

不同炮孔间距对岩石爆炸裂纹扩展影响的数值分析

李洪伟, 雷 战, 江向阳, 刘 伟, 何志伟, 章彬彬

(安徽理工大学化工学院, 安徽 淮南 232001)

摘要: 为对岩石的充分破碎, 有效利用炸药能量, 基于有限元分析软件 ANSYS/LS-DYNA 及流固耦合 (ALE) 算法, 研究了不同炮孔间距对岩石 (角岩) 爆炸裂纹扩展的影响, 同时将模拟结果应用在工程实践上加以验证。结果表明: 随着两炮孔间距离的增大, 单炮孔周围裂纹扩展更加充分, 炮孔周围粉碎区增大, 萌生的分支小裂纹逐渐减少, 主裂纹增多。在两炮孔之间受到相邻炮孔爆炸应力波影响的区域, 主裂纹发育扩展较为明显, 且随着炮孔间距的增大, 主裂纹相互贯通的位置越靠近两炮孔中心连线方向。工程实践表明: 数值模拟结果与爆破工程效果具有较好的吻合性, 将数值模拟结果用来指导爆破方案设计是可行的, 能够为爆破工程提供重要的参考。

关键词: 有限元; 流固耦合; 裂纹扩展; 炮孔间距; 层裂

中图分类号: 0346.1

文献标识码: A

爆炸作用过程是一个高温高压的瞬态过程, 装药爆炸以后爆轰产物的压力高达 10 GPa 级, 强大的冲击波压应力使炮孔周围岩石受压破碎, 瞬间完成压缩破碎和裂隙扩展^[1]。在工程实践中, 例如, 露天矿山台阶爆破、巷道掘进爆破、拆除爆破等一般有成百上千个炮孔, 炮孔间距偏小会造成爆炸能量的极度浪费, 炮孔间距过大会造成岩石破碎不充分, 增加工程成本和爆破安全隐患等一系列问题, 因此合理选择炮孔间距对爆破起着至关重要的作用^[2-3]。目前炮孔间距的选择主要是以经验公式为参考依据, 缺乏一定的理论支撑, 研究双炮孔甚至多炮孔间裂纹扩展问题及孔间距的选择成为了研究的热点和难点问题。

针对不同炮孔间距间岩体破坏效应问题, Zhao 等^[4] 研究了距离炮孔不同位置、不同方向的节理面对动态裂纹扩展方向的影响, 并讨论了不同微差起爆时间对煤体裂纹扩展的影响; Zhang 等^[5] 基于不连续数值模拟的方法对动态加载下的岩石破坏过程进行了研究; 夏祥等^[6] 通过 ANSYS/LS-DYNA 模拟软件对单孔柱状装药下岩体粉碎区和裂隙区的形成过程及范围进行了研究, 并通过理论计算对模拟结果进行了验证; 周艳等^[7] 通过建立三合一新站石灰石矿台阶松动爆破模型, 对相邻炮孔间的损伤范围进行研究, 发现两炮孔间的损伤百分比随孔距的增大而减小, 最后逐渐趋于定值; 郭东明等^[8] 采用透射式动态焦散线实验系统对邻近巷道裂纹缺陷受爆炸荷载作用的扩展机理进行了研究; 钟波波等^[9] 运用 RFPA-Dynamic 分析软件就爆炸荷载加载速率、炮孔到自由边界距离及炮空间空孔大小 3 方面对岩石动态裂纹的扩展进行了研究。

以上工作为岩体在爆炸冲击载荷作用下的破坏分析提供了重要的参考。鉴于岩石在爆炸载荷作用下破坏的复杂性, 在前人工作的基础上, 本研究基于 ANSYS/LS-DYNA 有限元软件, 采用 Mises 屈服准则, 利用流固耦合 (Arbitrary Lagrange-Euler, ALE) 算法模拟不同炮孔间距对岩石在爆炸载荷下裂纹

* 收稿日期: 2018-11-09; 修回日期: 2018-11-19

基金项目: 国家自然科学基金 (51404006); 安徽省教育厅科学研究重大项目 (KJ2015ZD18)

作者简介: 李洪伟 (1979—), 男, 硕士研究生, 副教授, 主要从事控制爆破技术研究。

E-mail: 1227002529@qq.com

通信作者: 雷 战 (1996—), 男, 硕士研究生, 主要从事岩石破碎理论与技术研究。

E-mail: 15055403215@163.com

扩展的影响过程,得到炮孔间应力波的叠加曲线,以期为充分理解爆炸应力波与裂纹间的相互影响过程提供理论依据,模拟结果对于岩石爆破相关工程具有一定的参考价值。

1 模型建立

1.1 岩石模型

炸药爆炸时产生的爆轰波和高温高压气体作用在炮孔壁上,在爆炸近区,岩石中激起的应力波强度远大于岩石的动态抗压强度,使炮孔周围岩石呈塑性状态,并且爆破工程中岩石的加载应变率 $\dot{\epsilon}$ 在 $1 \sim 10^5 \text{ s}^{-1}$ 之间,应变率效应明显,塑性硬化模型本构简单,岩石参数易于获取,故采用含应变率效应的塑性硬化模型比较合适。

岩石选用 LS-DYNA 自带的 *MAT_PLASTIC_KINEMATIC 材料^[10]模型,该模型中应变率用 Cowper-Symonds 模型表示,采用与应变率有关的函数表示屈服应力

$$\sigma_y = \left[1 + \left(\frac{\dot{\epsilon}}{C} \right)^{\frac{1}{P}} \right] (\sigma_0 + \beta E_p \epsilon_p^{\text{eff}}) \quad (1)$$

式中: σ_0 为岩石初始屈服应力, $\dot{\epsilon}$ 为应变率, C 和 P 为应变率参数, ϵ_p^{eff} 为岩石有效塑性应变, β 为硬化参数, $0 \leq \beta \leq 1$, E_p 为岩石塑性硬化模量。

E_p 的表达式为

$$E_p = \frac{E_{\text{tan}} \cdot E_0}{E_0 - E_{\text{tan}}} \quad (2)$$

式中: E_{tan} 为切线模量, E_0 为杨氏模量。

岩石基本力学参数选用文献[6]所测角岩动态力学参数,具体参数如表1所示,其中: ρ 为岩石密度, μ 为泊松比, σ_c 为岩石静态抗压强度, σ_{st} 为岩石静态抗拉强度。

表1 岩石参数^[6]

Table 1 Material parameters of rock^[6]

$\rho/(\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	E_0/GPa	μ	σ_0/MPa	$E_{\text{tan}}/\text{GPa}$	σ_c/MPa	σ_{st}/MPa	C/s^{-1}	P
2700	68.69	0.228	75	40	150	5.6	2.63	3.96

1.2 炸药模型参数及状态方程

在 ANSYS/LS-DYNA 中选用 *MAT_HIGH_EXPLOSIVE_BURN 材料定义炸药爆轰模型,同时选用 JWL 状态方程,具体表述为

$$p = A \left(1 - \frac{\omega}{R_1 V} \right) e^{-R_1 V} + B \left(1 - \frac{\omega}{R_2 V} \right) e^{-R_2 V} + \frac{\omega E_0}{V} \quad (3)$$

式中: p 为爆轰产物内部压力, V 为爆轰产物相对体积, E_0 为初始比内能, A 、 B 、 R_1 、 R_2 和 ω 为与炸药有关的常数。炸药具体参数^[10-12]如表2所示,其中 D 为爆速, p_{CJ} 为炸药爆轰的 CJ 压力。

表2 炸药参数^[10-12]

Table 2 Material parameters of explosive^[10-12]

$\rho/(\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	$D/(\text{m} \cdot \text{s}^{-1})$	p_{CJ}/GPa	A/GPa	B/GPa	R_1	R_2	ω
1200	4000	4.80	214	0.093	4.15	0.95	0.3

1.3 物理模型

炸药在岩石中爆炸时会导致岩体发生大变形甚至断裂破坏,为此本研究选用多物质 Euler 材料和 Lagraner 结构相耦合的算法,炸药为欧拉算法,岩石为拉格朗日算法,同时鉴于模型的对称性,建立

1/2 平面计算模型, 在对称面节点施加对称约束, 模型尺寸为 $300\text{ cm} \times 300\text{ cm}$, 计算时间为 $2000\text{ }\mu\text{s}$, 炮孔直径 $D=70\text{ mm}$, 炮孔间距为 L 。

自由面数目对爆破作用效果的影响较大, 当爆炸应力波遇到自由面发生反射时, 压缩应力波变为拉伸波, 引起岩石的片落和径向裂隙的延伸, 同时改变岩石的应力状态和强度极限^[13]。为了提高炸药对岩石的破坏作用以及观察从边界反射的拉伸波对岩石的二次甚至多次破坏作用, 岩石边界均设置为自由边界。物理计算模型如图 1 所示。

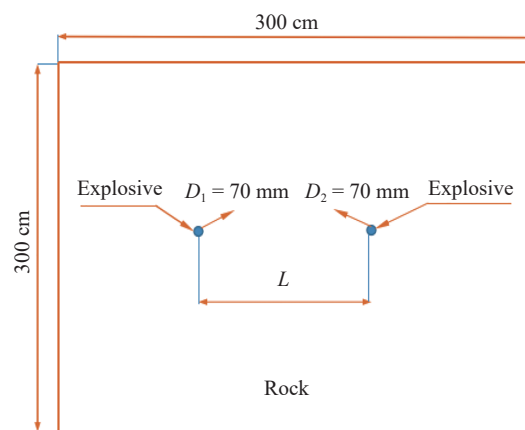


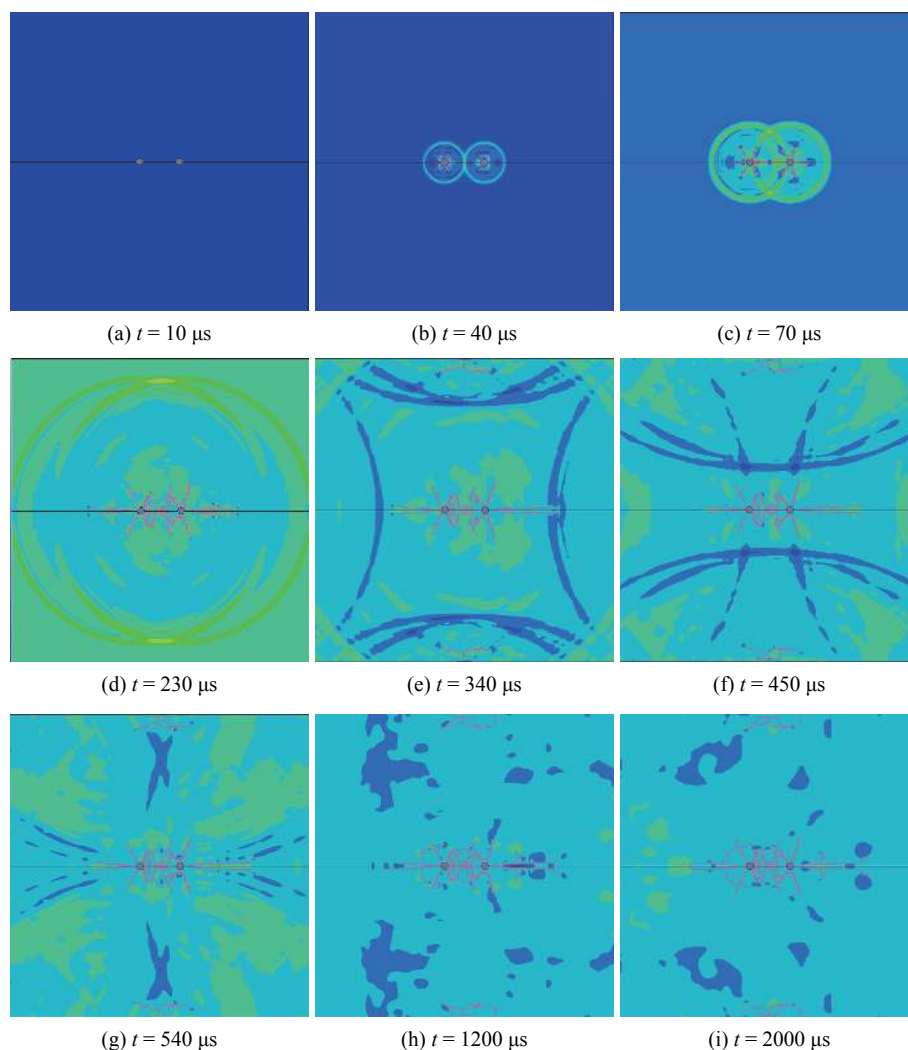
图 1 计算模型

Fig. 1 Calculation model

2 计算结果与分析

2.1 炮孔间距 $L=40\text{ cm}$ 时岩体动态裂纹扩展过程与分析

图 2(a)~图 2(i) 分别给出了在双炮孔间距为 40 cm 时岩石裂纹扩展过程。

图 2 $L=40\text{ cm}$ 时岩石裂纹扩展过程Fig. 2 Growth process of rock crack at $L=40\text{ cm}$

从图2可以看出:炮孔起爆后,随着应力波向孔外传播,在炮孔周围逐渐形成破碎区,岩石裂纹在孔壁边缘逐渐形成,并呈放射状向四周扩展;在 $t = 40 \mu\text{s}$ 时,两应力波波阵面相遇,在应力波波阵面切线方向产生合拉应力,在应力波传播过程中,当合成应力波的大小超过岩石抗拉强度时,首先在两个炮孔之间形成径向裂隙,直至裂纹贯穿两个炮孔。

如图2(e)~图2(g)所示,当爆炸应力波从边界反射回来时,岩石主要受到拉伸应力波的影响,岩石裂隙进一步发育扩展形成二次破坏裂隙。当两炮孔叠加应力波传播至上下边界时,由于应力波的反拉拉伸作用,使距离上下边界一定位置处出现层裂(剥落)现象,如图2(e)所示,层裂主裂纹方向与边界方向基本平行,与文献[14]的模拟结果一致。

2.2 炮孔间距 $L=60 \text{ cm}$ 时岩体动态裂纹扩展过程与分析

图3(a)~图3(i)分别给出了在双炮孔间距为 60 cm 时岩石裂纹扩展过程。通过与图2对比发现,在双炮孔起爆所产生的应力波阵面未相遇前,岩石裂纹的形成和扩展过程与图2基本一致。随着炮孔间距离 L 的增大,单个炮孔周围裂纹扩展得更加充分(如图3(c)所示),在两个炮孔之间受到爆炸应力波初次影响的区域,主裂纹逐渐扩展并相互贯通形成明显的裂隙,但微裂纹数目减少。

与图2对比可知,当 $L=60 \text{ cm}$ 时,从边界反射回来的爆炸应力波随着炮孔间距离的增大,岩石裂隙受到拉伸应力波产生的二次破坏作用较小,且在上下边界处引起层裂的主裂纹长度减小,主裂纹距离边界的距离缩短,即层裂厚度降低。

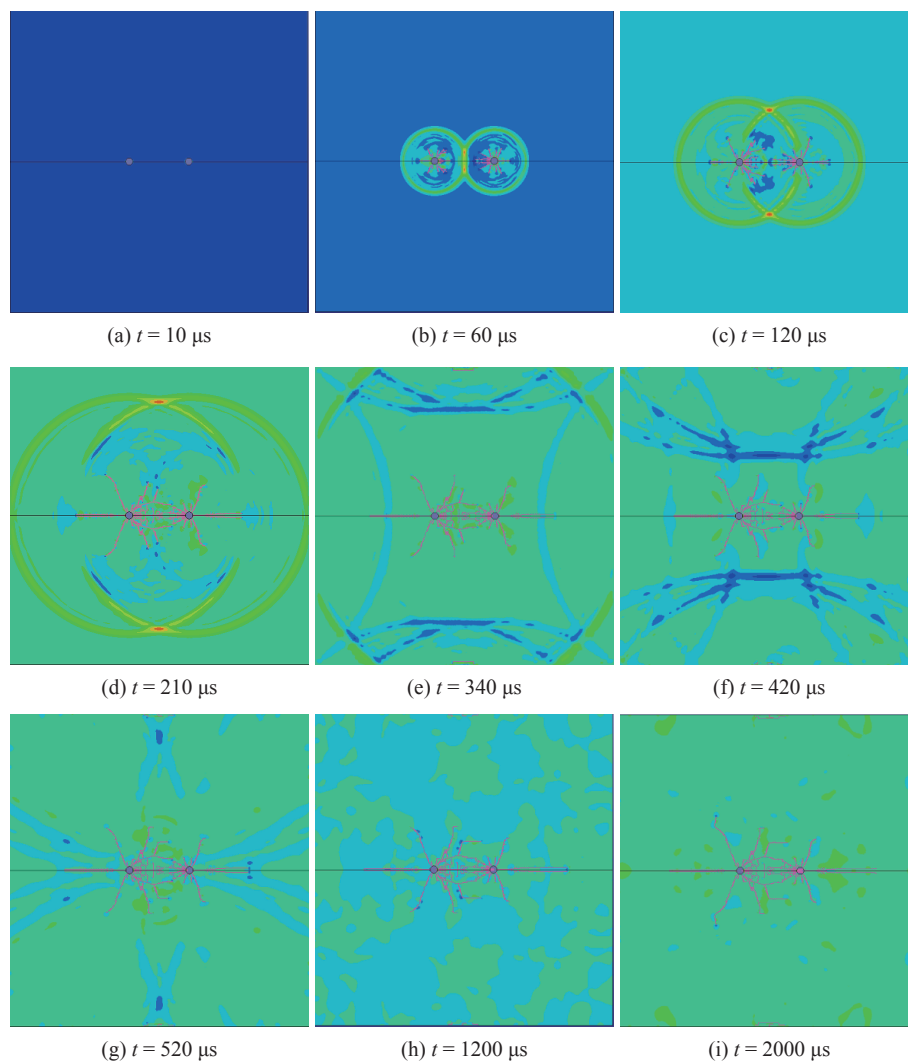


图3 $L=60 \text{ cm}$ 时岩石裂纹扩展过程

Fig. 3 Growth process of rock crack at $L=60 \text{ cm}$

2.3 炮孔间距 $L=80\text{ cm}$ 时岩体动态裂纹扩展过程与分析

图 4(a)~图 4(i) 分别给出了在炮孔间距为 80 cm 时岩石裂纹的扩展过程。与图 2、图 3 相比较可知, 在两炮孔间距离为 80 cm 时, 单炮孔岩石裂纹扩展得更加充分, 两炮孔之间的主要裂纹逐渐扩展并相互贯通形成明显的裂隙, 另外炮孔间因应力波叠加, 在叠加处应力波幅值增大所产生的裂隙数目增多, 岩石破碎效果较好。

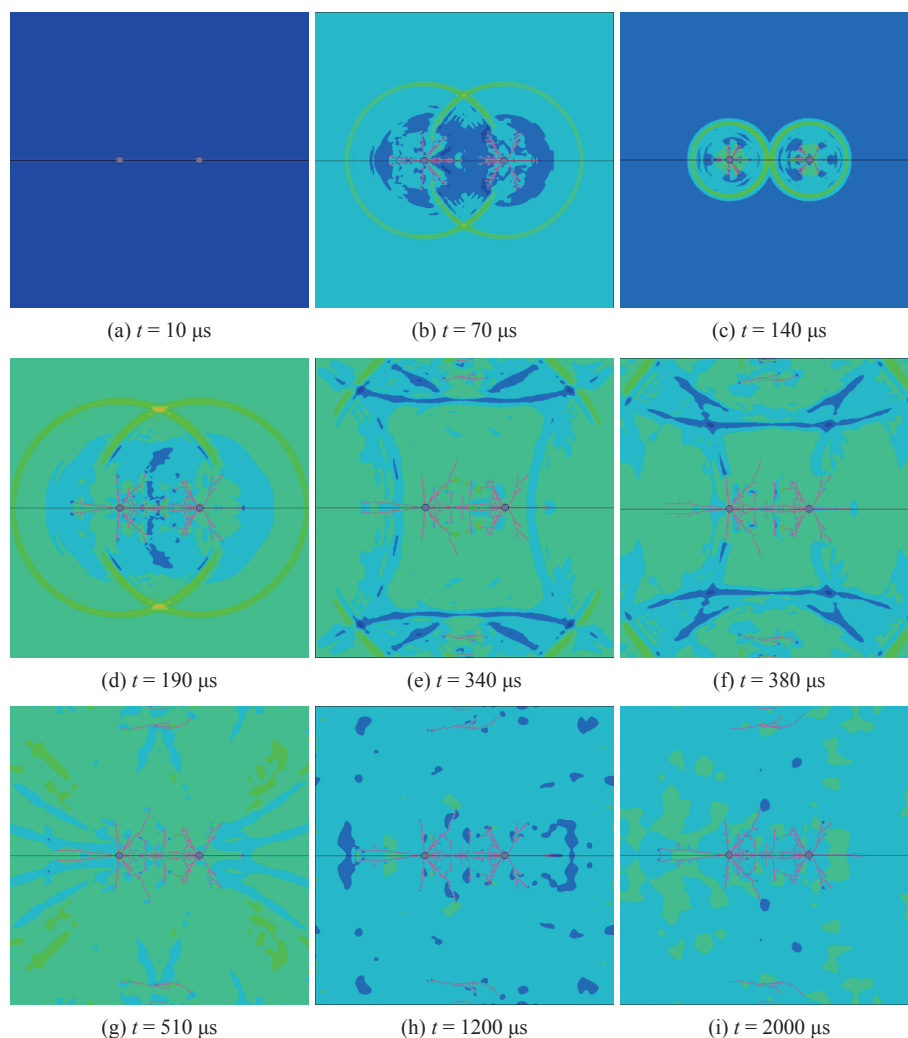


图 4 $L=80\text{ cm}$ 时岩石裂纹扩展过程

Fig. 4 Growth process of rock crack at $L=80\text{ cm}$

与图 2 和图 3 对比可知, 当 $L=80\text{ cm}$ 时, 在上下边界处引起层裂的主裂纹长度最长, 层裂厚度最大, 如图 4(i) 所示。另外发现从边界反射回来的爆炸应力波随着炮孔间距离的增大, 岩石裂隙受到拉伸应力波产生的二次破坏作用最小, 说明随着孔间距的增大, 岩石受到的爆炸应力波初次破坏作用所占比例增大, 受到二次破坏作用所占比例降低。

考虑到应力波对岩石的初次破坏作用较大, 选择应力波从产生至到达岩石边界此段时间, 计算岩石裂隙的扩展速度, 岩石纵波速度的计算公式^[15]为

$$C_p = \sqrt{\frac{E_0}{\rho}} \quad (4)$$

式中: C_p 为岩石纵波速度, m/s ; E_0 为杨氏模量, GPa ; ρ 为岩石密度, kg/m^3 。

通过(4)式计算得到岩石的纵波速度为 5044 m/s, 岩石裂隙扩展速度 V 如表 1 所示。在孔距 L 为 40、60 和 80 cm 时岩石裂隙扩展平均速度 V 分别为岩石纵波速度 C_p 的 0.39、0.41 和 0.44 倍, 与杜良奈^[11] (Dulaneg) 研究认为的 $V = 0.38C_p$ 基本一致。从表 3 中可以看出, 在炮孔间距一定时, 岩石裂隙扩展速度随时间的增加逐渐减小, 与岩石中爆炸应力波随距离的增加而衰减相符合。另外, 随着炮孔间距的增加, 岩石裂隙扩展平均速度呈现逐渐增大的趋势, $L = 80$ cm 时岩石裂隙扩展平均速度 V 与 L 为 40、60 cm 时相比, 分别提高了 13.7% 和 8.9%。

表 3 岩石裂隙扩展平均速度
Table 3 The average speed of rock crack extension

Speed of rock crack extension/(m·s ⁻¹)			V/C_p
$L=40$ cm	$L=60$ cm	$L=80$ cm	
2051($t=40$ μs)	2157($t=60$ μs)	2286($t=70$ μs)	0.39
2197($t=70$ μs)	2083($t=120$ μs)	2285($t=140$ μs)	0.41
1656($t=230$ μs)	1923($t=210$ μs)	2140($t=190$ μs)	0.44
1968(Average)	2054(Average)	2237(Average)	0.41

3 炮孔中心连线上单元应力曲线

3.1 岩石破坏准则

岩石爆破中的压碎区是岩石受压所致, 故在压碎区选用 Mises 屈服准则^[16], 而裂隙区主要是受应力波的拉伸作用和爆轰产物的尖劈作用形成的, 假设岩石中任意一点的等效应力强度为

$$\sigma_i = \frac{1}{\sqrt{2}} \left[(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_1 - \sigma_3)^2 \right] \quad (5)$$

当满足(6)式时, 岩石被破坏。

$$\begin{cases} \sigma_i \geq \sigma_{cd} & \text{压碎区} \\ \sigma_t \geq \sigma_{td} & \text{裂隙区} \end{cases} \quad (6)$$

岩石爆破中岩石动态抗压强度近似取

$$\sigma_{cd} = \sigma_c \dot{\epsilon}^{\frac{1}{3}} \quad (7)$$

岩石爆破中岩石动态抗拉强度近似取

$$\sigma_{td} = \sigma_{st} \quad (8)$$

式中: σ_{cd} 为岩石单轴动态抗压强度, σ_{td} 为岩石单轴动态抗拉强度, σ_t 为岩体中任意一点在爆炸载荷作用下所受到的拉应力, σ_c 为岩石的单轴抗压强度, σ_{st} 为岩石的单轴抗拉强度。

3.2 单元应力曲线

选取距离两炮孔中心 $L/2$ 处一个单元, 其在 x 方向的应力曲线如图 5 所示。当 $L=40$ cm 时, 在 10~40 μs 内, 所选单元在 x 方向受到的拉应力逐渐增大(压应力为正, 拉应力为负), 拉应力峰值为 39.9 MPa(A 点), 到达 A 点以后拉应力急速减小, 在 70 μs(D 点)时受到的压缩应力为 3.27 MPa, 此段时间内应力平均加载速率约为 1.33 MPa/μs, 平均卸载速率约为 1.44 MPa/μs; 当 $L=60$ cm 时, 所选单元在 x 方向受到的拉应力峰值为 25.9 MPa(B 点), 相对于 A 点峰值应力衰减了 35.1%; 当 $L=80$ cm 时, 所选单元在 x 方向受到的拉应力峰值为 12.9 MPa, 相对于 A 、 B 点峰值应力分别衰减 67.7% 和 50.1%, 且在 E 点以后, 单元所受的拉应力和压缩应力动态转换, 与岩石爆破动力学研究结果^[17]相符合。

综合以上分析表明, 岩石裂隙区主要是爆炸应力波拉伸破坏作用的结果, 应力波峰值大小与炸药产生的爆轰压力成正比, 与炮孔间距离成反比。虽然在孔间距较小时, 两炮孔中心岩石受到的拉伸应

力较大,但是易造成岩石的过度粉碎,岩石破坏范围较小,因此工程上应根据岩石性质、炸药性能等因素选取适当的炮孔间距,既能保证岩石被充分破碎,又能保证一定破坏的范围。

岩石塑性区以外的部分尽管没有像塑性区内那样存在明显的裂隙网,但实际上岩石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,使模拟结果往往与实际情况存在一定的差别,因此在数值模拟和理论计算的基础上,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。

4 工程案例

4.1 工程概况

本次爆破工程为文一名门森林语土石方爆破工程,爆破位置位于安徽省合肥市肥西县紫蓬路与森林大道交口。区域面积约为 10^4 m^2 ,本工程土石方开挖量约 $2.45 \times 10^4 \text{ m}^3$ 。经过现场勘察,爆破区域北侧 63 m 为居民区,南侧 124 m 为居民区,东侧 55 m 为森林大道,西侧为施工工地,整体爆破环境良好。

4.2 爆破方案设计

根据数值模拟得到的不同炮孔间距对岩石爆炸裂纹的影响规律,并综合考虑现场机械设备、岩石类型、要求开挖爆破高程、周边环境等诸多因素,选取的爆破参数及设计的起爆网路如下所示。

(1) 爆破参数

此次爆破为岩石松动爆破,钻孔孔径为 90 mm,爆破作用指数 $n=0.6$,最小抵抗线 $W=1.2 \text{ m}$,单耗 k 取 0.22 kg/m^3 ,炮孔参数见表 4,其中 a 为炮孔间距, b 为炮孔排距, H 为炮孔深度, h 为炮孔超挖深度, L 为装药长度, l 为堵塞长度, Q 为单孔装药量。

表 4 爆破参数表

Table 4 Blasting parameters

H/m	h/m	a/m	b/m	L/m	l/m	Q/kg
1.7	0	2.0	1.2	0.20	1.50	0.9
2.0	0	2.0	1.2	0.22	1.78	1.0
2.5	0	2.5	1.5	0.45	2.05	2.0
3.0	0	3.0	1.5	0.67	2.33	3.0

(2) 爆破网路

此次爆破采用可操作性强、安全可靠的非电导爆管雷管复式起爆网路,采用孔内 9 段(MS9)孔外 4 段(MS4)延期微差逐排起爆,起爆网路示意图见图 6。

4.3 爆破效果

(1) 爆破振动

工程中共设 4 个爆破振动监测点,采用 2 台四川拓普测控科技有限公司生产的 NUBOX-8016 型爆破振动智能监测仪、2 台成都中科测控有限公司生产的 TC-4850 型爆破测振监测仪进行检测。

爆破振动智能监测仪监测的数据见表 5,其中 v_x 、 v_y 、 v_z 分别为 x 、 y 、 z 方向的振动速度, f_x 、 f_y 、 f_z 分别为 x 、 y 、 z 方向的振动频率。可以看出,土石方爆破作业中,爆破振动速度远小于《爆破安全规程》(GB 6722-2014)中一般民用建筑物的安全允许质点振动速度标准($f \leq 10 \text{ Hz}$ 时振动速度 v 的范围是

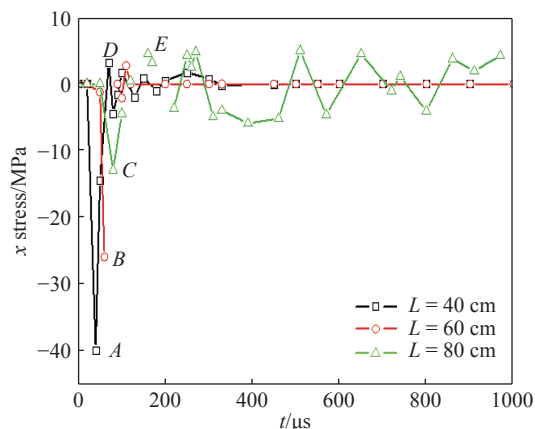


图 5 不同孔间距下炮孔中心连线中点处 x 方向的压力曲线

Fig. 5 Pressure curve in the x direction at the center of the connecting line of gun hole with different hole spacing

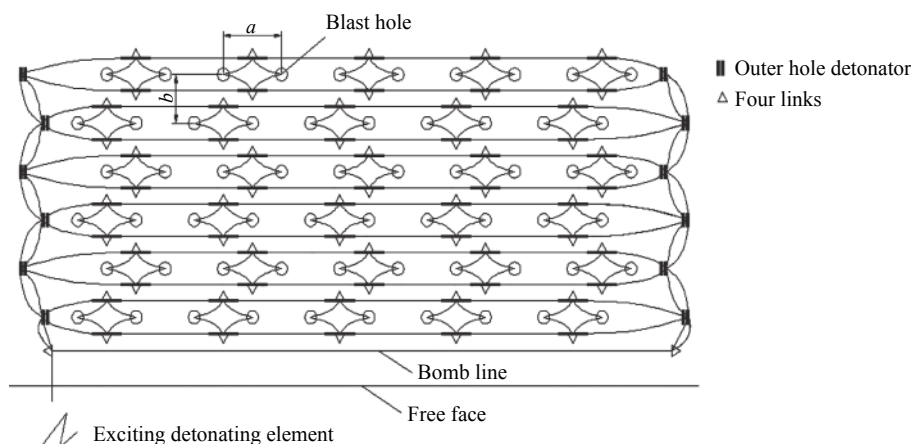


图6 起爆网路连接示意图

Fig. 6 Schematic of detonating network

表5 振动监测表

Table 5 Blasting vibration monitoring

Measuring point	Distance/m	$v_x/(\text{cm}\cdot\text{s}^{-1})$	f_x/Hz	$v_y/(\text{cm}\cdot\text{s}^{-1})$	f_y/Hz	$v_z/(\text{cm}\cdot\text{s}^{-1})$	f_z/Hz
1	163	-0.21	9.16	-0.28	9.16	0.27	18.31
2	154	0.04	8.85	0.04	35.71	0.03	9.48
3	339	0.04	12.16	0.05	7.83	0.06	13.29
4	234	0.19	18.31	-0.14	9.16	-0.11	18.31

1.5~2.0 cm/s; 10 Hz< f ≤50 Hz 时振动速度 v 的范围是 2.0~2.5 cm/s)。

(2) 现场爆破效果

起爆后,所有炮孔均被起爆(无盲炮),从中选择4个炮孔查看裂纹扩展情况,具体如图7所示。从图7可以看出,每个炮孔周围有许多分支裂纹,表明岩石裂纹在孔壁边缘逐渐形成并呈放射状向四周扩展。4个炮孔之间共有8条主裂纹,且裂纹之间相互贯通,在每两个炮孔之间因应力波叠加效应而导致岩石发生部分破碎,这与模拟结果和理论分析一致,从而证明了数值模拟结果的可靠性。

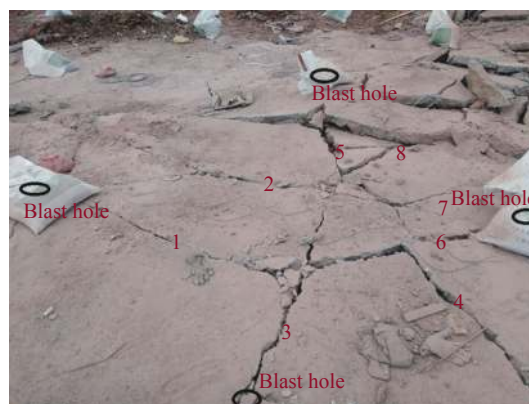


图7 爆破效果图

Fig. 7 Blasting effect

5 结 论

(1)爆炸应力波在未相遇前,随炮孔间距离的增加,单炮孔周围裂纹扩展得更加充分,炮孔周围粉碎区增大,萌生的分支小裂纹逐渐减少,主裂纹增多。在两炮孔之间受到相邻炮孔爆炸应力波影响的区域,主裂纹发育扩展较为明显,且随着炮孔间距的增大,主裂纹相互贯通的位置越靠近两炮孔中心连线方向。

(2)在3种不同炮孔间距条件下,所选取单元 x 方向爆炸应力波峰值压力衰减规律基本一致,炮孔间距 $L=80$ cm 相对于 $L=60$ cm 和 $L=40$ cm,应力波峰值分别衰减 67.7% 和 50.1%。

(3)由于岩石爆破裂隙区的形成主要是爆炸应力波拉伸应力作用的结果,因此工程上应根据岩石

性质和炸药性能选择爆炸应力波衰减到岩石动态抗拉强度附近时对应的距离,即为较合理的炮孔间距。

(4)工程实践结果表明,数值模拟结果用来指导爆破方案设计是可行的,能够为爆破工程提供重要的参考。

参考文献:

- [1] MA G W, HAO H, WANG F. Simulations of explosion-induced damage to underground rock chambers [J]. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 2011, 3(1): 19–29.
- [2] YUE Z W, QIU P, YANG R S, et al. Stress analysis of the interaction of a running crack and blasting waves by caustics method [J]. *Engineering Fracture Mechanics*, 2017, 184: 339–351.
- [3] 何成龙, 杨军. 主动围压和爆炸加载作用下岩石动态响应研究 [J]. *兵工学报*, 2017, 38(12): 2395–2405.
HE C L, YANG J. Research on dynamic response of rock under blast loading and active confining pressure [J]. *Acta Armamentarii*, 2017, 38(12): 2395–2405.
- [4] ZHAO J J, ZHANG Y, RANJITH P G. Numerical simulation of blasting-induced fracture expansion in coal masses [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2017, 100: 28–39.
- [5] ZHANG X L, JIAO Y Y, MA J F. Simulation of rock dynamic failure using discontinuous numerical approach [J]. *Computers and Geotechnics*, 2018, 96: 160–166.
- [6] 夏祥, 李海波, 李俊如, 等. 岩体爆生裂纹的数值模拟 [J]. *岩土力学*, 2006, 27(11): 1987–1991.
XIA X, LI H B, LI J R, et al. Numerical simulation of blast-induced cracks in rock [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2006, 27(11): 1987–1991.
- [7] 周艳, 叶海旺, 易长平, 等. 台阶爆破相邻炮孔间损伤范围的数值模拟 [J]. *工程爆破*, 2014, 20(2): 17–20, 28.
ZHOU Y, YE H W, YI C P, et al. Numerical simulation of damage zone between the adjacent boreholes in bench blasting [J]. *Engineering Blasting*, 2014, 20(2): 17–20, 28.
- [8] 郭东明, 闫鹏洋, 杨仁树, 等. 动静荷载下巷道围岩倾斜裂纹的动焦散试验 [J]. *采矿与安全工程学报*, 2016, 33(4): 668–675.
GUO D M, YAN P Y, YANG R S, et al. Dynamic caustic test of inclined crack in roadwaysurrounding rock under dynamic and static load [J]. *Journal of Mining and Safety Engineering*, 2016, 33(4): 668–675.
- [9] 钟波波, 李宏, 张永彬. 爆炸荷载作用下岩石动态裂纹扩展的数值模拟 [J]. *爆炸与冲击*, 2016, 36(6): 825–831.
ZHONG B B, LI H, ZHANG Y B. Numerical simulation of dynamic cracks propagation of rock under blasting loading [J]. *Explosion and Shock Waves*, 2016, 36(6): 825–831.
- [10] 门建兵, 蒋建伟, 王树有. 爆炸冲击数值模拟技术基础 [M]. 北京: 北京理工大学出版社, 2015.
MEN J B, JIANG J W, WANG S Y. Numerical simulation of explosion impact [M]. Beijing: Beijing Institute of Technology Press, 2015.
- [11] 钮强. 岩石爆破机理 [M]. 沈阳: 东北工学院出版社, 1990.
NIU Q. Rock blasting mechanism [M]. Shenyang: Northeast Institute of Technology Press, 1990.
- [12] LI X F, LI H B, ZHAO J. 3D polycrystalline discrete element method (3PDEM) for simulation of crack initiation and propagation in granular rock [J]. *Computers and Geotechnics*, 2017, 90: 96–112.
- [13] YILMAZ O, UNLU T. Three dimensional numerical rock damage analysis under blasting load [J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2013, 38: 266–278.
- [14] WANG Z L, KONIETZKY H. Modelling of blast-induced fractures in jointed rock masses [J]. *Engineering Fracture Mechanics*, 2009, 76(12): 1945–1955.
- [15] ZHU W C, BAI Y, LI X B. Numerical simulation on rock failure under combined static and dynamic loading during SHPB tests [J]. *International Journal of Impact Engineering*, 2012, 49: 142–157.
- [16] 王礼立, 朱兆祥. 应力波基础 [M]. 2 版. 北京: 国防工业出版社, 2005.
WANG L L, ZHU Z X. Stress wave foundation [M]. 2nd ed. Beijing: National Defense Industry Press, 2005.
- [17] 陈宝心, 杨勤荣. 爆破动力学基础 [M]. 武汉: 湖北科学技术出版社, 2005.
CHEN B X, YANG Q R. Basis of blasting dynamics [M]. Wuhan: Hubei Science and Technology Press, 2005.

Numerical Analysis of Impact of Shot Hole Spacing on Crack Growth in Rock

LI Hongwei, LEI Zhan, JIANG Xiangyang, LIU Wei, HE Zhiwei, ZHANG Binbin

(*College of Chemical Engineering, Anhui University of Science and Technology, Huainan 232001, China*)

Abstract: In order to achieve full fragmentation of the rock and effectively use the explosive energy, the impact of different hole spacing on the rock (hornfels) blast crack extension was studied via ANSYS/LS-DYNA software package using fluid-structure interaction (ALE) algorithm. The results showed that with the increase of the distance between the two holes, the crack growth around the single gun hole becomes more sufficient, the comminution area around the gun hole increases, the generated branch small crack gradually decreases, the main crack increases, and the crack growth rate is about 0.42 times that of the longitudinal wave velocity of the rock. In the area between the two holes affected by the explosion stress wave of the adjacent holes, the main crack growth and expansion are more obvious, and with the increase of hole spacing, the position of the main crack interconnection is closer to the direction of connecting the center of the two holes. Engineering practice suggested that the results of numerical simulation has positive effect on blasting engineering, the results of numerical simulation can be used to guide the design of blasting scheme and can provide important reference value for the blasting engineering.

Keywords: finite element; fluid-solid coupling; crack propagation; blasthole spacing; spallation