

doi:10.3969/j.issn.1001-8352.2022.04.010

煤层坚硬顶板爆破裂纹的扩展规律*

孙得志^① 杨永康^① 郭俊庆^① 赵国飞^② 庞 宏^③ 谢二伟^①

①太原理工大学原位改性采矿教育部重点实验室(山西太原,030024)

②山西能源学院安全工程系(山西太原,030600)

③潞安化工集团科学技术研究院(山西长治,046299)

[摘 要] 针对煤矿爆破中煤层坚硬顶板外加控制孔后爆破孔与控制孔之间存在裂纹扩展不佳的问题,以永宁煤矿 10204 巷道沿空留巷为工程背景,利用 LS-DYNA 动力显示有限元分析软件,研究了含有控制孔时侧压力系数 u 、不耦合系数 r 、控制孔与爆破孔间距 L 对坚硬顶板裂纹扩展的影响规律,并进行了现场验证。研究表明:随着侧压力系数的增大,孔间裂纹扩展形态呈现方向性的规律,裂纹数量增多、长度增长;随着不耦合系数的增大,峰值有效应力呈现先增大、后减小的趋势; $r=1.67$ 时,峰值有效应力最大,相对于其他不耦合系数时的峰值有效应力高出 30%~40%。 $r=1.67$ 时,若 $u\leq 1$, L 的最佳值为 500 mm;若 $u>1$, L 的最佳值为 650 mm。

[关键词] 控制孔;裂隙扩展;侧压力系数;不耦合系数;孔间距

[分类号] TD235

Propagation Law of Blasting Crack in Hard Roof of Coal Seam

SUN Dezhi^①, YANG Yongkang^①, GUO Junqing^①, ZHAO Guofei^②, PANG Hong^③, XIE Erwei^①

①Key Laboratory of Insitu Modified Mining of Ministry of Education, Taiyuan University of Technology
(Shanxi Taiyuan, 030024)

②Department of safety engineering, Shanxi Energy Institute (Shanxi Taiyuan, 030600)

③Research Institute of Science and Technology, Lu'an Chemical Industry Group (Shanxi Changzhi, 046299)

[ABSTRACT] In coal mine blasting, after the control hole is added to the hard roof of the coal seam, there is a problem of poor crack propagation between the blasting hole and the control hole. In order to solve this problem, taking the gob-side retention of 10204 roadway of Yongning Coal Mine as the engineering background, effects of lateral pressure coefficient u , uncoupling coefficient r and distance between control hole and blasting hole L on crack propagation were studied by using LS-DYNA dynamic display finite element analysis software, and the field verification was carried out. The results show that with the increase of lateral pressure coefficient, the propagation pattern of inter hole crack presents a directional law, and the number and length of cracks increase. With the increase of the uncoupling coefficient, the peak effective stress firstly increases and then decreases. The peak effective stress reaches the maximum when the uncoupling coefficient is 1.67, which is 30%~40% higher than that of other uncoupling coefficients. When r is 1.67, if $u\leq 1$, the optimal value of L is 500 mm, and if $u>1$, the optimum value of L is 650 mm.

[KEYWORDS] control hole; crack propagation; lateral pressure coefficient; uncoupling coefficient; hole spacing

引言

通过预裂爆破控制煤层顶板是煤矿常用的一种切顶卸压方法^[1-4]。爆破裂隙扩展半径的大小直接

影响卸压效果。研究发现,侧压力系数^[5-7]、不耦合系数^[8-9]、控制孔^[9-11]是影响爆破裂纹扩展的 3 个主要因素。洪志先等^[12]基于 LS-DYNA 模拟分析了不耦合系数对爆破孔附近峰值压力、峰值振速的影响,发现不耦合系数在大于 2 时对峰值振速与峰值压力

* 收稿日期:2021-12-01
基金项目:山西省应用基础研究计划面上项目(20210302123148);山西省自然科学基金青年项目(201901D211452)
第一作者:孙得志(1996-),男,硕士研究生,主要从事岩土力学和爆破安全技术的科研工作。E-mail:864645429@qq.com
通信作者:杨永康(1983-),男,副教授,主要从事岩土力学和爆破安全技术教学和科研工作。E-mail:yongkang8396@163.com

的影响逐渐减弱。李萧翰等^[13]研究了不同地应力下炮孔近点及远点的振动效应,发现高地应力一侧振速大于低地应力一侧的振速。张树川等^[14]通过试验分析,得到有、无控制孔时在爆破载荷作用下裂纹的扩展和动态力学特性,进一步揭示了控制孔在深孔控制爆破卸压增透中的作用。龚敏等^[15]研究了爆破时外加控制孔对煤体内应力波传播特点的影响,发现在距爆破孔 10 m 范围内,有控制孔的孔壁平均有效应力较相同条件下没有控制孔时高 50% 左右。岳中文等^[16]通过开展模型试验,研究了爆破时控制孔附近的应力分布特点,得出控制孔对于应力波的传播具有很强的导向作用。魏炯等^[17]研究得到双爆破孔之间导向孔的裂纹扩展和贯通过程,发现导向孔有助于裂纹的扩展,带切割槽的导向孔对裂纹扩展的影响远大于普通圆形导向孔。

根据上述单因素的研究,在有控制孔的条件下,联系煤矿爆破现实情况,将侧压力系数、不耦合系数、控制孔 3 个因素结合在一起分析。利用 LS-DYNA,研究有控制孔时侧压力系数 u 、不耦合系数 r 、爆破孔与控制孔间距 L 对爆破孔与控制孔间裂纹扩展的影响。在此基础上,得到最优不耦合系数,以及不同侧压力系数对应的最佳孔间距,并进行了现场验证。

1 工程背景

山西省吕梁市永宁煤矿 10204 巷道沿空留巷工作中,巷道平均埋深为 410 m。由表 1 可知,10204 巷道

表 1 煤矿地层的综合性质

Tab. 1 Comprehensive properties of coal mine strata			
岩石类型	性质	深度/m	厚度/m
砂质泥岩	灰黑色、深灰色砂质泥岩,断口贝壳状	405.11	5.91
含砾粗粒砂岩	浅灰色、含砾粗粒砂岩,次棱角状,次圆状	406.91	1.80
砂质泥岩	灰白色、深灰色砂质泥岩,上部夹硅质泥岩,底部夹煤线	414.70	13.00
煤	黑色、半暗型煤层,夹亮煤条带,块状	418.95	4.25
炭质泥岩	灰黑色、褐灰色炭质泥岩,下部夹层细粒砂岩	423.46	4.51
含砾粗粒砂岩	黑色,近均一质结构,断口贝壳状,夹煤线	429.01	5.55
炭质泥岩	黑色,近均一质结构,断口贝壳状,夹煤线	429.60	0.59

工作面直接顶为 13.0 m 厚石灰岩。单轴压缩试验可知:顶板单轴抗压强度 106.96 MPa,抗拉强度 5.77 MPa,属坚硬顶板,留巷时易形成大面积悬顶。

为防止顶板压力过大,需在顶板布置爆破孔,进行预裂爆破切顶卸压,保证巷道的安全。在 10204 巷道顶板钻入 13 m 深垂直爆破孔,爆破孔间距分别为 500、650、900 mm。孔径为 50 mm。

2 数值模拟方法及参数

2.1 应力初始化方法

DYNAIN 文件法是目前常用且容易实现的地应力施加方法。施加方法主要分为两步:

1)利用 LS-DYNA 将目标文件打开,基于定义 的无反射边界施加地应力。

2)将目标文件打开,利用无反射边界条件再次施加地应力。然后,使用 Include 关键字将岩石的计算结果附加到第二步中,即可完成地应力的施加。

2.2 材料模型

岩石为石灰岩,选取 HJC 模型^[18],具体参数如表 2。

表 2 石灰岩材料参数

Tab. 2 Material parameters of limestone				
密度/ (kg · m ⁻³)	弹性模量/ GPa	泊松比	屈服应力/ MPa	切线模量/ GPa
2 620	43.3	0.16	72.6	3.0

HJC 屈服面方程

$$\sigma^* = [A(1 - D) + Bp^{*N}](1 + C \ln \varepsilon^*)。$$
 (1)
式中: σ^* 、 p^* 为特征化等效应力和特征化等效压力; ε^* 为特征化应变率; D 为损伤度; A 、 B 、 N 、 C 为材料的强度常数。

作为耦合介质,空气选用 *Mat_Null 模型,且定义 *Eos_Linear_Polynomial 空气状态方程:

$$p = C_0 + C_1\mu + C_2\mu^2 + C_3\mu^3 + (C_4 + C_5\mu + C_6\mu^2)E_0。$$
 (2)

式中: $C_0 \sim C_6$ 均为材料常数。

主要参数如表 3 所示。

表 3 空气材料参数

Tab. 3 Material parameters of air								
$\rho/$ (kg · m ⁻³)	C_0	C_1	C_2	C_3	C_4	C_5	C_6	$E_0/$ GPa
1.29	0	0	0	0	0.4	0.4	0	2.5×10^5

煤矿预裂爆破选用矿用三级乳化炸药,模型

为 *Mat_High_Explosive_Burn。选取 JWL 状态方程进行模拟：

$$p=A(1-\frac{\omega}{R_1V})e^{-R_1V}+B(1-\frac{\omega}{R_2V})e^{-R_2V}+\frac{\omega E_0}{V}。$$

(3)

式中： p 为爆轰压力； V 为相对体积； E_0 为初始比内能； A 、 B 、 R_1 、 R_2 、 ω 为材料常数。具体参数见表 4。

表 4 乳化炸药材料模型

Tab.4 Material parameters of emulsion explosive

$\rho/$ ($\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$)	$D/$ ($\text{m}\cdot\text{s}^{-1}$)	$A/$ GPa	$B/$ GPa	R_1	R_2	ω	$E_0/$ GPa
1 500	3 600	229	0.55	6.5	1.0	0.35	3.5

2.3 模型建立

控制孔与爆破孔间距 L 为 350、500、650、900 mm。控制孔孔径与爆破孔相同。使用矿用三级乳化炸药,不耦合系数为 1.42、1.67、2.00、2.50。为防止其他因素影响控制孔裂纹扩展,本次只起爆 1 个爆破孔。

为进一步分析侧压力系数 u 、不耦合系数 r 、爆破孔与控制孔间距 L 对控制孔爆破后裂纹扩展情况的影响,取出无限长岩石某一界面,模型简化为平面应变模型, p_y 为竖向载荷,10 MPa 不变。具体模型由岩石、空气、炸药 3 个部分组成,如图 1 所示。

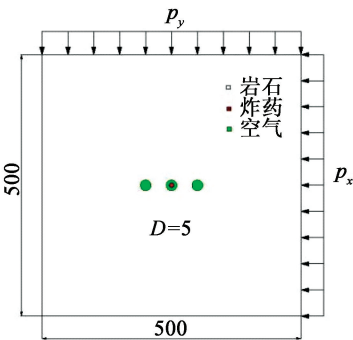


图 1 计算模型(单位:cm)
Fig.1 Calculation model (Unit: cm)

空气与炸药采用欧拉算法,岩石采用拉格朗日算法。取关键字 ALE_Multi_Material_Group,将炸药与空气设置在一个 part 中,最终使用 Constrained_Lagrange_in_Solid 关键字实现流固耦合的算法。 x 、 y 方向分别施加无反射边界条件。模型的长、宽分别为 500、500 cm。共划分 500 748 个网格,计算步长为 10 μs 。

模拟方案：

1)在 r 与 L 一定时,分析 u 分别为 0.5、1.0、2.0、4.0 时岩石的爆破裂纹扩展规律；

2)在 u 与 L 一定时,分析 r 分别为 1.42、1.67、2.00、2.50 时岩石的爆破裂纹扩展规律；

3)在 r 与 u 与一定时,分析 L 分别为 350、500、650、900 mm 时岩石的爆破裂纹扩展规律。

3 计算结果及分析

3.1 侧压力系数对裂纹扩展的影响规律

图 2 为不同侧压力系数对应的裂隙扩展情况。图 3 为岩石受到的环向应力。

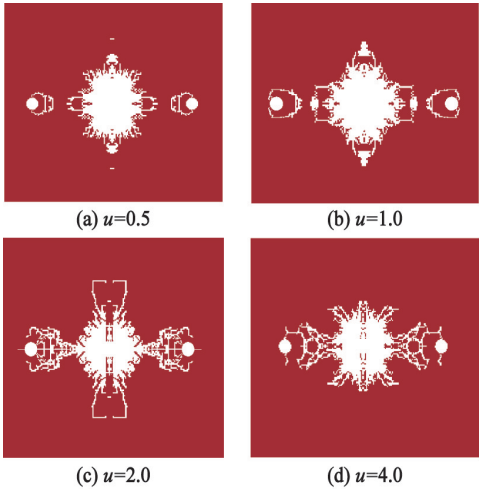


图 2 不同侧压力系数时对应的裂隙扩展
Fig.2 Fracture propagation under different lateral pressure coefficients

由图 2 可知,侧压力系数对于粉碎区半径影响不大。其原因是粉碎区岩石的破坏主要由压缩应力造成,地应力相对于冲击波产生的压缩应力可以忽略。随着侧压力系数逐渐增大,孔间裂纹扩展呈现明显的方向性的规律,且数量增多、长度增长。

由图 3 可知,侧压力系数为 0.5 时,爆破孔与控制孔周围存在很大的压应力,此时会抑制爆破孔拉伸裂纹的形成。随着侧压力系数增大,高地应力一侧控制孔与爆破孔孔壁压应力逐渐减小,促进了拉伸裂纹的形成。

在炸药起爆后,应力波传递到控制孔孔壁,经过反射形成反射拉伸波。反射拉伸波与地应力协同作用,使得孔间裂纹扩展而且具有方向性。地应力条件下加剧了爆破孔与控制孔间岩石的应力集中效应。地应力越大,影响越明显。

图 4 为侧压力系数与沿控制孔水平测点的峰值有效应力的关系。

由图 4 可知,侧压力系数对于峰值有效应力的影响不大。

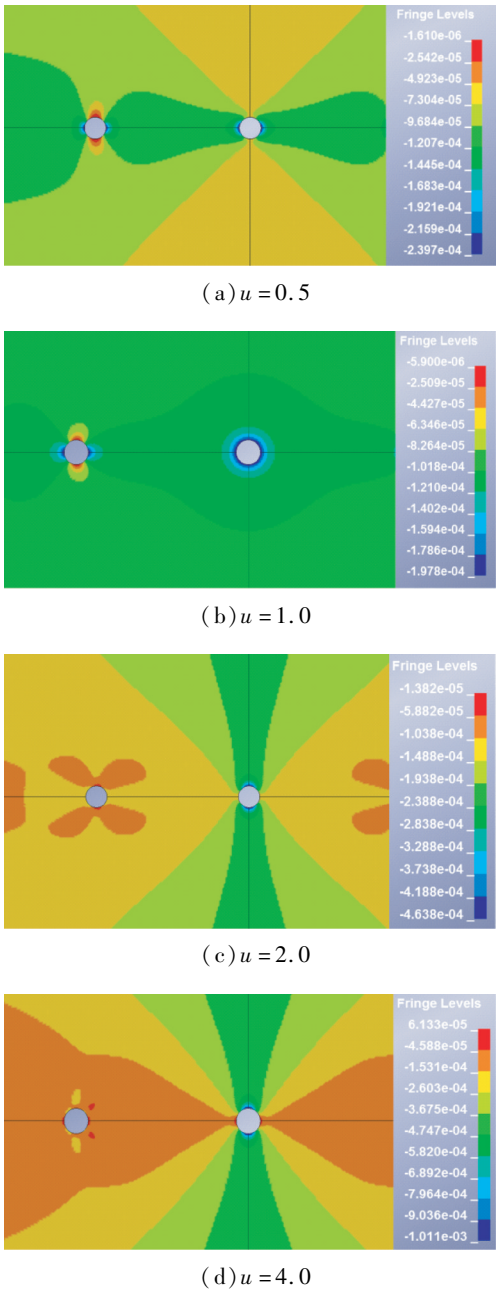


图 3 岩石的环向应力分析

Fig. 3 Circumferential stress analysis of rock

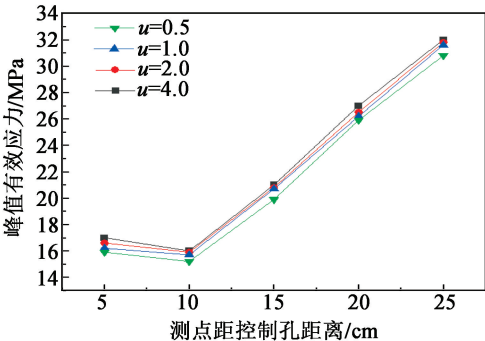


图 4 侧压力系数与峰值有效应力的关系

Fig. 4 Relationship between lateral pressure coefficient and peak effective stress

3.2 控制孔与爆破孔间距对裂纹扩展的影响规律

图 5 为不同爆破孔与控制孔间距对于裂隙的扩展情况。图 6 为爆破孔与控制孔间距对于粉碎区半径与孔间裂隙扩展长度的影响。

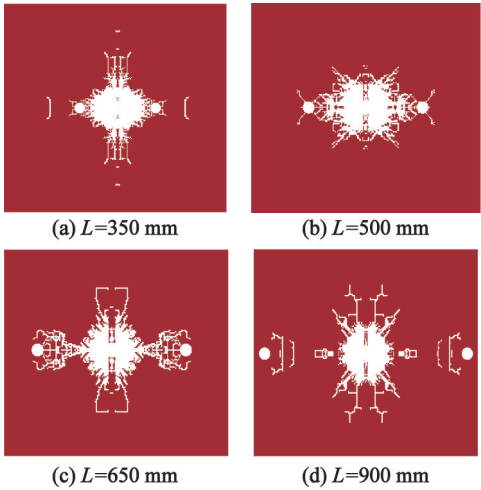


图 5 侧压力系数一定时不同孔间距对应的裂隙扩展
Fig. 5 Crack propagation at different hole spacing when the lateral pressure coefficient is constant

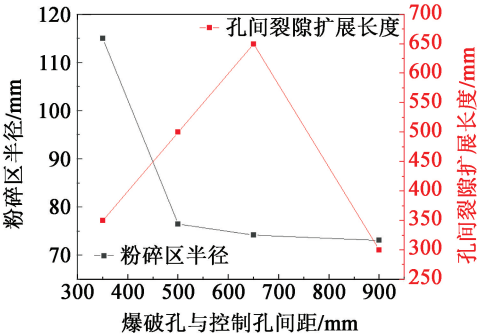


图 6 爆破孔与控制孔间距对粉碎区半径与孔间裂隙扩展长度的影响

Fig. 6 Influence of distance between blasting hole and control hole on radius of crushing zone and length of crack propagation between holes

随着孔间距增大,差异主要表现在 2 个方面:

1) 粉碎区平均半径随孔间距的增大而减小。 $L = 350\text{ mm}$ 时,粉碎区平均半径 115.0 mm ; $L = 500\text{ mm}$ 时,粉碎区平均半径 76.2 mm ; $L = 650\text{ mm}$ 时,粉碎区平均半径为 74.3 mm ; $L = 900\text{ mm}$ 时,粉碎区平均半径 74.2 mm 。随着孔间距变大,反射波的传递路径越长,消耗越大,使得粉碎区半径越小。爆破孔与控制孔间距为 350 mm 时,传递路径短,应力波经过控制孔孔壁反射,在粉碎区近点,应力波与反射波的叠加使得岩石二次破碎,粉碎区增大。

2) 孔间裂隙扩展长度呈先增大、后减小的趋势。当 $L = 350\text{ mm}$ 时,裂隙长度 350 mm ; 当 $L =$

500 mm 时,裂隙长度为 500 mm;当 $L = 650$ mm 时,裂隙长度 650 mm;当 $L = 900$ mm 时,裂隙长度 300 mm。控制孔对裂隙扩展具有阻碍作用。当 $L = 350$ mm 时,裂纹扩展是应力波与爆生气体协同作用导致的,孔间距离过近,大量爆生气体泄露,导致裂纹扩展不佳。 $L = 500$ mm 或 $L = 650$ mm 时,应力波与反射波都有足够的传递路径,爆生气体能量得到有效传递,且能够引起岩石测点位移。 $L = 900$ mm 时,反射波仅仅引起岩石振动,动态抗拉强度大于反射波与应力波强度,岩石不发生破坏。

3.3 不耦合系数对裂纹扩展的影响规律

在相同侧压力系数条件下,对各个模型粉碎区特征及裂纹扩展规律进行分析。图 7 为不同不耦合系数时对应的裂隙扩展情况。图 8 为爆破粉碎区半径以及孔间裂隙长度与不耦合系数的关系。

由图8可知,随着不耦合系数的增大,粉碎区半径逐渐减小,孔间裂隙长度呈现先增大、后减小的趋势。当 $1.42 \leq r \leq 2.00$ 时,孔间裂隙平均长度达到

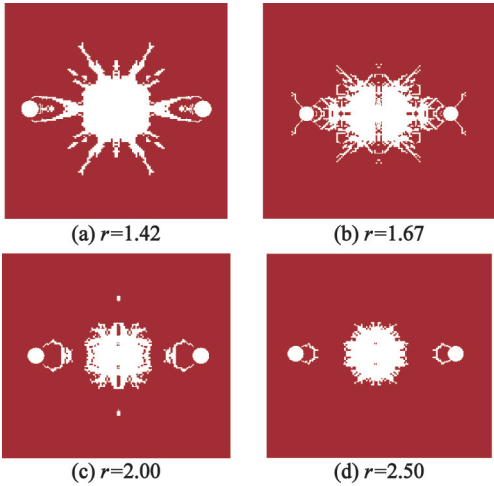


图 7 侧压力系数一定时不同不耦合系数对应的裂隙扩展
Fig. 7 Crack propagation under different uncoupling coefficients when the lateral pressure coefficient is constant

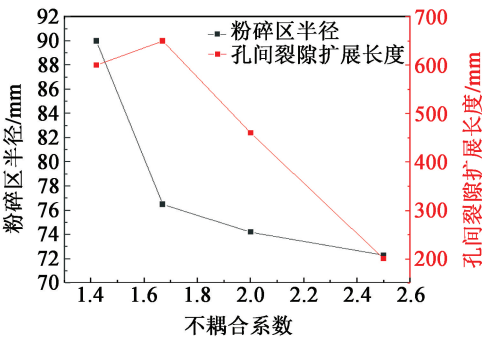


图 8 不耦合系数对粉碎区半径与孔间裂隙扩展长度的影响
Fig. 8 Influence of uncoupling coefficient on radius of crushing zone and length of crack propagation between holes

峰值区间,预裂爆破效果较好。当 $r < 1.42$ 时,粉碎区半径较大,裂隙长度较小;其原因是岩石在形成粉碎区过程中耗能过大。当 $r > 2.00$ 时,粉碎区半径和孔间裂隙长度都比较小;说明炸药爆炸的能量在经过不耦合介质空气层时耗损严重。

图 9 为不耦合系数与沿控制孔水平测点峰值有效应力的关系。可见: r 为 1.67 时,测点峰值有效应力最大,相对于其他不耦合系数时高出 30% ~ 40%; r 为 1.42、2.00 时,次之; r 为 2.50 时,最小。

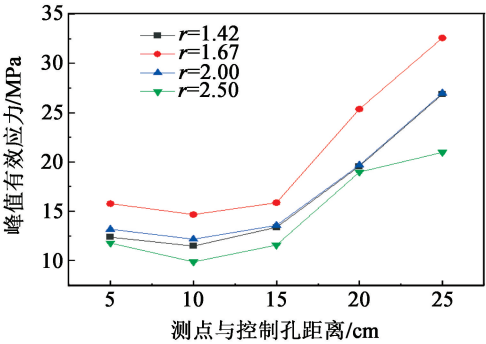


图 9 不耦合系数与峰值有效应力的关系
Fig. 9 Relationship between uncoupling coefficient and peak effective stress

由此可以得出结论: r 为 1.67 时,爆破孔与控制孔测点峰值有效应力最大,相对于其他不耦合系数情况,使得更大范围内岩石测点所受拉力大于岩石抗拉强度,从而发生破坏。此时爆破效果最佳。

3.4 不同侧压力系数与不同不耦合系数对应最佳孔间距

研究在 r 为 1.67、 u 分别为 0.5、1.0、2.0、4.0 时对应的最佳孔间距。

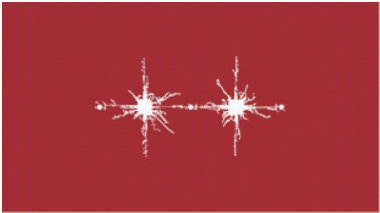
综合分析不耦合系数与侧压力系数得到,在 r 为 1.67、 u 分别为 0.5、1.0、2.0、4.0 时,对应的最佳孔间距分别为 500、500、650、650 mm。

图 10 为侧压力系数 u 为 2.0 时,整体模型的裂隙扩展情况。可见: $L = 650$ mm 时,裂纹可以贯通; $L = 900$ mm 时,裂纹不能贯通。

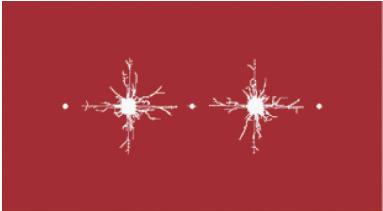
4 工程试验

10204 巷道顶板为石灰岩, $u = 2.0$ 。针对实际工程背景,设置 L 为 650、900 mm 的钻孔。钻入爆破孔直径为 50 mm。矿用三级乳化炸药密度为 1.5 kg/m^3 ,爆速为 3 600 m/s,药卷规格为 $\varnothing 33 \text{ mm} \times 500 \text{ mm}$,单孔装药量 9 kg,炮泥封孔长度 4 m。爆破试验区剖面如图 11 所示。

图 12 分别为 $L = 650$ mm、 $L = 900$ mm 时爆破孔



(a) $L = 650\text{ mm}$



(b) $L = 900\text{ mm}$

图 10 整体裂隙扩展情况

Fig. 10 Overall fracture propagation

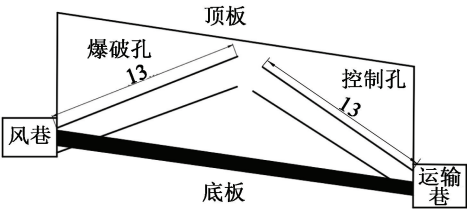
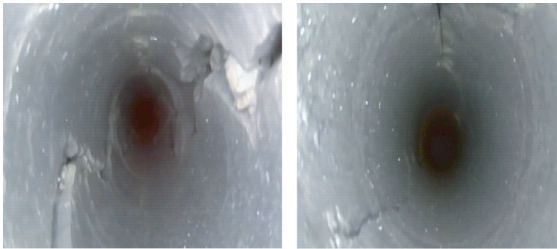
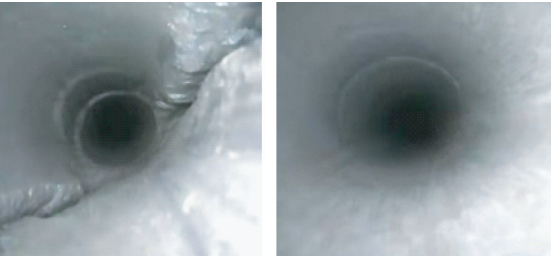


图 11 爆破试验区域剖面图(单位:m)

Fig. 11 Section of blasting test area (unit:m)



(a) 爆破孔($L = 650\text{ mm}$) (b) 控制孔($L = 650\text{ mm}$)



(c) 爆破孔($L = 900\text{ mm}$) (d) 控制孔($L = 900\text{ mm}$)

图 12 爆破后的爆破孔与控制孔

Fig. 12 Blasting holes and control holes after blasting

与控制孔的窥视图。 $L = 650\text{ mm}$ 时,控制孔孔壁出现裂纹,致裂效果好; $L = 900\text{ mm}$ 时,控制孔孔壁未发现裂纹,致裂效果差。所以,爆破孔与控制孔间距

过小,易造成炸药浪费;爆破孔与控制孔间距过大,则孔间裂隙不能贯通。

5 结论

- 1)随着侧压力系数逐渐增大,孔间裂纹扩展呈现明显的方向性的规律,且数量增多、长度增长。其原因是控制孔孔壁形成的拉伸应力与反射波发生协同作用,使得孔间裂纹扩展而且具有方向性;地应力条件下加剧了爆破孔与控制孔间岩石的应力集中效应,地应力越大,影响越明显。
- 2)不耦合系数 $r = 1.67$ 时,爆破孔与控制孔间任一测点的峰值有效应力最大,相对于其他不耦合系数情况的峰值有效应力高出 $30\% \sim 40\%$,所以预裂效果最好。当 $r < 1.42$ 时,岩石在形成粉碎区过程中耗能过大。当 $r > 2.00$ 时,炸药爆炸的能量在经过不耦合介质空气层时耗损严重。
- 3)不耦合系数为 1.67 、侧压力系数分别为 0.5 、 1.0 、 2.0 、 4.0 时,对应的最佳孔间距分别为 500 、 500 、 650 、 650 mm 。

参 考 文 献

[1] 祁和刚. 深部高应力巷道综合卸压技术研究与实践[J]. 采矿与安全工程学报,2016,33(6):1023-1029.
QI H G. Research and practice on integrated pressure releasing technology in deep coal mine rock roadway under high stress[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2016,33(6):1023-1029.

[2] SINGH P K, ROY M P,PASWAN R K. Controlled blasting for long term stability of pit-walls[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2014, 70:388-399.

[3] LIU H,DAI J,JIANG J Q,et al. Analysis of overburden structure and pressure-relief effect of hard roof blasting and cutting[J]. Advances in Civil Engineering, 2019, 2019:1354652.

[4] LUO S,YAN P,LU W B,et al. Effects of in-situ stress on blasting damage during deep tunnel excavation[J]. Arabian Journal for Science and Engineering, 2021,46(11): 11447-11458.

[5] WANG H C,WANG Z L,WANG J G,et al. Effect of confining pressure on damage accumulation of rock under repeated blast loading [J]. International Journal of Impact Engineering, 2021,156:103961.

[6] ZHAO D,WANG M Y,GAO X H. Study on the technology of enhancing permeability by deep hole presplitting

- blasting in Sanyuan Coal Mine [J]. Scientific Reports, 2021, 11: 20353.
- [7] YI C P, JOHANSSON D, GREBERG J. Effects of in-situ stresses on the fracturing of rock by blasting [J]. Computers and Geotechnics, 2018, 104: 321-330.
- [8] 张选山, 王海亮, 孙中博, 等. 单向荷载下不耦合装药预裂爆破效果研究 [J]. 煤矿安全, 2021, 52(2): 214-218, 224.
- ZHANG X S, WANG H L, SUN Z B, et al. Study on effect of decoupling charge pre-splitting blasting under unidirectional load [J]. Safety in Coal Mines, 2021, 52(2): 214-218, 224.
- [9] 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.
- 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.
- [10] 何满潮, 郭鹏飞, 张晓虎, 等. 基于双向聚能拉张爆破理论的巷道顶板定向预裂 [J]. 爆炸与冲击, 2018, 38(4): 795-803.
- HE M C, GUO P F, ZHANG X H, et al. Directional pre-splitting of roadway roof based on the theory of bilateral cumulative tensile explosion [J]. Explosion and Shock Waves, 2018, 38(4): 795-803.
- [11] 岳中文, 田世颖, 陈志远. 炮孔间距对切缝药包爆生裂纹扩展规律的影响 [J]. 岩石力学与工程学报, 2018, 37(11): 2460-2467.
- YUE Z W, TIAN S Y, CHEN Z Y. Influence of the interval between holes on crack propagation in slit charge blasting [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2018, 37(11): 2460-2467.
- [12] 洪志先, 郭超, 熊宏武, 等. 侧压系数对不耦合装药爆破影响数值模拟研究 [J]. 爆破, 2019, 36(3): 65-75, 89.
- HONG Z X, GUO C, XIONG H W, et al. Numerical study of impact of lateral pressure coefficient on decoupling charge blasting [J]. Blasting, 2019, 36(3): 65-75, 89.
- [13] 李萧翰, 刘科伟, 杨家彩, 等. 不同地应力下爆破振动效应分析 [J]. 黄金科学技术, 2019, 27(2): 241-248.
- LI X H, LIU K W, YANG J C, et al. Analysis of blasting vibration effects under different ground stress [J]. Gold Science and Technology, 2019, 27(2): 241-248.
- [14] 张树川, 刘泽功, 刘健, 等. 爆破载荷作用下控制孔增透作用机理试验研究 [J]. 振动与冲击, 2017, 36(24): 213-219, 249.
- ZHANG S C, LIU Z G, LIU J, et al. Tests for control hole's enhanced permeability mechanism under blasting load [J]. Journal of Vibration and Shock, 2017, 36(24): 213-219, 249.
- [15] 龚敏, 王德胜, 黄毅华, 等. 突出煤层深孔控制爆破时控制孔的作用 [J]. 爆炸与冲击, 2008, 28(4): 310-315.
- GONG M, WANG D S, HUANG Y H, et al. Action of control holes on deep-hole blasting in outburst coal seams [J]. Explosion and Shock Waves, 2008, 28(4): 310-315.
- [16] 岳中文, 杨仁树, 郭东明, 等. 爆炸作用下空孔周围应力场变化的模型实验 [J]. 煤炭学报, 2009, 34(5): 624-628.
- YUE Z W, YANG R S, GUO D M, et al. Model experimental of stress field around empty hole under blasting loading [J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(5): 624-628.
- [17] 魏炯, 朱万成, 魏晨慧, 等. 导向孔对两爆破孔间成缝过程影响的数值模拟 [J]. 工程力学, 2013, 30(5): 335-339.
- WEI J, ZHU W C, WEI C H, et al. Numerical simulation on contribution of guide-hole to crack coalescence of two boreholes [J]. Engineering Mechanics, 2013, 30(5): 335-339.
- [18] 凌天龙, 王宇涛, 刘殿书, 等. 修正 RHT 模型在岩体爆破响应数值模拟中的应用 [J]. 煤炭学报, 2018, 43(增刊 2): 434-442.
- LING T L, Wang Y T, LIU D S, et al. Modified RHT model for numerical simulation of dynamic response of rock mass under blasting load [J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(Suppl. 2): 434-442.