)03-0270-05.
FEI Honglu, LI Shouju, HE Qingzhi. Calculation of de-coupling coefficient of smooth blasting charge [J]. *Explosion and Shock Waves*, 1992, 12(3): 270-274. DOI: 10.11883/1001-1455(1992)03-0270-05.
- [3] 王志亮,李永池.工程爆破中径向水不耦合系数效应数值仿真[J].*岩土力学*,2005,26(12):1926-1930. DOI: 10.3969/j.issn.1000-7598.2005.12.012.
WANG Zhiliang, LI Yongchi. Numerical simulation on effects of radial water-decoupling coefficient in engineering blast [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2005, 26(12): 1926-1930. DOI: 10.3969/j.issn.1000-7598.2005.12.012.
- [4] 凌伟明.岩石爆破炮孔孔壁压力的试验研究[J].*矿冶*,2004,13(4):13-16. DOI: 10.3969/j.issn.1005-7854.2004.04.004.
LING Weiming. Experimental research on explosion pressure on the wall of a borehole in rock [J]. *Mining and Metallurgy*, 2004, 13(4): 13-16. DOI: 10.3969/j.issn.1005-7854.2004.04.004.
- [5] 王伟,李小春,石露,等.深层岩体松动爆破中不耦合装药效应的探讨[J].*岩土力学*,2008,29(10):2837-2842. DOI: 10.3969/j.issn.1000-7598.2008.10.046.
WANG Wei, LI Xiaochun, SHI Lu, et al. Discussion on decoupled charge loosening blasting in deep rock mass [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2008, 29(10): 2837-2842. DOI: 10.3969/j.issn.1000-7598.2008.10.046.
- [6] 刘云川,汪旭光,刘连生,等.不耦合装药条件下炮孔初始压力计算的能量方法[J].*中国矿业*,2009,18(6):104-107. DOI: 10.3969/j.issn.1004-4051.2009.06.031.
LIU Yunchuan, WANG Xuguang, LIU Liansheng, et al. An energy method for calculate borehole pressure under decoupled charging [J]. *China Mining Magazine*, 2009, 18(6): 104-107. DOI: 10.3969/j.issn.1004-4051.2009.06.031.
- [7] FELDGUN V R, KARINSKI Y S, YANKELEVSKY D Z. Experimental simulation of blast loading on structural elements using rarefaction waves-theoretical analysis [J]. *International Journal of Impact Engineering*, 2017, 102: 86-101. DOI: 10.1016/j.ijimpeng.2016.12.010.
- [8] SAHARAN M R, MITRI H S. Numerical procedure for dynamic simulation of discrete fractures due to blasting [J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2008, 41(5): 641-670. DOI: 10.1007/s00603-007-0136-9.
- [9] OZGUR Yilmaz, TUGRUL Unlu. Three dimensional numerical rock damage analysis under blasting load [J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2013, 38: 266-278. DOI: 10.1016/j.tust.2013.07.007.
- [10] YI C, JOHANSSON D, GREBER J. Effects of in-situ stresses on the fracturing of rock by blasting [J]. *Computers and Geotechnics*, 2018, 104: 321-330. DOI: 10.1016/j.compgeo.2017.12.004.
- [11] HENRYCH J. The dynamics of explosion and its use [M]. New York: Elsevier Scientific Publishing Company, 1979.
- [12] 钮强.岩石爆破机理[M].沈阳:东北工学院出版社,1990:18-19.
- [13] 王礼立.应力波基础[M].北京:国防工业出版社,2005:45-47.
- [14] 李维新.一维不定常流与冲击波[M].北京:国防工业出版社,2003:204-210.
- [15] 戴俊.岩石动力学特性与爆破理论[M].北京:冶金工业出版社,2013:88-91.
- [16] Livermore Software Technology Corporation. LS-DYNA theoretical manual [M]. California: Livermore Software Technology Corporation, 2003: 1012-1013.
- [17] 水利水电科学研究院.岩石力学参数手册[M].北京:水利电力出版社,1991:429-434.
- [18] 夏祥,李海波,李俊如,等.岭澳核电站二期工程基岩爆破安全阈值分析[J].*岩土力学*,2008,29(11):2945-2951. DOI: 10.3969/j.issn.1000-7598.2008.11.010.
XIA Xiang, LI Haibo, LI Junru, et al. Research on vibration safety threshold for rock under blasting excavation [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2008, 29(11): 2945-2951. DOI: 10.3969/j.issn.1000-7598.2008.11.010.
- [19] 刘军.岩体在冲击载荷作用下的各向异性损伤模型及其应用[J].*岩石力学与工程学报*,2004,23(4):635-640. DOI: 10.3321/j.issn.1000-6915.2004.04.020.

LIU Jun. Anisotropic damage model and its application to rock materials under impact load [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2004, 23(4): 635–640. DOI: 10.3321/j.issn:1000-6915.2004.04.020.

Calculation methods for peak pressure on borehole wall of contour blasting

CHEN Ming^{1,2}, LIU Tao¹, YE Zhiwei², LU Wenbo^{1,2}, YAN Peng^{1,2}

(1. *State Key Laboratory of Water Resources and Hydropower Engineering Science,*

Wuhan University, Wuhan 430072, Hubei, China;

2. *Key Laboratory of Rock Mechanics in Hydraulic Structural Engineering Ministry of Education,*

Wuhan University, Wuhan 430072, Hubei, China)

Abstract: The peak pressure on the borehole wall is an important parameter for non-fluid solid coupling dynamic analysis of blasting. Aiming at the method for calculating the borehole peak pressure of the contour blasting, the interaction between explosion shock wave and elastic wall is theoretically analyzed, and the theoretical solution of pressure increase multiple after the collision of air shock wave and elastic wall is derived. The fluid solid coupling dynamic finite element numerical analysis method is used to study the blast air shock wave increase factor and borehole peak pressure under three kinds of rock mass media, two kinds of commonly used explosives for contour blasting, five common decoupling coefficients and two kinds of axial charging coefficient conditions. The results show that: the explosion shock wave increase factor of contour blasting is not a constant, and it is related to explosives characteristics, borehole medium conditions, decouple coefficient and other factors, correspondingly, the borehole peak pressure is also related to the above factors. Based on the statistical analysis results of borehole peak pressure simulation, combined with the theoretical deduction results and the commonly used calculation formula for the peak pressure on borehole wall, a new method for calculating borehole peak pressure in the contour blasting is proposed.

Keywords: contour blasting; borehole peak pressure; shock wave; pressure increase multiple; decouple coefficient

(责任编辑 张凌云)