

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2022.04.001

装药不耦合系数对初始地应力下 岩石爆破裂纹扩展影响的试验研究*

徐颖^{1,2}, 顾柯柯¹, 葛进进^{1,2}, 程琳¹, 姚威¹, 卢龙刚¹, 刘家兴¹

(1. 安徽理工大学 土木建筑学院, 淮南 232001; 2. 深部煤矿采动响应与灾害防控国家重点实验室, 淮南 232001)

摘要: 不耦合装药会改变爆炸产物对岩石的作用方式, 从而获得不同的爆破破碎岩石的效果。为研究装药不耦合系数对初始地应力下岩石爆破裂纹扩展的影响, 利用一种符合硬岩力学特性的透明模型相似材料, 开展双向等荷载下透明岩石爆破相似模型试验。试验结果表明: 等围压荷载作用下, 模型试件所产生的最长径向主裂纹沿着对角线(最大主应力)的方向扩展; 不耦合系数显著影响初始应力状态下岩石爆生裂纹的扩展, 爆后模型试件上产生的径向主裂纹, 其长度最大值以及平均值均随不耦合系数的增大而减小, 最大环向裂隙圈直径以及平均环向裂隙圈直径随着不耦合系数的增大均减小; 初始应力状态下, 压缩粉碎圈的直径随不耦合系数增大而变化的规律则有所不同, 呈现出先增大后减小的规律。在深部岩体爆破开挖时, 可以利用径向主裂纹的扩展长度与不耦合系数之间关系, 进行控制爆破参数设计, 从而减少围岩超挖和欠挖, 实现巷道爆破高效率。研究结果对丰富深部岩石爆破理论以及工程实践具有重要意义。

关键词: 岩石爆破; 模型试验; 深部岩体; 高地应力; 不耦合系数

中图分类号: TD235 文献标识码: A 文章编号: 1001-487X(2022)04-0001-09

Experimental Study on Effect of Charge Decoupling Coefficient on Crack Propagation in Rock by Blasting under Initial In-situ Stress

XU Ying^{1,2}, GU Ke-ke¹, GE Jin-jin^{1,2}, CHENG Lin¹, YAO Wei¹, LU Long-gang¹, LIU Jia-xing¹

(1. School of Civil Engineering and Architecture, Anhui University of Science and Technology, Huainan 232001, China; 2. State Key Laboratory of Mining Response and Disaster Prevention and Control in Deep Coal Mine, Huainan 232001, China)

Abstract: Decoupled charge can change the action mode of explosive products on rock, so as to obtain different effects of rock fragmentation. In order to study the influence of charge decoupling coefficient on rock crack propagation by blasting under initial stress, a kind of transparent material conforming to the mechanical properties of hard rock was used to carry out similar model tests of blasting under bidirectional equal load. The test results show that: The propagation of the longest radial crack is along the direction of maximum principal stress in the model specimen with equal confining pressure; Under the initial stress state, the decoupling coefficient has an obvious effect on the crack propagation. Both the length of the longest radial crack and the average length of radial main cracks on the model specimens decrease with the increase of decoupling coefficient. And the maximum and average diameters of circumferential fractured zone decrease with the increase of decoupling coefficient; Under the initial stress state, the

收稿日期: 2022-06-24

作者简介: 徐颖(1965-), 安徽泗县人, 教授、博士, 主要从事深部岩石爆破理论和技术研究, (E-mail) yxu@ aust. edu. cn。

通讯作者: 葛进进(1988-), 江苏如皋人, 讲师、博士, 主要从事深部岩石爆破裂纹扩展机理研究, (E-mail) jge2@ foxmail. com。

基金项目: 国家自然科学基金(52104116, 52074009); 安徽理工大学校级重点项目(xjzd2020-16)

diameter of the crushed zone increases first and then decreases with the increase of decoupling coefficient. During blasting excavation of deep rock mass, the relationship between the propagation length of the radial main crack and decoupling coefficient can be used to design parameters of controlled blasting, so as to reduce the overcutting and undercutting on surrounding rock and enhance the efficiency of tunneling blasting. The research results are of great significance to enrich the theory of deep rock blasting and engineering practice.

Key words: rock blasting; model test; deep rock mass; high in-situ stress; decoupling coefficient

在控制爆破中对爆生裂纹扩展的控制是其重要组成部分^[1]。为达到减少炮孔周围较密集径向裂纹的产生,充分扩展需要扩展的裂纹这一目的,通常采取不耦合装药来降低爆炸应力波作用,增加爆生气体的作用时间^[2-7]。

然而,随着浅部资源的枯竭,现代化矿井开采由浅部转向深部,岩体赋存在高地应力环境中。若要实现深部巷道爆破高效率,需在爆破设计中考虑地应力对爆破参数的影响^[8-11]。当前,已有很多研究者开展关于岩体爆破开裂及破岩效果受地应力场影响的研究,例如杨仁树等采用实验室模型实验,研究高应力状态下炮孔穿过层理爆破的裂纹起裂、扩展等动态力学行为^[12];岳中文等采用新型数字激光动态焦散线实验系统开展多组爆破光测实验,研究单向围压作用下切缝药包爆破爆生主裂纹的动态力学行为^[13];杨建华等采用光滑粒子流体力学-有限元方法耦合数值模拟方法,研究了高地应力作用下炮孔间裂纹的传播及贯通过程,分析了炮孔周围应力场动态演化过程与分布特征^[14]。

但是,当前关于初始应力条件下不耦合系数对岩石爆生裂纹扩展影响的研究明显不足。不耦合系数作为重要的爆破参数,如果较小,则难以有效地削减爆炸产物能量,使之与岩石强度相匹配;如果较大,则削减程度变大,岩石难以得到足够的破碎能量,产生有效破碎^[7]。为此,本文开展围压荷载作用下透明岩石爆破模型试验研究,探索装药不耦合系数对初始应力条件下岩石爆破裂纹扩展的影响机制,揭示径向不耦合系数(炮孔与药卷的直径比)与爆生裂纹扩展范围的关系。研究结果对优化爆破能量分布,提升爆破能量的利用效率具有重要意义。

1 试验设计与试件制备

1.1 相似系数

根据原型和模型的平衡、几何、物理方程、应力边界条件和位移边界条件进行推导,可以得出模型试验的各物理量之间的相似关系为^[15,16]

$$\begin{cases} \alpha_\mu = 1, \alpha_\varepsilon = 1, \alpha_\varphi = 1 \\ \alpha_\delta = \alpha_L \\ \alpha_X = \alpha_Y = \alpha_Z = \alpha_\gamma \\ \alpha_\sigma = \alpha_L \cdot \alpha_\gamma \\ \alpha_{\sigma c} = \alpha_{\sigma t} = \alpha_E = \alpha_C = \alpha_\sigma \\ \alpha_T = \sqrt{\alpha_L} \end{cases} \quad (1)$$

式中: α 代表相似比; L 代表长度; δ 代表位移; E 代表弹性模量; μ 代表泊松比; γ 代表容重; σ 代表应力; σc 代表抗压强度; σt 代表抗拉强度; ε 代表应变; X, Y, Z 代表体积力; C 代表内聚力; φ 代表内摩擦角; T 代表时间;各物理力学参数的下标 p 代表原型,下标 m 代表模型。

模型试验的工程原型为淮南矿区丁集煤矿深部巷道^[17],其断面形状和断面尺寸如图1所示。经过取芯、切割和打磨,测得围岩的容重为 27 kN/m^3 、平均抗压强度为 135 MPa 。首先,需要确定几何相似系数。根据平面应力加载装置的有效应力加载范围和最大荷载集度,在尽可能降低模型试验失真程度与尺寸效应影响程度的前提下,模型试件的尺寸确定为 $300 \text{ mm} \times 300 \text{ mm} \times 20 \text{ mm}$ 。从而可由原型和模型的几何相似关系得到几何相似系数 $\alpha_L = 16.7$ 。

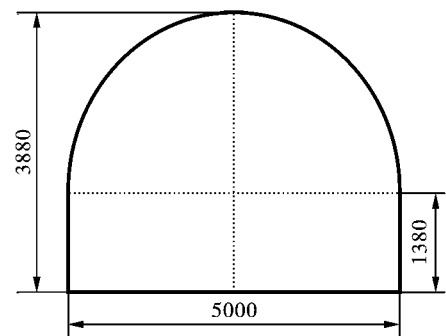


图1 巷道断面尺寸示意图(单位:mm)

Fig. 1 Schematic diagram of roadway section size(unit:mm)

第二个需要确定的就是容重相似比 α_γ ,其与模型材料种类相关。相似理论已经指明,相似模型试验需要尽可能地使用与原型材料性质一致的材料。然而,与现场岩体性质完全一致的模型材料几乎无

法实现,只能近似满足材料相似的条件。为便于爆后裂纹的观测与分析,本文采用一种符合硬岩基本物理性质的透明硬岩相似材料^[18],其容重为 12.3 kN/m³。从而可以根据容重相似关系,得到容重相似比为 2.2,进而得出应力相似系数 $\alpha_\sigma = 36.7$ 。最后,根据强度相似关系得出理论上所需模型材料的单轴抗压强度则为 3.68 MPa。

1.2 爆破动力设计

煤矿深井爆破常采用三级煤矿许用水胶炸药,炸药密度为 1150 kg/m³、爆速为 3600 m/s。而模型试验中所使用的炸药类型与实际爆破不同,为遵循“炸药爆炸能量相似”原则,同时便于调整装药不耦合系数,协调炸药与模型材料的匹配性,试验选用自制小型“雷管”^[19]。该“雷管”由玻璃管、DDNP、铜丝、砂子以及橡皮泥、502 胶水制作而成,其密度约为 1.02 g/cm³,在玻璃管的约束下 DDNP 的爆速可达 4000 m/s。

根据相似准则要求^[17],相似炸药和原型炸药间应满足 $C_p C_D = 1$ (C_p 为原型炸药与模型炸药的密度比, C_D 为原型炸药与模型炸药的爆速比)^[20]。代入原型炸药和模型炸药参数,得 $C_p C_D = 1.014$,基本满足“炸药爆炸能量相似”的原则。

1.3 应力加载设计

在模型材料与炸药基本符合相似准则的基础

上,利用自主研发的应力加载装置提供的主动液压加载模拟模型体所处的应力环境(如图 2 所示)。应力加载装置模拟竖直和水平两个方向上的地应力。竖直方向 σ_v 模拟上覆岩层介质自重,水平应力 σ_h 模拟垂直于岩石巷道轴向的水平构造应力。

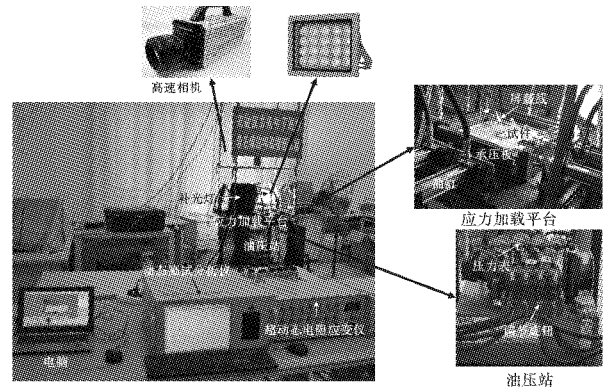


图 2 模型试验装置系统

Fig. 2 Model test equipment system

试验设计模拟赋存岩体的埋深为 400 m,则根据垂直应力的计算公式 $\sigma_v = \gamma H$ 以及应力相似系数 $\alpha_\sigma = 36.7$,得到相应的竖直方向围压加载应力值为 0.3 MPa。根据研究内容,试验采用双向等围压加载方式,其详细试验方案如表 1 所示。

表 1 模型试件爆破试验方案

Table 1 Test scheme for blasting of transparent model specimens

试件编号	模拟埋深/m	不耦合系数 (K_d)	装药直径/mm	装药高度/cm	装药量/g	围压设计/MPa $\sigma_v = \sigma_h$	实际加载/MPa $\sigma_v = \sigma_h$
FTG-1	400	1.2	3	2.5	0.025	0.3	1.2
FTG-2	400	1.4	3	2.5	0.025	0.3	1.2
FTG-3	400	1.7	3	2.5	0.025	0.3	1.2
FTG-4	400	2.0	3	2.5	0.025	0.3	1.2

模型试件的约束条件为双向等荷载,加载示意图如图 3 所示。

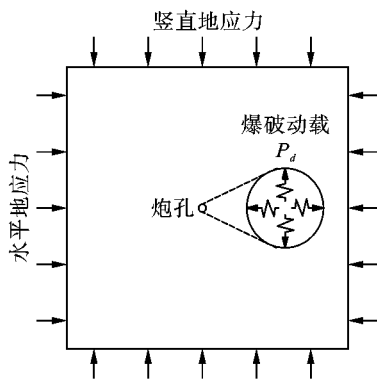


图 3 试件 FTG-1 ~ 4 动、静态加载示意图

Fig. 3 Diagram for dynamic and static loading on specimens FTG-1 ~ 4

1.4 试件制备

选择所制作模型试件的尺寸规格为 300 mm × 300 mm × 20 mm,详细制作步骤如下所示^[18,19]:

(1) 准备材料。所需材料涉及饱和松香溶液、固化剂和环氧树脂。对于前者需要自行调配,而后两者可直接购买获得。具体的做法是,先将松香块用工具处理成粉末状并用 100 目筛子过筛,然后准备适量的无水酒精溶液,将松香粉末倒入并用搅拌棒搅拌直到溶液达到饱和状态。

(2) 准备模具。试验所需试件的尺寸为 300 mm × 300 mm × 20 mm,所以刚好可以选择用作导热系数测定的模具。预试验发现,若直接将拌和好的混合溶液倒入模具内进行浇筑,会导致试件难以拆模,所以在浇筑前要在模具表面薄薄的涂上一层凡士林,

然后用防粘薄膜粘贴在模具表面。

(3) 浇筑试件。首先,将环氧树脂、固化剂和饱和松香溶液根据事先设计好的配比称取相应重量置于烧杯中。然后,将饱和松香溶液置于 50℃ 水浴锅中进行加热,将环氧树脂、固化剂置于 50℃ 烘箱中进行加热处理。等到固化剂和环氧树脂中的气泡全部排除干净时,将二者混合在一起并用搅拌棒搅拌

均匀,但即便如此,混合溶液中仍会出现气泡,这时再次将其置于 50℃ 烘箱中继续加热直到气泡消除。最后,将已经加热完成的饱和松香溶液倒入环氧树脂体系中,在搅拌均匀后将其倒入模具中。实验表明,只要匀速缓慢地搅拌三者混合溶液,则其将不会再出现气泡。

模型试件的相关力学参数如表 2。

表 2 模型试件基本物理参数

Table 2 Basic physical and mechanical parameters of the model specimens

试件编号	$\gamma/(\text{kN} \cdot \text{m}^{-3})$	E/GPa	μ	σ_c/MPa	σ_t/MPa
FTG-1 ~ 4	12.3	0.552	0.28	5.71	0.408

2 结果与讨论

爆破后试件中主裂纹的扩展情况,如图 4 所示。在分析爆后模型试件上裂纹扩展规律之前,需要对图 4 上的裂纹进行相关的补充说明。依据模型试验系统中高速相机所拍摄试件爆破过程的画面,可以得到所有模型试件在爆炸载荷和静态围压作用下所

产生的裂纹均没有到达最小抵抗线,然而由于围压的卸载导致试件 FTG-1、FTG-2 上的爆生裂纹进一步延伸或者转向扩展,形成图 4(a)、(b) 所示的形状。通过高速相机记录的模型试件在静态围压卸载前的画面,可以确定爆生裂纹扩展的原始长度,为分析爆生裂纹扩展长度与不耦合系数间的关系提供依据。

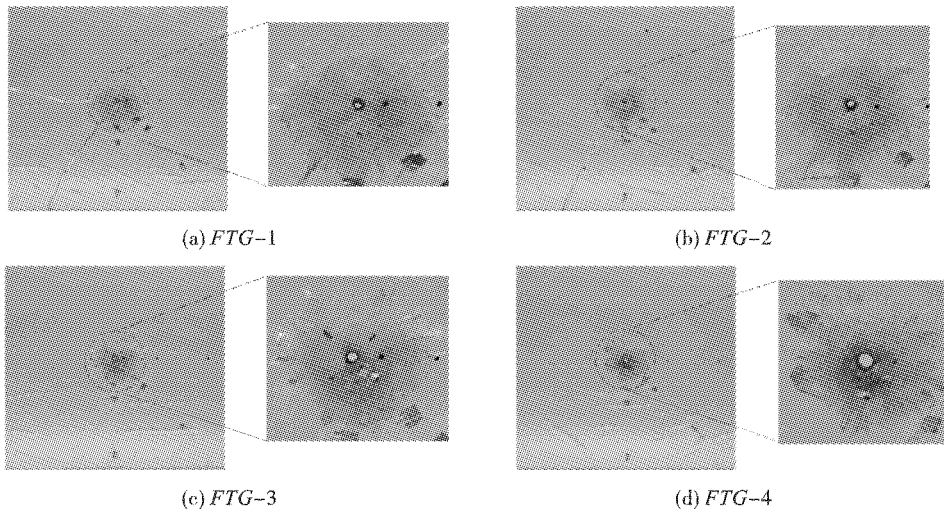


图 4 爆后模型试件

Fig. 4 Model specimens after explosion

2.1 不耦合系数对压碎区以及环向裂隙圈直径的影响

图 4 所示为初始应力下的爆后模型试件,根据其表面裂纹扩展形态的不同可以分为压缩粉碎区、裂隙区以及振动区。由图 4 可以看出,受爆炸冲击波作用后的模型试件,其炮孔周围没有产生特别显著的扩腔,但随着不耦合系数地增大,爆后试件上环向的裂纹变得稀疏,压缩粉碎区的范围发生明显变化。为定量分析不耦合系数对压碎区以及环向裂隙圈直径的影响,利用直尺对透明爆后模型试件进行

测量,压碎区直径和沿着 σ_r 、 σ_h 方向以及对角线(与 σ_r 、 σ_h 方向夹角为 45°)方向的环向裂隙圈直径列于表 3。

由表 3 可以发现,压碎区的直径随着不耦合系数的增大呈现出先增大后减小的规律(见图 5),并且在 1.4 时压碎区的直径达到最大。同时还可以发现,随着不耦合系数的增大,最大环向裂隙圈直径以及平均环向裂隙圈直径均减小,充分表明不耦合系数的大小直接对裂隙圈的扩展构成影响(见图 6)。

表3 压碎区与环向裂隙圈直径大小

Table 3 The diameter for crushed zone and annular fracture ring

试件编号	压碎区直径/cm	环向裂隙圈直径				均值
		沿 σ_v	沿 σ_h	对角线-1	对角线-2	
FTG-1	1.8	6.8	7.6	7.2	7.4	7.3
FTG-2	2.3	6.2	7.2	6.2	6.4	6.5
FTG-3	1.9	6.2	6.8	6.0	5.6	6.2
FTG-4	1.2	5.6	5.8	6.6	5.0	5.8

备注:由于压缩粉碎区属于爆破近区,在沿 σ_v 、 σ_h 和对角线方向的直径基本相同,因此表中每个试件只记录一组数据。

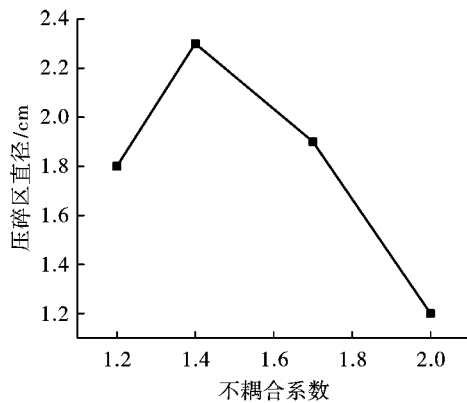


图5 初始应力状态下压碎区直径随不偶系数的变化规律

Fig. 5 Diameter for crushed zone varies with the decoupling coefficient under initial stress

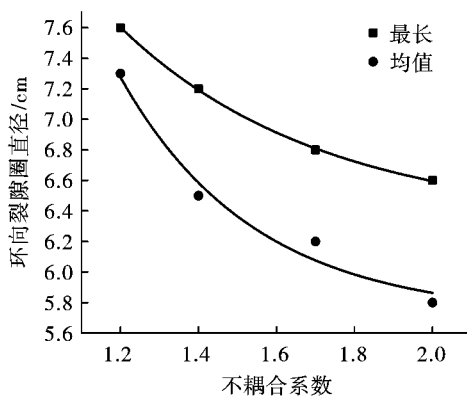


图6 初始应力状态下环向裂隙圈直径随不偶系数的变化规律

Fig. 6 Diameter for annular fracture ring varies with the decoupling coefficient under initial stress

基于岩石爆破的应力波和爆轰气体共同作用学说,可以知道,岩石的破坏是应力波和爆轰气体共同作用的结果,这种学说被大部分研究者所认同,因为它综合考虑了爆轰气体和应力波在岩石爆破破坏过程中所起的作用,更切合实际^[21,22]。

然而,在具有高地应力的岩体内进行爆破,地应力的作用相当于增大了岩石的抗压或抗拉强度^[8]。这会导致在应力波作用下所产生的裂隙长度缩短,

即便已经产生的裂隙也会在高地应力的作用下再次闭合,从而削弱爆轰气体的“楔入”作用,使裂隙不能继续向前延伸和扩展。那么爆轰气体产物只能停留在爆破近区(压缩粉碎区)或者环向裂隙圈,使之更为破碎。这一点和钱七虎研究地应力对岩体中爆炸破坏的影响所得的结论基本吻合,其研究得到球形装药爆炸时,爆炸压力形成空腔所作的功减小了,而空腔中爆炸产物所含的剩余能量增加了^[23]。

本次试验中,当不耦合系数小于1.4时,空气介质对爆炸冲击产生的衰减作用相对较小,围岩内产生的环向裂隙圈相对较大,爆轰气体更易“楔入”此区域;当不耦合系数为1.4时,空气介质对爆炸冲击产生的衰减作用相对增大,爆轰气体难以“楔入”环向裂隙圈,只能停留在压碎区,继续压缩被冲击波压碎的岩石,使得压碎区范围达到最大;当不耦合系数大于1.4时,空气介质对爆炸冲击波产生巨大衰减作用,单纯依靠爆轰气体产物无法使得孔壁压碎,因而压碎区范围急剧减小。也就是说,初始应力状态下不耦合系数为1.4时,爆炸冲击波与爆轰气体产物共同作用会使得压碎区范围达到最大。

对于环向裂隙圈的形成主要是由爆炸冲击波与应力波的加卸载作用所致^[24]。岩石内部在冲击波和应力波的强烈压缩作用下累积了部分弹性变形能。等压碎区的空腔形成且径向裂隙也已展开时,此时作用于药包周围的岩石的压力已降低,从而使其原先在压缩过程中积压的弹性变形能被释放出来,并转变成与压应力波相反的卸载波,形成径向拉应力,使岩石质点沿着反向径向运动;一旦岩石抗拉强度小于此径向拉应力,岩石就会被拉断而形成环向裂隙;岩石在受到径向应力和切向应力作用的同时,还可能受到由其二者产生的剪切应力的作用,产生剪切裂隙^[19]。

随着装药不耦合系数的增大,炮孔壁受到的冲击压力逐渐减小,应力波的作用也被削弱^[25],另外初始应力的作用间接增强了岩石的动态抗压强度,导致冲击波和应力波对围岩加卸载作用减弱,形成

环向裂隙圈直径随着不耦合系数的增大而减小的结果。进一步将图6中数据点进行拟合,得到最大环向裂隙圈直径与不耦合系数的关系为

$$L_{lon} = 6.325 + 13.09052 \left(\frac{-K_d}{0.51576} \right) \quad (R^2 = 0.99969, K_d \in (1.2, 2.0)) \quad (2)$$

平均环向裂隙圈直径与不耦合系数的关系为

$$L_{avg} = 5.7117 + 51.5636 \left(\frac{-K_d}{0.34326} \right) \quad (R^2 = 0.97749, K_d \in (1.2, 2.0)) \quad (3)$$

这里 L_{lon} 指的是环向裂隙圈直径最大值, cm; L_{avg} 指的是环向裂隙圈直径平均值, cm; K_d 指的是径向不耦合系数。

2.2 耦合系数对径向裂纹扩展长度的影响

径向裂纹扩展长度是预裂爆破以及光面爆破等控制爆破的重要参数,为分析其与不耦合系数之间的关系,将爆后模型试件上的裂纹扩展形态复刻如图7所示。

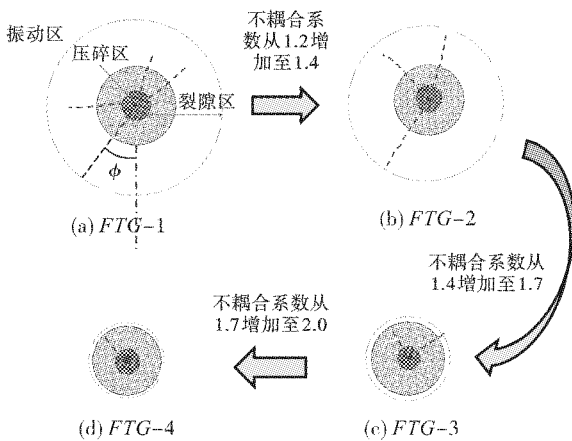


图7 爆后试件裂纹扩展形态

Fig. 7 Crack propagation of specimens after explosion

由图7(a)可以看出,双向等荷载下模型试件上的最长径向主裂纹沿对角线方向扩展,即与竖直方

向夹角为 45° ,且随着不耦合系数的增大其扩展数量逐渐减少(图7(b)(c)(d)),表明爆生裂纹优先向静态应力场中最大主应力方向扩展,这与前人研究结果一致^[26,27]。由此可以得到,深部硬岩爆破是岩石本身所受到的静态地应力和炸药爆炸产生的超动态应力共同作用下的结果,地应力影响到爆破裂纹的起裂方向^[8,28-32]。而在实验过程和生产实践中,具有动、静应力场方面的介质会使炮孔爆破有更优良的表现,其优点为爆破效果好,优先起裂,炸药消耗低。张志呈称这种现象为“波导效应”^[31],他认为地应力的存在会使岩体的动态响应发生变化,而且地应力错综复杂,会对爆破效果产生很大的影响。其中爆破应力波与地应力进行叠加会有相强相弱的规律,同相位相强,反之相弱。对此,肖正学提出“初始应力场对裂纹发展导向作用原理”,即当地应力足够大,主应力方向与爆炸应力波方向一致时,爆炸应力波必然与地应力相碰并发生叠加作用,在碰撞的切向伴生拉应力,当合成拉应力值超过岩石的抗拉强度时,岩石将沿主应力方向起裂^[32]。当前,研究者们就爆生裂纹沿着最大主应力方向扩展的机理没有达成统一共识^[33],本文限于篇幅在这里不做深入讨论。

通过对爆后模型试件直接量测,可得初始应力状态下模型试件中径向主裂纹长度如表4所示。

从表4可知,最长和平均径向主裂纹的长度均随着不耦合系数的增加而逐渐减小。结合图7还可以看出,径向主裂纹扩展范围逐渐缩小的同时,更加靠近爆破近区,以致图7(c)(d)所示模型试件上已无明显径向主裂纹。显然,这与无初始应力状态下径向主裂纹扩展长度随不耦合系数先增大后减小的规律有所不同。

表4 模型试件中的径向主裂纹长度

Table 4 Radial main crack length in the model specimens

试件编号	径向主裂纹长度/cm				平均值/cm
	测点1	测点2	测点3	测点4	
FTG-1	7.2	9.7	8.0	7.6	8.1
FTG-2	8.2	8.6	4.3	—	7.0
FTG-3	3.1	3.7	—	—	3.4
FTG-4	3.3	—	—	—	3.3

注:表中所选取的四个测点的径向主裂纹均为试件中最长的四条。

依据爆破破岩作用机理可知^[19,24],处于爆破中区(裂隙区)的径向主裂纹是由爆破应力波衍生出切向拉应力先将岩石拉断,与此同时由炸药爆炸产

生的气体形成准静态应力场也作用于炮孔扩腔后的孔壁上,从而使得径向裂隙受高压气体的膨胀、挤压和气楔作用继续扩展、延伸,并且由气体压力在裂隙

尖端处引起的应力集中更加速了裂隙扩展,最终形成了一张具有内密外疏、始端宽、末端细的特征的径向裂隙网。

但是高地应力会间接增加岩石的抗拉强度,导致由爆破应力波衍生出的切向拉应力难以将岩石拉断(图8 L_0 段),同时高地应力还会减弱炸药爆炸产生的气体对已扩展裂纹的膨胀、挤压和气楔作用(图8 L_1 段)。研究表明,在不超过岩体的强度范围内,即使增加不大的初始地应力量值,也可能显著地改变岩体爆炸破坏的特性^[23]。

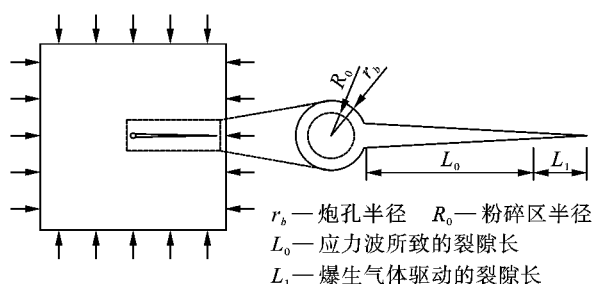


图8 初始应力下爆破裂纹扩展模型

Fig. 8 Crack propagation model by blasting under initial stress

那么可以得到,具有初始应力状态的模型试件其径向主裂纹的扩展主要依靠爆破应力波的作用,爆生气体的“气楔”作用大小取决于围压应力的

大小。因此,随着不耦合系数的增大,空气介质对爆炸冲击产生的衰减作用增大,进而应力波的作用被削弱,就意味着径向主裂纹的初始扩展长度将变小。在此过程中,爆生气体产生的准静态压力作用将得到加强,然而,爆生气体的准静态压力在爆破作用过程中是后于应力波的,这样导致由应力波产生的径向裂纹在初始应力的作用下仍然闭合,此时由应力波产生的径向裂隙想要在准静态压力的作用下进一步发展是很艰难的。

很显然,本文试验中随着不耦合系数的增大,增强的爆生气体准静态压力的作用,并没有带来径向裂纹扩展长度的增加。由此可得,高地应力下爆破应力波对岩石裂隙区的扩展占主导地位,不耦合系数越小越有利于裂纹开展。

另外,以最长和平均径向主裂纹的长度为纵坐标,不耦合系数为横坐标,可得径向主裂纹的长度随着不耦合系数的变化的规律如图9所示。

进一步地将上图中数据进行拟合可以得到,最长径向主裂纹的扩展长度与不耦合系数之间的关系符合下列关系式

$$L_{lon} = 51.735 \left(\frac{-K_d}{0.79082} \right) - 1.252$$

$$(R^2 = 0.9208, K_d \in (1.2, 2.0)) \quad (4)$$

而平均径向主裂纹的扩展长度与不耦合系数之间的关系为

$$L_{avg} = 1.022 + 54.16 \left(\frac{-K_d}{0.60018} \right)$$

$$(R^2 = 0.9254, K_d \in (1.2, 2.0)) \quad (5)$$

这里 L_{lon} 为最长径向主裂纹的扩展长度, cm; L_{avg} 为平均径向主裂纹的扩展长度, cm; K_d 为径向不耦合系数。

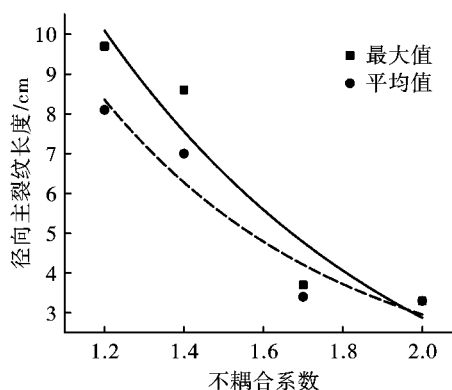


图9 初始应力状态下径向主裂纹长度随不偶系数的变化规律

Fig. 9 The main crack length varies with the decoupling coefficient under initial stress

这样,在深部岩体爆破开挖时,就可以参考径向主裂纹的扩展长度与不耦合系数之间关系,进行爆破参数设计。当然,本文中试验结果是基于在单一装药量和初始应力条件下,不耦合系数对径向主裂纹扩展长度的影响规律,而在实际深部岩体的爆破中,地应力对爆炸破坏产生的影响在定量上也许还会有所不同。

3 结论

1) 初始应力改变了径向主裂纹的扩展方向。模型试件在动静组合荷载的作用下,其爆生径向主裂纹的扩展方向由无初始应力时的放射状转变成趋向于最大主应力方向扩展。

2) 不耦合系数显著影响初始应力状态下岩石爆破裂纹的扩展。随着不耦合系数的增大,爆后模型试件上产生的径向主裂纹,其长度最大值以及平均值均减小;同时环向裂隙圈的直径,其最大值以及平均值随着不耦合系数的增大也均减小;而压缩粉碎圈的直径却随着不耦合系数的增大呈现出先增大后减小的规律,并且压缩粉碎圈的直径值在不耦合系数为1.4时达到最大。

3)初始应力下爆破应力波对岩石裂隙区的扩展占主导地位。在具有高地应力的岩体内进行爆破,地应力的作用相当于增大了岩石的抗压或抗拉强度,在应力波作用下产生的径向裂隙会阻止爆轰气体的“楔入”,使之继续向前延伸和进一步张开。爆生气体的“气楔”作用大小取决于与围压应力的关系,即围压应力越大“气楔”作用越小,反之越大。

参考文献(References)

- [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(12):1843-1847.
- [1] XU Ying, MENG Yi-ping, CHENG Yu-sheng. Study on control of blast crack by decoupling charge index[J]. Chinese of Rock Mechanics and Engineering, 2002(12): 1843-1847. (in Chinese)
- [2] 李书萱,王雁冰,王宝珠,等. 水耦合装药不耦合系数对爆破效果的影响研究[J]. 爆破, 2021, 38(3):6-9, 18.
- [2] LI Shu-xuan, WANG Yan-bing, WANG Bao-zhu, et al. Influence of decoupling coefficient of water-coupled charge on blasting effect[J]. Blasting, 2021, 38(3):6-9, 18. (in Chinese)
- [3] 康永全,薛里,孙崔源,等. 间隔不耦合装药结构形式及特点分析[J]. 工程爆破, 2020, 26(5):62-67.
- [3] KANG Yong-quan, XUE Li, SUN Cui-yuan, et al. Structural form and characteristic analysis of charge structure with deck decoupling[J]. Engineering Blasting, 2020, 26(5):62-67. (in Chinese)
- [4] 倪文婧. 径向不耦合装药爆破效果的数值研究[J]. 工程爆破, 2019, 25(3):12-16.
- [4] NI Wen-jing. Numerical studies on blasting effects under the radial decoupling charge[J]. Engineering Blasting, 2019, 25(3):12-16. (in Chinese)
- [5] 周继国. 最小抵抗线与不耦合系数对台阶爆破爆炸能量的影响研究[D]. 昆明:昆明理工大学, 2020.
- [5] ZHOU Ji-guo. Study on the effect of minimum resistance line and uncoupling coefficient on the explosive energy of step blasting[D]. Kunming: Kunming University of Science and Technology, 2020. (in Chinese)
- [6] 雷振,张智宇,黄永辉,等. 岩石爆破破碎能耗随抵抗线的变化规律[J]. 爆炸与冲击, 2021, 41(7):151-160.
- [6] LEI Zhen, ZHANG Zhi-yu, HUANG Yong-hui, et al. An investigation of energy consumption variation in rock blasting breaking with the resistance line[J]. Explosion and Shock Waves, 2021, 41(7):151-160. (in Chinese)
- [7] ZHANG Zong-xian, QIAO Yang, CHI Li-yuan, et al. Experimental study of rock fragmentation under different stemming conditions in model blasting[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2021, 143:104797.
- [8] 戴俊,钱七虎. 高地应力条件下的巷道崩落爆破参数[J]. 爆炸与冲击, 2007(3):272-277.
- [8] DAI Jun, QIAN Qi-hu. Break blasting parameters for driving a roadway in rock with high residual stress[J]. Explosion and Shock Waves, 2007(3):272-277.
- [9] YI C, JOHANSSON D, GREBEERG J. Effects of in-situ stresses on the fracturing of rock by blasting[J]. Computers and Geotechnics, 2017, 104(DEC.):321-330.
- [10] YANG Li-yun, DING Chen-xi. Fracture mechanism due to blast-imposed loading under high static stress conditions[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2018, 107:150-158.
- [11] YANG Ren-shu, DING Chen-xi, YANG Li-yun, et al. Model experiment on dynamic behavior of jointed rock mass under blasting at high-stress conditions[J]. Tunneling & Underground Space Technology, 2018, 74(APR.):145-152.
- [12] 杨仁树,丁晨曦,杨立云. 高应力状态下穿过层理爆破致裂的动态行为研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2018, 37(4):801-808.
- [12] YANG Ren-shu, DING Chen-xi, YANG Li-yun. Blast cracking of borehole-crossed bedding under high stress condition[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2018, 37(4):801-808. (in Chinese)
- [13] 岳中文,田世颖,张士春,等. 单向围压作用下切缝药包爆破爆生裂纹扩展规律的研究[J]. 振动与冲击, 2019, 38(23):186-195.
- [13] YUE Zhong-wen, TIAN Shi-ying, ZHANG Shi-chun, et al. Expanding law of cracks formed by slotted cartridge blast under unidirectional confining pressure[J]. Journal of Vibration and Shock, 2019, 38(23):186-195. (in Chinese)
- [14] 杨建华,孙文彬,姚池,等. 高地应力岩体多孔爆破破岩机制[J]. 爆炸与冲击, 2020, 40(7):118-127.
- [14] YANG Jian-hua, SUN Wen-bin, YAO Chi, et al. Mechanism of rock fragmentation by multi-hole blasting in highly-stressed rock masses[J]. Explosion and Shock Waves, 2020, 40(7):118-127. (in Chinese)
- [15] 张强勇,李术才,李勇,等. 地下工程模型试验的新方法. 新技术及工程应用[M]. 北京:科学出版社, 2012.
- [15] ZHANG Qiang-yong, LI Shu-cai, LI Yong, et al. New method, technology for model test of underground engineering and its application of engineering[M]. Beijing: Science Press, 2012. (in Chinese)
- [16] 许国安. 深部巷道围岩变形损伤机理及破裂演化规律研究[D]. 徐州:中国矿业大学, 2011.
- [16] XU Guo-an. Research on the mechanism and evolution law of rock deformation and cracking around deep tunnels[D]. Xuzhou: China University of Mining & Tech-

- nology, 2011. (in Chinese)
- [17] 徐颖,袁璞. 爆炸荷载下深部围岩分区破裂模型试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34(S2): 3844-3851.
- [17] XU Ying, YUAN Pu. Model test of disintegration in deep rock under blasting load[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(S2): 3844-3851. (in Chinese)
- [18] GE Jin-jin, XU Ying. A method for making transparent hard rock-like material and its application[J]. Advances in Materials Science and Engineering, 2019(2): 1-14.
- [19] 葛进进. 初始应力状态下岩石爆破裂纹扩展的模型试验研究[D]. 淮南: 安徽理工大学, 2020.
- [19] GE Jin-jin. Experimental study on crack propagation of rock blasting under initial stress state[D]. Huainan: Anhui University of Science and Technology, 2020. (in Chinese)
- [20] 袁文华, 马芹永, 黄伟. 楔形掏槽微差爆破模型试验与分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(S1): 3352-3356.
- [20] YUAN Wen-hua, MA Qing-yong, HUANG Wei. Model experiment and analysis of wedge-shaped cutting millisecond blasting[J]. Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(S1): 3352-3356. (in Chinese)
- [21] 戴俊. 岩石动力学特性与爆破理论[M]. 2版. 冶金工业出版社, 2013.
- [21] DAI Jun. Dynamic behaviors and blasting theory of rock[M]. the second edition. Metallurgical Industry Press, 2013. (in Chinese)
- [22] 姜琳琳. 切缝药包定向断裂爆破机理与应用研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2010.
- [22] JIANG Lin-lin. Mechanism and application of directional fracture blasting with slotted cartridge[D]. Beijing: China University of Mining & Technology(Beijing), 2010. (in Chinese)
- [23] 钱七虎. 岩石爆炸动力学的若干进展[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(10): 1945-1968.
- [23] QIAN Qi-hu. Some advances in rock blasting dynamics[J]. Chinese of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28(10): 1945-1968. (in Chinese)
- [24] 徐颖, 孟益平, 吴德义. 爆破工程[M]. 武汉: 武汉大学出版社, 2014.
- [24] XU Ying, MENG Yi-ping, WU De-yi. Blasting engineering[M]. Wuhan: Wuhan University Press, 2014. (in Chinese)
- [25] 罗勇, 崔晓荣, 沈兆武. 聚能爆破在岩石控制爆破技术中的应用研究[J]. 力学季刊, 2007(2): 234-239.
- [25] LUO Yong, CUI Xiao-rong, SHEN Zhao-wu. Application study on controlled blasting technology with shaped charge in rock mass[J]. Chinese Quarterly of Mechanics, 2007(2): 234-239. (in Chinese)
- [26] KUTTER H K, FAIRHURST C. On the fracture process in blasting[J]. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 1971, 8(3): 181-202.
- [27] ROSSMANITH H P, KNASMILLNER R E, DAENKE A, et al. Wave propagation, damage evolution, and dynamic fracture extension. Part II. Blasting[J]. Materials Science, 1996, 32(4): 403-410.
- [28] 谢源. 高应力条件下岩石爆破裂纹扩展规律的模拟研究[J]. 湖南有色金属, 2002, 18(8): 1-3.
- [28] XIE Yuan. The modelling experiment for regularity of blasting crackle spread of rock under high stress conditions[J]. Hunan Nonferrous metals, 2002, 18(8): 1-3. (in Chinese)
- [29] 刘殿书, 王万富, 杨吕俊. 初始应力条件下爆破机理的动光弹实验研究[J]. 煤炭学报, 1999, 24(6): 612-614.
- [29] LIU Dian-shu, WANG Wan-fu, YANG Lv-jun. Holophotoelasticity study on mechanism of blasting under initiative stress field[J]. Journal of China Coal Society, 1999, 24(6): 612-614. (in Chinese)
- [30] 杨立云, 马佳辉, 王学东, 等. 压应力场中爆生裂纹分布与扩展特征实验分析[J]. 爆炸与冲击, 2017, 37(2): 262-268.
- [30] YANG Li-yun, MA Jia-hui, WANG Xue-dong, et al. Experimental study on blasting crack initiation and propagation behavior in compression stress field[J]. Explosion and Shock Waves, 2017, 37(2): 262-268. (in Chinese)
- [31] 张志呈, 肖正学, 胡健, 等. 岩体爆震传播时应力场的波导效应试验研究[J]. 化工矿物与加工, 2005(7): 21-24.
- [31] ZHANG Zhi-cheng, XIAO Zheng-xue, HU Jian, et al. Experimental study on the wave transmission effect of the initial stress field as transmitting of quake wave from rock blasting[J]. Chemical Minerals and Processing, 2005(7): 21-24. (in Chinese)
- [32] 肖正学, 张志呈, 李端明. 初始应力场对爆破效果的影响[J]. 煤炭学报, 1996(5): 51-55.
- [32] XIAO Zheng-xue, ZHANG Zhi-cheng, LI Duan-ming. The influence of initial stress field on blasting[J]. Journal of China Coal Society, 1996(5): 51-55. (in Chinese)
- [33] GE Jin-jin, XU Ying, HUANG Wei, et al. Experimental study on crack propagation of rock by blasting under bi-directional equal confining pressure load[J]. Sustainability, 2021, 13(21): 12093.