



高地力环境下聚能爆破动、静作用对岩石内裂纹起裂与扩展机理研究

王凯飞 张昌锁 郝兵元 张胜利

引用本文:

王凯飞, 张昌锁, 郝兵元, 等. 高地力环境下聚能爆破动、静作用对岩石内裂纹起裂与扩展机理研究[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(S1): 50–64.

WANG Kaifei, ZHANG Changsuo, HAO Bingyuan. Study on initiation and propagation mechanism of internal cracks caused by dynamic and static action of shaped charge blasting under in-situ stress[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(S1): 50–64.

在线阅读 View online: <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2022-1042>

您可能感兴趣的其他文章

Articles you may be interested in

深部高瓦斯煤层爆破致裂增透裂纹扩展规律研究

Study on propagation law of cracking and permeability enhancement caused by blasting in deep high-gas coal seams
煤炭科学技术. 2024, 52(7): 89–100 <https://doi.org/10.12438/cst.2023-1622>

高地应力巷道掏槽爆破的应力演化与损伤破裂研究

Study on stress evolution and damage fracture of cut blasting in high in-situ stress roadway
煤炭科学技术. 2024, 52(7): 79–88 <https://doi.org/10.12438/cst.2023-0852>

柱状聚能药管聚能罩角度对煤层爆破增透效果试验研究

Experimental study on the effect of the angle of the shaped charge tube on the penetration enhancement of coal seam blasting
煤炭科学技术. 2024, 52(3): 129–138 <https://doi.org/10.12438/cst.2023-0714>

周边眼聚能爆破参数数值模拟研究

Study on numerical simulation on shaped charge blasting parameters of peripheral holes
煤炭科学技术. 2019(1) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/92f02cc4-5623-473f-8b6e-41e3f5d1ca63>

爆破扰动高应力巷道围岩力学响应特征研究

Study on the dynamic response characteristics of surrounding rock in high stress tunnel under blasting disturbance
煤炭科学技术. 2024, 52(6): 1–13 <https://doi.org/10.12438/cst.2023-1177>

蠕变作用后裂隙类岩石单轴强度和裂纹扩展规律研究

Study on uniaxial strength and crack propagation law of cracked similar rock after creep
煤炭科学技术. 2020, 48(12) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/a2a62f78-94b3-4ad4-a8e3-ac9b7b42ac26>



关注微信公众号, 获得更多资讯信息



移动扫码阅读

王凯飞, 张昌锁, 郝兵元, 等. 高地力环境下聚能爆破动、静作用对岩石内裂纹起裂与扩展机理研究[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(S1): 50–64.

WANG Kaifei, ZHANG Changsuo, HAO Bingyuan, *et al.* Study on initiation and propagation mechanism of internal cracks caused by dynamic and static action of shaped charge blasting under in-situ stress[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(S1): 50–64.

高地力环境下聚能爆破动、静作用对岩石内裂纹起裂与扩展机理研究

王凯飞¹, 张昌锁¹, 郝兵元¹, 张胜利²

(1. 太原理工大学 矿业工程学院, 山西 太原 030024; 2. 原位改性采矿教育部重点实验室, 山西 太原 030024)

摘要: 深部硬岩深孔爆破弱化是一个爆炸动静荷载与地应力耦合作用下的无自由面爆破过程, 地应力对爆破裂纹扩展具有很强的抑制作用, 这极大地限制了深孔爆破在工作面硬岩的预弱化及切顶卸压等工程中的应用。为了探索地应力影响下的无限岩石爆破中应力波与爆生气体二者对裂纹起裂与扩展的作用机理, 采用爆炸力学与断裂力学理论推导了聚能爆破动作用阶段的裂纹长度, 利用 LS-DYNA 软件研究了地应力作用下聚能爆破动、静作用下的岩石内裂纹起裂与扩展过程。结果表明: ① 数值模拟结果指向动、静作用的时间分界点为 32 μs , 聚能爆破动作用阶段对裂纹的起裂及初始扩展占主导地位, 爆生气体静作用对裂纹的后期扩展占主导。② 无地应力作用时, 静作用阶段裂纹扩展长度是应力波动作用阶段的 11 倍。地应力为 20 MPa 时, 聚能爆破中动作用阶段裂纹长度被抑制了 12.4%, 静作用阶段裂纹长度被抑制了 86.3%, 地应力主要对后期爆生气体静作用阶段的裂纹扩展起抑制作用; 侧向地应力垂直于裂纹扩展方向时, 其抑制作用随侧向地应力增大而减弱; ③ 依托古城矿 N1302 工作面切顶卸压工程背景, 在考虑现场地应力及施工条件下, 通过数值模拟最终确定最佳不耦合系数为 1.3, 孔间距为 1 000 mm。爆后工程检验效果良好, 孔内形成定向预裂缝。

关键词: 地应力; 聚能爆破; 爆炸动静作用理论; 裂纹扩展

中图分类号: TD235

文献标志码: A

文章编号: 0253-2336(2023)S1-0050-15

Study on initiation and propagation mechanism of internal cracks caused by dynamic and static action of shaped charge blasting under in-situ stress

WANG Kaifei¹, ZHANG Changsuo¹, HAO Bingyuan¹, ZHANG Shengli²

(1. College of Mining Engineering, Taiyuan University of Technology, Taiyuan 030024, China; 2. Key Lab of In-situ Property-improving Mining of Ministry of Education, Taiyuan University of Technology, Taiyuan 030024, China)

Abstract: Deep hard rock blasting is a free surface blasting process under the coupling effect of explosive dynamic and static load and in-situ stress. In-situ stress has a strong inhibition effect on blasting crack propagation, which greatly limits the application of deep hole blasting in the engineering of hard rock pre-weakening and roof cutting and pressure relief. In order to clarify the action mechanism of stress wave and explosive gas on crack initiation and propagation in infinite rock blasting under the influence of in-situ stress, based on explosion mechanics and fracture mechanics, the length of guided crack in shaped charge blasting action was theoretically deduced. Combined with LS-DYNA software, the process of crack initiation and propagation in rock under dynamic and static action of shaped charge blasting with or without the influence of ground stress is simulated and analyzed visually. The results show that: 1) The numerical simulation results indicate that the time cut-off point of dynamic and static action is 32 μs , and the phase of shaped charge blasting action is dominant for crack initiation and initial propagation. The static action of explosive gas is the dominant factor for crack propagation. 2) When there is no in-situ stress, the crack propagation length in the phase of static action is 11 times longer than that in the phase of stress wave action. Com-

收稿日期: 2022-07-05

责任编辑: 朱恩光

DOI: 10.13199/j.cnki.cst.2022-1042

基金项目: 北京理工大学爆炸科学与技术国家重点实验室开放基金资助项目(KFJJ20-05M)

作者简介: 王凯飞(1998—), 男, 山西晋中人, 硕士研究生。E-mail: wkf17835409596@163.com

通讯作者: 张昌锁(1968—), 男, 山西忻州人, 教授, 博士生导师。E-mail: zhangchangsuo@tyut.edu.cn

pared with the condition without in-situ stress, when the in-situ stress is 20 MPa, the crack length in the action stage of shaped blasting is inhibited by 12.4%, and the crack length in the static action stage is inhibited by 86.3%. The in-situ stress mainly inhibits the crack growth in the static action stage of the later explosive gas. When the lateral stress is perpendicular to the direction of crack growth, the inhibitory effect decreases with the increase of the lateral stress. 3) Based on the background of roof cutting and pressure relief engineering of N1302 working face in Gucheng Mine, the crack propagation mechanism of in-situ stress and dynamic and static action of deep-hole blasting was considered through numerical simulation, and the optimal decoupling coefficient was finally determined to be 1.3, and the hole spacing was 1 000 mm. The engineering inspection effect after explosion was good, and directional pre-cracks were formed in the hole.

Key words: in-situ stress; shaped charge blasting; dynamic and static action in rock blast; crack propagation

0 引言

煤炭能源约占全球总能源消耗量的 30%, 是第一大能源支柱。沿空留巷切顶卸压技术的出现大大提高了煤炭产量, 增加了煤矿经济效益, 被我国多数煤矿采用。定向断裂控制爆破技术常被用于煤矿工作面切顶卸压。

聚能装药是定向断裂爆破中常用的装药结构, 在聚能爆破破岩机理方面, 由于爆破的瞬时性和危险性, 难以在现场直接观测爆破作用效果, 学者们基于断裂力学对爆破破岩机理进行理论推导, 借助实验室试验对爆破裂纹可视化分析。BROWN^[1]、罗勇^[2]等对聚能爆破破岩机理及裂纹扩展机理进行理论分析。车玉龙^[3]、李清^[4]等采用动态散焦线系统在有机玻璃试验中研究了切缝装药双孔爆破的裂纹扩展物理规律。关于爆生气体在爆破裂纹发育中的准静压作用, 高金石^[5]、杨小林^[6]等理论分析了爆生气体作用下的裂纹扩展机理。廖文旺^[7]研究表明岩石爆破中爆生气体对岩石的破坏作用占主导地位。数值模拟和室内试验的研究结果被应用于工程现场, 何满潮等^[8]将双向聚能爆破用于切顶卸压, 以模拟计算结果优化爆破参数, 获得了最优炮孔间距为 500 mm。GUO^[9]、张胜利^[10]等将聚能装药爆破用于煤矿坚硬顶板致裂。郭德勇等^[11-13]理论分析了聚能爆破过程中应力波的传播叠加特性, 结合数值模拟可视化分析聚能爆生裂隙网, 但其数值模拟没有体现聚能作用下裂纹的真实形态和裂纹开展中爆生气体的作用, 岩石爆破中应力波和爆生气体共同作用的机理还需进一步深入探讨。

随着浅部煤炭资源的开采利用, 煤炭开采逐渐向深部发展^[14]。而深部资源开采常常面临高原位应力的问题。深部岩体爆生裂隙区的产生是高地应力、炸药爆炸应力波及爆生气体静压共同作用的结果, 高围压下初始静态地应力场的效应值得关注, 岩石爆生裂纹的演化规律也将随边界载荷的不同而改变。魏晨慧等^[15]利用数值模拟分析不同地应力条件下切

缝装药爆破爆生裂纹演化规律发现: 最大地应力方向与切缝方向垂直时, 不利于定向裂缝扩展; 最大地应力方向与切缝方向平行时则有利于定向裂缝扩展; 随着埋深增加, 初始地应力增大, 裂纹扩展半径和裂纹区面积减小, 地应力对爆破致裂的抑制作用明显。彭建宇等^[16]研究单向静载荷对爆破裂纹扩展的影响规律, 得到单向静载荷下的爆生裂隙区呈椭圆形, 长轴方向与载荷方向垂直; 且随初始静应力增大, 椭圆裂隙区长轴不变, 短轴减小。LI 等^[17]研究了侧压力系数、埋藏深度和爆破孔布局对双孔爆破裂纹贯通的影响, 深部原位地应力同时抑制爆破破碎区和裂隙区的范围, 爆生裂缝优先向最大地应力方向上扩展, 当孔间裂隙区贯通时, 侧压力系数越大, 预裂效果越好。XIE 等^[18]研究得到不同地应力和不同侧压力条件下深部爆破开挖的岩体破坏机制, 深部岩体开挖中出现的复杂情况的主要原因是对原位应力的抵抗和破坏传播方向的各向异性。地应力作用下井下预裂爆破与地面预裂爆破有显著区别, 对于煤系沉积岩, 地面预裂爆破中孔径为 50 mm 钻孔的推荐炮孔间距为 0.55 m, 线装药密度为 190 g/m^[19]。但在有地应力条件下, 同样直径与间距的炮孔需要的线装药密度为 1 000 g/m, 而且必须采用聚能装药结构才能形成完整贯穿的预裂面, 可见地应力对裂纹形成具有非常强的抑制作用。总之, 地应力对爆生裂隙区的范围有很大影响, 竖向地应力抑制水平裂纹的扩展, 侧向地应力抑制径向裂纹的扩展, 且裂缝最易扩展的方向为最大主应力方向。

在切顶卸压技术中, 预裂孔不耦合系数及孔间距是定向断裂顶板的关键参数^[20]。张自政等^[21]通过理论分析和数值计算确定浅孔爆破孔间距及装药量等相关参数并应用于沿空留巷爆破切顶。陈勇等^[22]研究了留巷切顶浅孔爆破中导向孔作用与装药孔不耦合系数间的关系, 并确定了合理孔间距。考虑到煤矿切顶卸压施工环境复杂, 且关于地应力作用下聚能爆破的裂纹扩展规律研究较少, 因此, 笔者采用理论分析及数值模拟研究聚能爆破中炸药爆炸动、

静作用下定向裂纹起裂与扩展机理,分析地应力作用下的聚能爆生裂纹形态,优化煤矿切顶卸压爆破参数设计,以期为深部硬岩定向致裂技术的研究应用提供参考。

1 聚能爆破成缝机理

在地下深部岩体爆破工程中,岩石破坏是爆生气体和应力波共同作用的结果,其具体破坏形式为:冲击波破岩,产生初始爆破粉碎区,利用特殊装药结构产生的聚能射流形成导向缝,冲击波在岩体中衰减为应力波,衰减后的应力波作用强度不足以使距炮孔较远的岩体破坏;爆生产物随后渗入导向裂缝中,高温高压气体充溢于裂缝中并楔入裂纹尖端,气体膨胀后在裂纹尖端产生的应力强度因子大于岩体裂纹处的动态断裂韧度时,裂纹向前进一步延伸扩展,爆破动作用破岩,气体准静态作用扩缝。

1.1 聚能射流破岩机理

依据岩石爆炸动力学理论^[23-25],无限岩石中柱状药包爆炸爆轰压可表示为

$$P_1 = \frac{1}{1+\gamma} \rho_0 D^2 \quad (1)$$

式中: γ 为爆轰产物膨胀绝热系数,一般取 $\gamma = 3$; ρ_0 为炸药密度, kg/m^3 ; D 为炸药爆速, m/s 。由于聚能装药结构中产生爆轰波的碰撞聚能效应,如图 1 所示,根据爆炸力学理论,爆轰波入射角 ψ 大于 44.8° 时,聚能

方向上出现爆轰波非正规斜碰撞,产生马赫反射波。在聚能面上有^[26]

$$P_2 = \frac{2P_1}{1 - \cos \psi} \quad (2)$$

$$y = \frac{\pi - h}{2} \quad (3)$$

式中: P_2 为聚能面马赫爆轰叠加的波后压强, MPa ; η 为聚能结构夹角, $(^\circ)$ 。则在孔壁上有

$$P = \frac{1}{2} P_2 M^{-2\gamma} l_c n \quad (4)$$

式中: P 为不耦合装药时孔壁上的最大压力, MPa ; M 为装药不耦合系数; l_c 为装药轴向系数,轴向药室长度与装药长度的比值,取 1; n 为爆生产物膨胀压力放大系数,取 5。当 P 大于岩石动抗压强度时,岩石孔壁产生初始导向裂缝^[24]:

$$l_0 = \left(\frac{bP}{\sigma_t} \right)^{1/\alpha} r_b \quad (5)$$

式中: l_0 为聚能爆破动作用阶段的初始导向裂缝长度, m ; $b = \frac{\mu}{1-\mu}$ 为侧向应力系数; μ 为岩石泊松比; σ_t 为岩石动态抗拉强度, MPa ; α 为应力波衰减指数; r_b 为炮孔半径, m 。联立式(1)一式(5)得

$$l_0 = \left\{ \frac{b \rho_0 D^2 M^{-2\gamma} l_c n}{(1+\gamma) \left[1 - \cos \left(\frac{\pi - \eta}{2} \right) \right] \sigma_t} \right\}^{1/\alpha} r_b \quad (6)$$

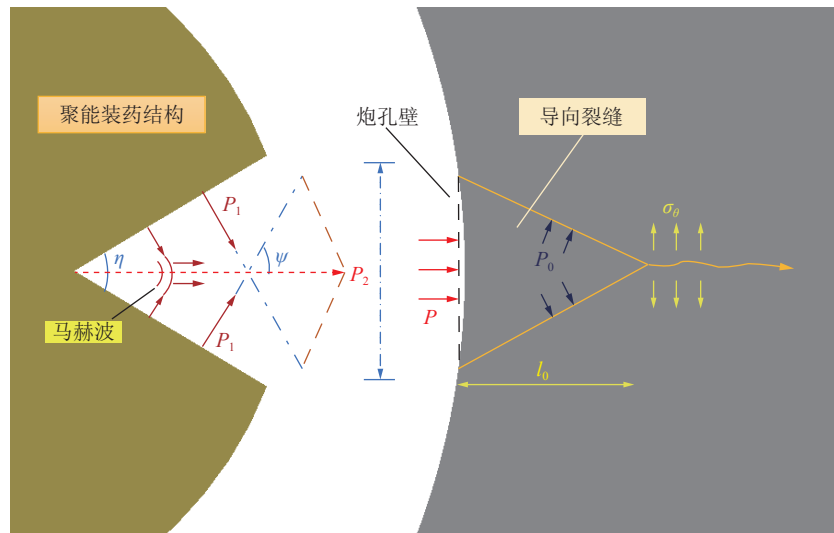


图 1 聚能爆破成缝机理

Fig.1 Joint forming mechanism of shaped charge blasting

1.2 爆生气体扩缝机理

依据岩石断裂力学理论^[27],当岩体裂纹尖端处应力强度因子大于岩石的动态断裂韧度时,裂纹开

始向前扩展,反之则止裂。如图 1 所示,在裂纹扩展过程中,聚能方向上裂纹尖端的应力强度因子为

$$K_I = P_0 F \sqrt{\pi(r_b + l_0)} + \sigma_0 \sqrt{\pi l_0} \quad (7)$$

式中: P_0 为爆生气体压力, MPa; F 为应力强度因子修正系数; σ_0 为环向应力, MPa。

F 是关于裂缝长度及炮孔半径的函数:

$$F = f \left[\frac{r_b + l_0}{r_b} \right] \quad (8)$$

当以 K_{IC} 表示断裂韧度时, 裂纹扩展的条件是, 爆生气体压力应满足

$$P_0 > \frac{K_{IC} - \sigma_0 \sqrt{\pi l_0}}{F \sqrt{\pi(r_b + l_0)}} \quad (9)$$

在非聚能方向上裂纹起裂的条件为

$$P_0 > \frac{K_{IC}}{F \sqrt{\pi(r_b + l_0)}} \quad (10)$$

聚能方向上的初始射流强度越大, 破岩产生初始导向缝越长, 应力强度因子 K_I 增大, 裂纹越容易沿预定方向扩展, 达到定向断裂的目的。爆生气体静作用阶段裂纹扩展长度可通过数值模拟进行研究。

由此可见, 聚能爆破动作用主要为沿聚能方向的起裂, 形成一定长度的初始裂纹。爆生气体的静作用主要为扩展动作用形成的初始裂纹。

2 数值模型建立及验证

2.1 材料选取及模型建立

文中数值模拟前处理采用有限元软件 ANSYS/

Workbench, 基于显式动力学程序 LS-DYNA 及其后处理软件 LS-prepost 计算分析。计算采用 ALE 算法^[28], 将炸药与 PVC 及空气共节点建模, 设为流体域; 岩石材料为 lagrange 单元, 设为固体域; 为体现爆生气体准静压作用, 流体域将固体域覆盖。

岩体尺寸 1 m×1 m, 炮孔直径 42 mm, 椭圆形装药, 长轴 24 mm, 短轴 18 mm, PVC 管厚 1 mm, 聚能 PVC 管开口角度 60°; 岩体周边设置无反射边界条件, 模拟无限岩体中的钻孔爆破; 根据炮孔深度远大于炮孔横截面的形状特点, 将其处理为平面应变问题, 单元厚度方向 1 mm; 计算时间为 1 ms。空气^[29]、2 号岩石乳化炸药^[29] 及硬质 PVC 聚能管^[30] 材料参数分别见表 1、表 2 和表 3。岩石材料选用 Johnson-Holmquist-Concrete^[31] 模型, 由于 HJC 本构模型不考虑材料的拉伸损伤, 在 k 文件中添加 *MAT_ADD_EROSION 关键字设置拉应力失效和剪应变失效模拟岩石爆破裂纹扩展状态, 模拟中岩石材料 HJC 参数^[29] 及其失效参数如下。

炸药的网格应尽量小于炸药尺寸的 1/20^[32], 为了在保证计算精度的同时节省计算资源, 建立炸药与空气网格间的过渡区, 炸药部分采用映射划分, 空气和岩石部分采用扫掠划分; 对岩石部分网格划分加密, 消除裂纹扩展的网格依赖性。数值模型如图 2 所示。

表 1 空气材料参数^[29]
Table 1 Parameters of air^[29]

密度/(kg·m ⁻³)	C_0	C_1	C_2	C_3	C_4	C_5	C_6	单位体积内能	相对体积
1 290	0	0	0	0	0.4	0.4	0	2.5	1

注: LS-DYNA 软件中的线性多项式状态方程可用于模拟理想气体; C_0 , C_1 , C_2 , C_3 , C_4 , C_5 , C_6 为状态方程参数。

表 2 炸药材料参数^[29]
Table 2 Parameters of explosive^[29]

密度/(kg·m ⁻³)	$D/(m \cdot s^{-1})$	P_{CJ}/GPa	A	B	R_1	R_2	ω	单位体积内能/GPa
1 000	3 400	5.73	229	0.55	6.5	1	0.35	3.51

注: LS-DYNA 软件中的 JWL 状态方程可用于描述炸药爆炸产物压力; P_{CJ} 为 CJ 压力, GPa; A , B , R_1 , R_2 , ω 为 JWL 状态方程参数。

表 3 硬质 PVC 材料参数^[30]
Table 3 Parameters of PVC^[30]

密度/(kg·m ⁻³)	弹性模量/GPa	泊松比	屈服应力/MPa	切线模量/GPa	硬化参数	应变率相关系数1	应变率相关系数2
1 300	3	0.25	22	0	0	252	5.96

注: LS-DYNA 软件中的塑性硬化模型可用于描述硬质 PVC 材料, 硬化参数为 0 时表示随动硬化。

2.2 数值模拟结果分析

根据数值模拟结果, 将聚能爆破裂纹扩展分为

爆炸应力波动态破岩和爆生气体准静压扩缝 2 个阶段, 聚能爆破成缝过程如图 3 所示。

密度/(kg·m ⁻³)	2 180
剪切模量/GPa	14.86
粘性强度系数	0.79
压力硬化系数	1.60
应变率系数	0.007
材料所能达到的最大无量纲的等效应力	7
材料断裂时最小塑性应变	0.01
压力硬化指数	0.61
最大拉应力/MPa	12
损伤常数1	0.04
损伤常数2	1
压力常量1/GPa	85
压力常量2/GPa	-171
压力常量3/GPa	200
失效拉应力/MPa	12
失效剪应变	0.005

0 ~ 32 μs 为爆炸应力波动态破岩阶段。如图 3a 分别为 10、18、32 μs 时刻岩石及气体压力云图。10 μs 时刻,在炸药爆炸作用下,两侧能量集中,PVC 受瞬时高温高压产生短暂的聚能射流,其强度远大于岩石的抗压强度 154 MPa,聚能方向上岩体首先出现裂缝;18 μs 时刻,钻孔处岩石受压破坏形成压碎区的同时产生初始导向缝,爆轰波破岩后衰减为应力波以纵波的形式在岩体内传播;32 μs 时刻,主裂纹及两侧次生微裂纹在应力波作用下逐步扩展,应力波传播速度远大于裂纹扩展速度,应力波远离裂纹尖端,标志动态破岩阶段的结束,将此刻作为爆炸动静作用分界点。

关于爆破粉碎区形态特征,不同于露天爆破,在深部爆破工程中,被爆岩体在没有自由面的情况下

还受到地应力的夹制作用,所以粉碎区被删除的岩石单元受压应力和剪应力失效,但其范围只局限于爆破孔周围的一小部分。根据传统爆破理论,炸药爆炸冲击波强度大于岩体动态抗压强度时,粉碎区形成。试验研究^[33]表明,岩石的动态抗压强度与应变率成正比,二者之间的关系^[34]可以表示为

$$\sigma_c^d = N\sigma_c\dot{\epsilon}^{1/3} \quad (11)$$

式中:σ_c为岩石抗压强度,MPa;σ_c^d为岩石的动态抗压强度,MPa;ε̇为应变率,N为常数,取 0.4σ_c^[35]。炸药爆炸时,炮孔附近应变率可达 10³ ~ 10⁵ s⁻¹,花岗岩单轴抗压强度为 167.8 MPa,其受爆破载荷作用时动态抗压强度可达上千兆帕。因此模拟结果中压碎区形态较切合工程实际。

32 ~ 986 μs 为爆生气体准静压扩缝阶段。80 μs 时刻岩石单元环向应力云图如图 3b 所示,拉应力为正,压应力为负。此时刻裂纹尖端处应力波已衰减,初始导向缝已形成,两侧主裂纹宽于非聚能方向上的次生裂纹。由同时刻气体压力云图,高压气体灌入两侧主裂纹,产生气楔作用,裂纹尖端处气体压力高达 40 ~ 60 MPa,远大于岩体的动态抗拉强度 12 MPa,裂纹尖端岩石单元受拉应力失效,裂纹在爆生气体的准静态压力下向前扩展,且扩展速度较缓慢。由于裂纹中充满高压气体,裂纹两侧岩石单元受压应力。

爆生气体相对应力波作用时间长且传播速度慢,90 ~ 986 μs 时刻气体压力云图如图 3c 所示,炮孔及裂纹中气体压力随时间而渐弱,爆炸静作用阶段裂缝继续扩展的动力完全来自于爆生气体的准静压作用,炮孔压碎区空腔内充满爆生气体,且有向裂缝中溢出的趋势。炮孔壁岩体单元受压,而爆生气体的膨胀压力小于岩体单元抗压强度,但在裂缝尖端,岩

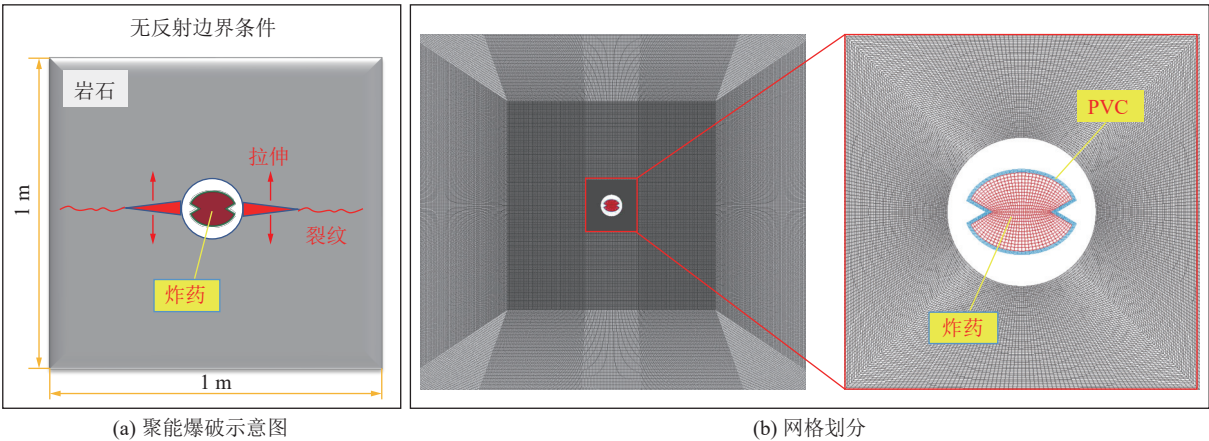


图 2 数值模型
Fig.2 Numerical model

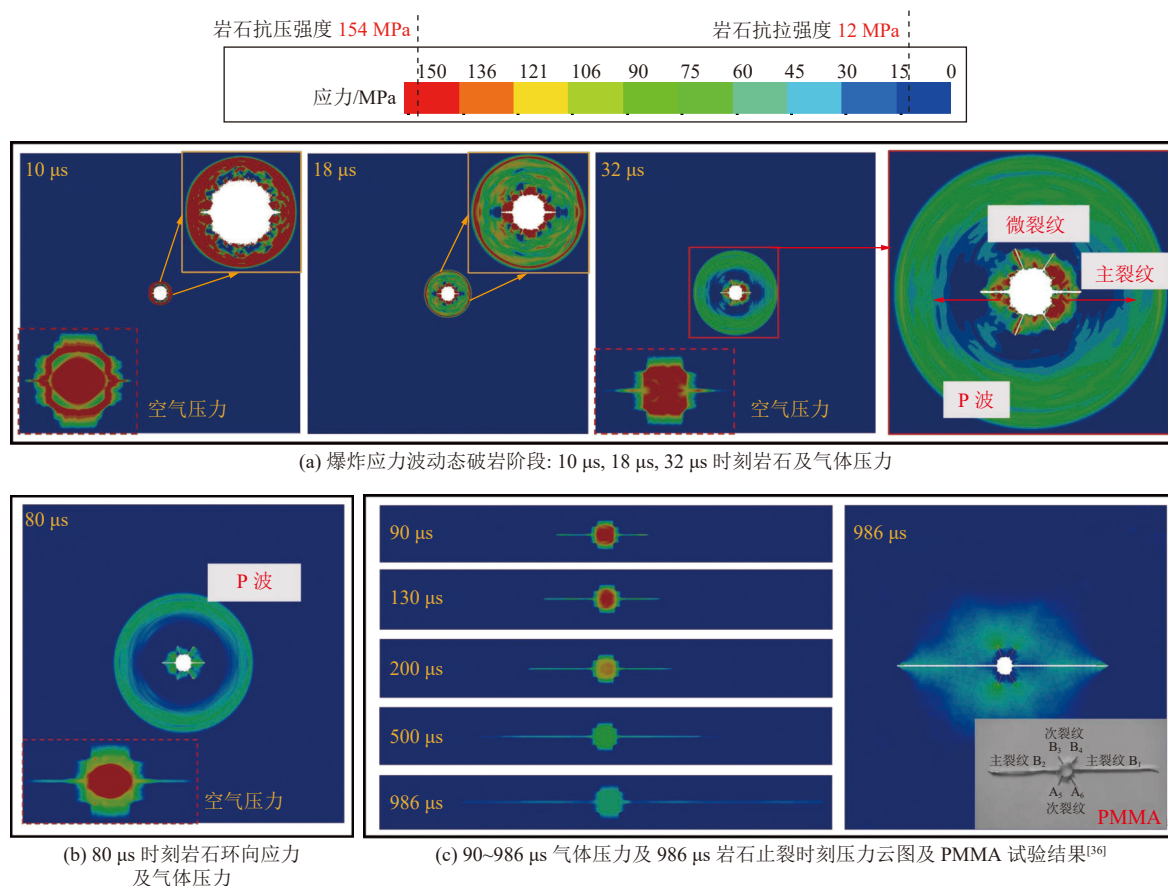


图 3 聚能爆破成缝过程
Fig.3 Formation of cracks by shaped blasting

体动态抗拉强度小于爆生气体的静态压力, 因此主裂缝得以扩展。次生裂纹中的爆生气体压力衰减至小于其裂纹尖端岩体动态断裂韧度, 次生裂纹止裂。随着两侧主裂缝中气体压力的增加, 主裂缝尖端岩体受拉, 间接导致次裂纹周围岩体单元受压, 主裂缝宽度增加及扩展的同时抑制了次生裂纹的扩展。

由于 PMMA 材料具有与岩石相似的断裂力学行为, 且对应变率高度敏感、动态脆性、透明、易于观察裂纹扩展状态的特性, 因此多数研究中将其代替岩石作为试验材料。在岳中文的试验中对 PMMA 材料中钻孔并安置装有叠氮化铅单质炸药的切缝 PVC 管聚能装药结构, 研究其聚能爆生裂纹的扩展形态^[36]。数值模拟结果中 968 μ s 时刻岩石压力云图如图 3c 所示, 当裂纹尖端空气压力小于岩石动态抗拉强度时裂纹停止扩展。对比 PMMA 试验结果, 聚能方向产生两道主裂纹, 非聚能方向上产生两道次裂纹, 从爆生裂隙区形态上来看, 模拟的裂缝形态接近于试验结果。因此上述模型具有可靠性。

数值模拟数据处理结果如图 4 所示。取炮孔壁空气单元 I, II, III, IV 如图 4a 所示, 0~300 μ s 空气单元单元压力时程曲线如图 4b 所示, 炮孔壁单元在

爆炸后受应力波作用达到压力峰值但很快衰减, 其后受爆生气体准静态作用稳定到 100 MPa。沿炮孔从聚能方向到非聚能方向上, 4 个空气单元峰值压力呈递减趋势。聚能方向上单元 I 在 10 μ s 时刻首先达到峰值压力 908 MPa, 非聚能方向上单元 IV 在 19 μ s 时刻达到峰值压力 237 MPa, 二者相差 3.83 倍, 聚能作用明显。

每隔 50 μ s 测量聚能方向上主裂纹长度如图 4c 所示。将应力波衰减时刻(32 μ s)作为爆破动静作用分界点。0~32 μ s 应力波破岩作用阶段主裂纹扩展长度为 67.2 mm, 平均扩展速度为 2 100 m/s; 32~968 μ s 爆生气体准静态扩缝作用阶段主裂纹扩展长度为 741.9 mm, 平均扩展速度为 770 m/s; 动作用阶段是静作用阶段裂纹扩展速度的 2.73 倍; 从作用时长角度, 静作用阶段是动作用阶段的 29 倍; 静作用阶段裂纹扩展长度是动作用阶段的 11 倍。可见聚能爆破爆生主裂缝的形成过程中, 爆生气体占主导作用。

3 地应力作用下的聚能爆破

井下工作面切顶卸压时顶板预裂方向垂直于侧

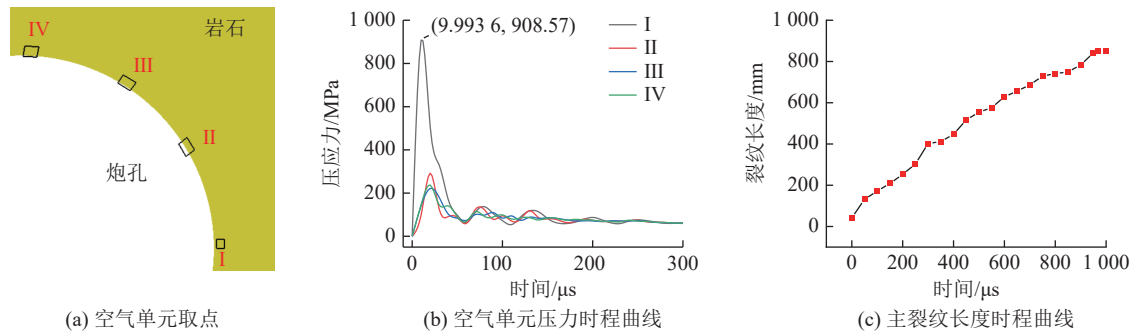


图 4 数值模拟数据处理结果
Fig.4 Data processing of numerical simulation results

向地应力方向, 裂纹扩展受抑制, 因此本节研究不同地应力条件下聚能爆破裂纹扩展机制, 如图 5 所示。需注意, 研究一定埋深处侧压系数与裂纹扩展长度关系时, 为便于分析, 计算结果呈现为裂纹横向扩展。

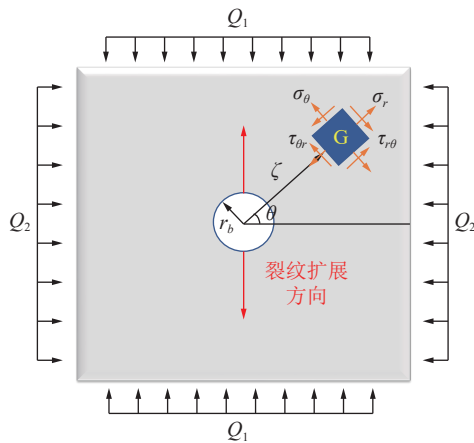


图 5 地应力下的钻孔周边应力分布
Fig.5 Stress distribution around the borehole under in-situ stress

前述模拟不考虑应力边界条件, 本节数值模拟分为 2 个步骤: ① 建立 1 m×1 m 岩体模型, 使用 dynain 文件法对岩体边界施加应力, 计算完成应力初始化; ② 建立包含炸药和空气的流体域, 更新边界条件, 完成爆炸动态计算。

3.1 地应力作用下钻孔周围应力场分布

在钻孔爆破中, 炮孔周围受地应力的作用会产生应力集中现象。采用平面问题中圆孔孔口应力集中问题的极坐标解答^[37]:

$$\sigma_r = \frac{Q_1 + Q_2}{2} \left(1 - \frac{r_b^2}{\zeta^2} \right) + \frac{Q_1 - Q_2}{2} \left(1 - \frac{r_b^2}{\zeta^2} \right) \left(1 - 3 \frac{r_b^2}{\zeta^2} \right) \cos 2\theta \quad (12)$$

$$\sigma_\theta = \frac{Q_1 + Q_2}{2} \left(1 + \frac{r_b^2}{\zeta^2} \right) - \frac{Q_1 - Q_2}{2} \left(1 + 3 \frac{r_b^4}{\zeta^4} \right) \cos 2\theta \quad (13)$$

$$\tau_{\xi\theta} = \tau_{\theta\xi} = \frac{Q_1 - Q_2}{2} \left(1 - \frac{r_b^2}{\zeta^2} \right) \left(1 + 3 \frac{r_b^2}{\zeta^2} \right) \sin 2\theta \quad (14)$$

式中: σ_r 、 $\tau_{\xi\theta}$ 和 $\tau_{\theta\xi}$ 分别为在以孔口中心为原点的极坐标平面内任意一点 G 受环径向应力和切向应力, MPa; Q_1 、 Q_2 分别为 y 边界和 x 边界所受均布载荷, MPa; ζ 为点 G 的径向坐标, m; θ 为 G 点的环向坐标, °。

裂缝的扩展半径主要与岩体的环向拉应力和应力波作用阶段的压应力峰值有关^[38], 因此本节针对不同初始应力作用的情况下钻孔周围环向应力场的分布规律进行研究。工况 1—4 为静水压力场, 工况 5—10 为 500 m 埋深处不同侧压条件, 应力施加方案及相应的裂纹扩展长度结果见表 4。

表 4 应力施加方案及裂纹扩展长度结果
Table 4 Stress application scheme and crack propagation result

工况	Q_1 /MPa	Q_2 /MPa	侧压系数 k	裂纹扩展长度/mm
1	5	5	1	226.77
2	10	10		200.66
3	15	15		166.78
4	20	20		160.73
5	14	0	0	833
6		7	0.5	644
7		14	1	400
8		21	1.5	235
9		28	2	191
10		35	2.5	174

不同地应力条件下钻孔周围应力分布如图 6a 所示, 孔壁环向应力分布如图 6b 所示。拉应力为正, 压应力为负。静水压力下, 孔口周围产生应力集中, 静水压力越大, 孔口应力集中程度越高, 孔壁单元环向应力呈圆形分布; 一定埋深处不同侧压条件下, 侧向地应力使孔口周围的环向拉应力迁移, 同时会增

大环向应力场中的环向压应力水平。静水压力条件下,距孔口越远,环向应力越小,径向应力越大。不同侧压条件下,侧压系数 k 越大,炮孔壁环向应力集

中程度越高,距炮孔越远,水平向和竖直向上环向应力和径向应力趋于初始地应力水平,裂纹扩展主要与单元环向应力有关。

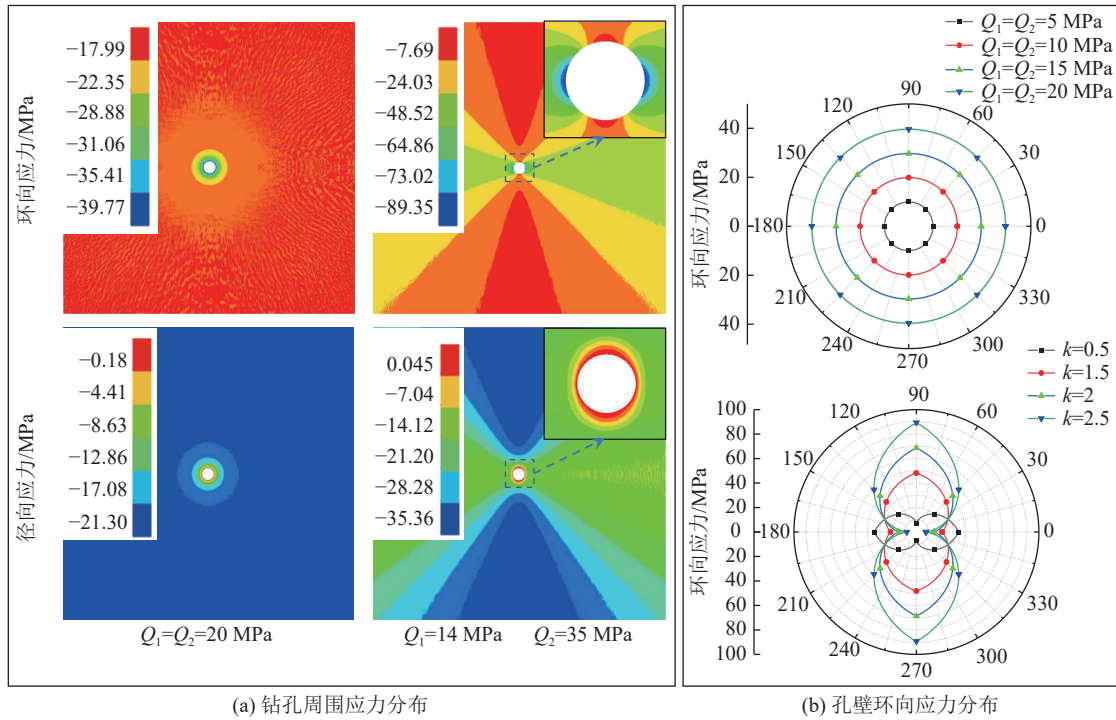


图 6 不同地应力条件下钻孔周围的应力分布
Fig.6 Stress distribution around borehole under different in-situ stress conditions

地应力作用下钻孔周围环向压应力集中是抑制裂纹扩展的主要原因。在不同埋深条件下,裂缝的扩展会受到阻碍;在不同侧压系数下,裂纹将优先在较高的应力方向上扩展,而在较低的应力方向上的裂纹扩展将受到一定程度的抑制。

3.2 地应力作用下聚能爆破裂纹扩展规律

80 μ s时刻不同边界条件下聚能爆破环向应力云图如图 7 所示。无地应力作用时如图 7a 所示,静水压力作用下如图 7b 所示,侧压系数为 2.5 时如图 7c 所示。地应力条件下,随着应力波的传播,钻孔周围环向受拉变为环向受压。图 7c 中,炮孔上下侧微裂纹尖端拉应力集中是由于侧压较大,地应力可促进与之平行裂纹的扩展,而抑制与之垂直裂纹的扩展。静水压力场下聚能爆破裂纹扩展结果如图 7d 所示,工况 1—4 中爆破压碎区范围及微裂纹长度受地应力影响甚微,应力波动作用阶段结束时刻分别为 33、30、35 和 32 μ s,与无地应力状态时相同,如图 3a 所示。裂纹分别在 640、284、195 和 164 μ s 时刻止裂,其最终裂纹长度分别为 226.77、200.66、166.78 和 160.73 mm;静水压力越大,裂纹止裂时刻越早,扩展长度越短。

不同侧压条件下的裂纹扩展数值模拟结果如图 8 所示。在不同侧压力系数下,聚能方向上的裂纹扩展长度受到明显抑制作用, k 分别为 0、0.5、1.0、1.5、2.0、2.5 时,裂纹扩展最终长度为 883、644、400、235、191 和 174 mm,最大地应力方向平行于聚能方向时,可促进裂纹扩展,反之则抑制。 k 小于 1 时,粉碎区形状呈椭圆形,长轴方向与较低地应力方向垂直; k 大于等于 1 时,粉碎区呈圆形,由于聚能方向上主裂纹中爆生气体静压的作用,粉碎区形状没有随着 k 增大而明显变形。

地应力对聚能爆破裂纹扩展的影响如图 9 所示。不同静水压力下聚能爆破裂纹长度如图 9a 所示,应力波作用阶段裂纹长度不因地应力而变化。不同静水压力下聚能爆破动静作用阶段裂纹扩展速度如图 9b 所示,动作用阶段裂纹扩展速度随静水压力增大而降低,但影响不显著;有地应力的情况下,静作用阶段裂纹扩展速度随静水压力增大而增大,这是由于地应力的抑制作用导致裂纹止裂较快。因此应力波动作用阶段几乎不受地应力影响,但爆生气体静作用阶段裂纹扩展受地应力的抑制。一定埋深处侧压系数与聚能爆破裂纹扩展长度的关系如图 9c

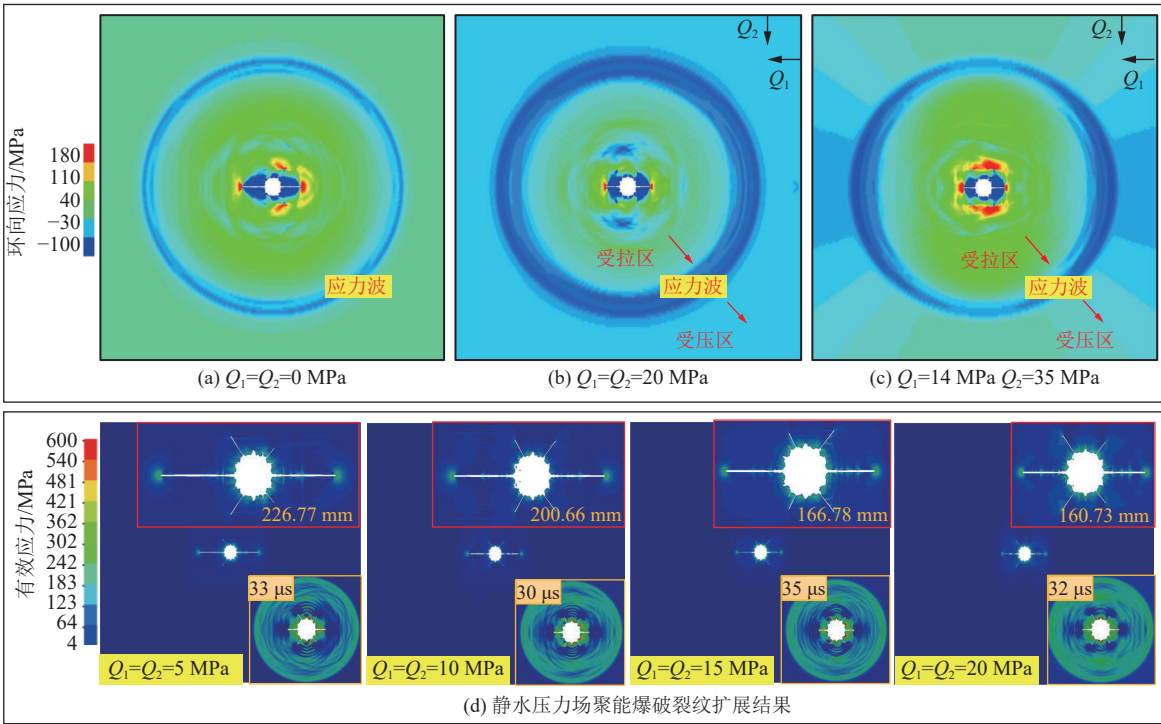
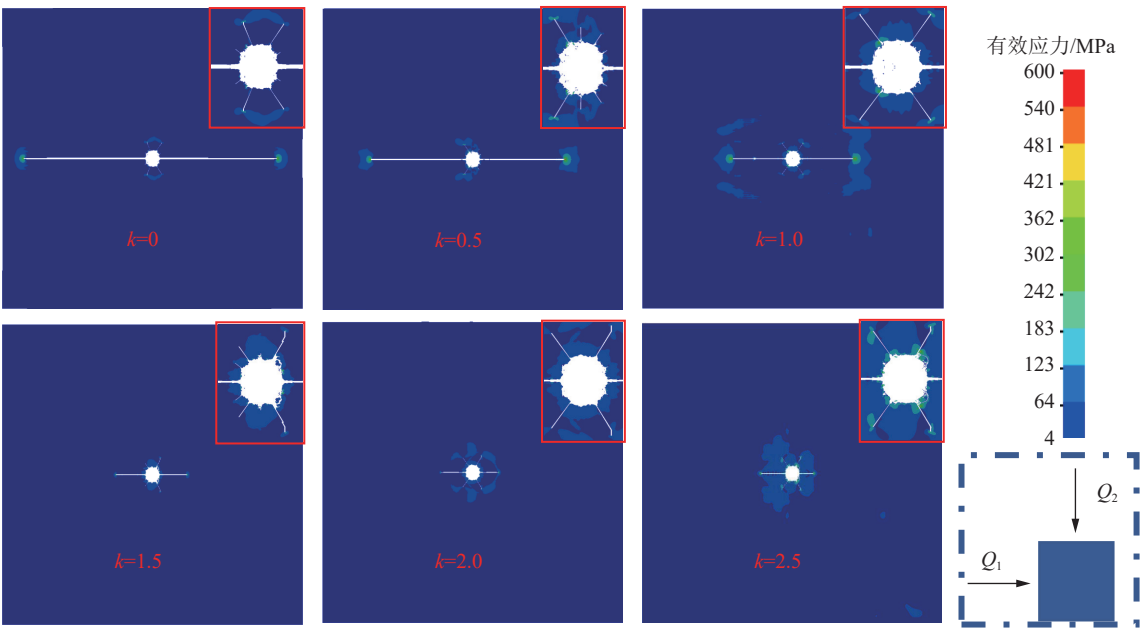


图 7 80 μs 时刻不同边界条件下聚能爆破环向应力

Fig.7 Hoop stress cloud of shaped charge blasting under different boundary conditions at 80 μs



注：侧压力 Q_2 垂直于裂纹扩展方向，为便于分析，计算结果呈现为裂纹横向扩展

图 8 不同侧压系数地应力作用下裂纹扩展结果

Fig.8 Crack expansion results under different lateral pressure coefficient ground stress

所示。随着侧压系数 k 越大，裂纹越短，但曲线明显趋于平缓，这一现象可用 ZHOU 等^[39] 的试验结果来解释，该研究表明，花岗岩在动静载荷作用下的抗拉强度随静态预加载荷的增加而降低，CHEN^[40] 也发现，一定的加载速率下，岩石动态断裂韧性随预静载

增加而降低。初始地应力作用下，岩石受爆炸应力波动态扰动，裂纹尖端动态断裂韧性降低，从而有利于后期气体扩缝。这一现象在侧压系数较低时不明显，侧压系数大于 1.5 时表现为裂纹最终长度随侧压系数增加而降低的幅度变小，地应力对裂纹扩展的

抑制作用随侧压增大而愈弱。

可见,原位应力直接影响爆生裂纹扩展形态,

因此地下深部聚能爆破参数设计需考虑地应力的作用。

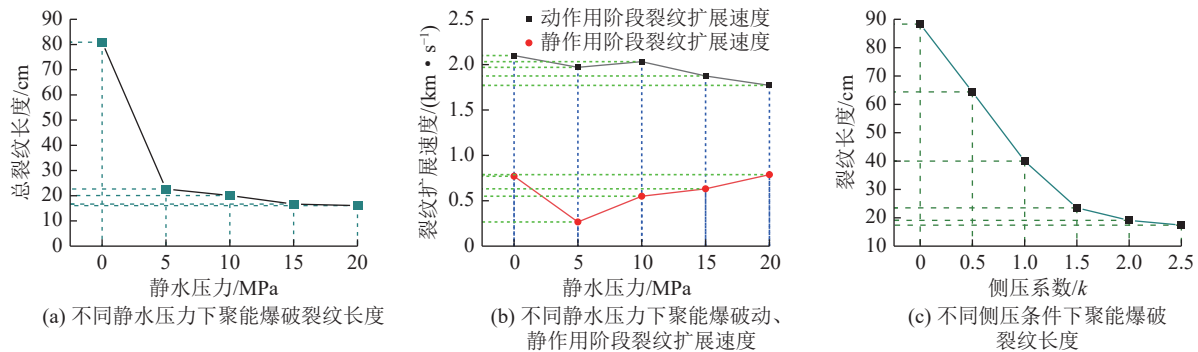


图9 地应力对聚能爆破裂纹扩展的影响

Fig.9 Effect of in-situ stress on crack propagation in shaped charge blasting

4 关于深部硬岩致裂中爆破动静共同作用理论的讨论

1)综上所述,聚能爆破成缝分为爆炸应力波动态破岩和爆生气体准静压扩缝2个阶段,在岩石爆破理论中也被称为动作用阶段和静作用阶段。本文基于理论分析及数值模拟从爆生裂纹扩展形态角度将这两种作用分开,依据数值模拟结果中应力波与裂纹动态扩展的时空关系,取应力波明显远离裂纹尖端时刻作为动静作用分界。不同于有自由面时的情况,无限岩体中的爆破无法体现应力波反射拉伸作用和爆生气体抛掷作用,实际爆破破岩过程中爆生气体伴随着炸药爆炸而产生,但其作用效果要慢于爆炸冲击波。

动作用阶段裂纹扩展是由聚能装药结构爆炸产生的短暂聚能射流及爆炸透射冲击波产生的,其特征是扩展长度短,扩展速度快。据1.1节中理论,在爆破动作用阶段, $b = \mu/(1 - \mu)$; $\alpha = 3 - b$; 岩石泊松比 $\mu = 0.2$; n 取5; 装药轴向系数 l_c 取1; 岩石动态抗拉强度 $\sigma_t = 12$ MPa; 爆轰产物膨胀绝热指数 $\gamma = 3$; 其余相关参数见2.2节数值模拟。代入式(4)和式(6)中得,炸药爆炸爆轰压为2.89 GPa,聚能方向上初始爆轰压为11.56 GPa,四倍于非聚能方向;孔壁处岩石所受最大压力 $P = 849.69$ MPa,爆破动作用阶段初始导向裂缝长度 $l_0 = 59$ mm。数值模拟中聚能方向上孔壁处空气单元峰值压应力为908 MPa,应力波作用阶段裂纹扩展长度为67.2 mm,理论解与数值模拟解相近。而静作用阶段时间较长,其裂纹扩展受岩石动态抗拉强度、裂纹长度等多种变化因素的影响,较难得到理论解,数值模拟得静作用阶段裂纹扩展长度741.9 mm,是动作用阶段的11倍。

2)深部硬岩爆破致裂是一个爆炸动静载荷及地应力耦合作用下的过程。据3.1节,地应力与聚能爆破中动、静作用阶段裂纹扩展长度的关系如图10所示,相比无地应力条件下,地应力为20 MPa时,静作用阶段裂纹长度被抑制了86.3%,动作用阶段裂纹长度被抑制了12.4%,地应力主要对后期爆生气体静作用阶段的裂纹扩展起抑制作用。岩石中纵波波速与围压的关系如图11所示^[41],花岗岩中P波波速随围压增大而增大的幅度很小,说明地应力对爆炸应力波作用阶段的影响甚微,但会抑制爆生气体准静压作用扩缝,且抑制作用随地应力越大而越弱,这是因为应力波在岩体内传播时,岩石动态抗拉强度提高,但同时也激活了岩石中的微裂纹。对此过程的正确认识有利于深部硬岩爆破致裂技术的发展。

3)由于本文研究目的是直接面向工程,工程爆

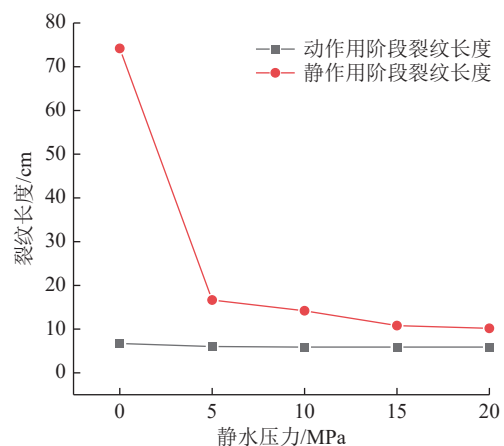
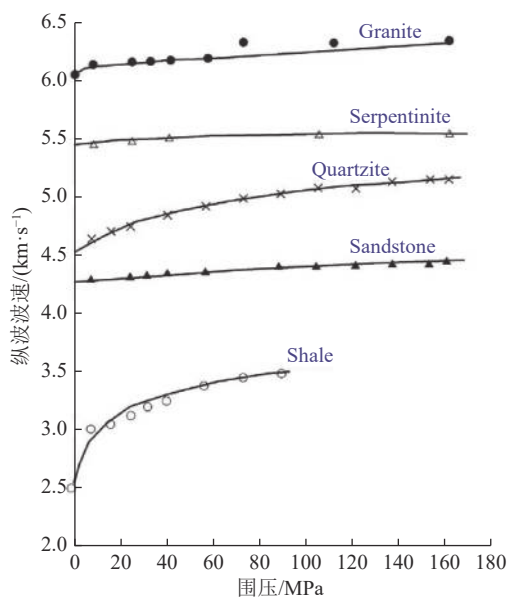


图10 不同静水压力下聚能爆破动、静作用阶段裂纹长度的关系

Fig.10 Relationship between crack length in dynamic and static stages of shaped charge blasting under different hydrostatic pressure

图 11 岩石中纵波波速与围压的关系^[41]Fig.11 P-wave velocity versus confining pressure in rocks^[41]

破中目的是破岩,因此笔者仅针对裂缝扩展阶段做分析,裂缝止裂后爆生气体仍有作用,只是已衰减至无法继续准静压扩缝。爆生气体作用阶段裂纹扩展

过程中裂纹尖端应力强度因子及岩石动态断裂韧度尚需进一步研究。

5 工业性试验

5.1 工程概况

将本文研究应用于古城煤矿 N1302 工作面胶带运输巷道, N1302 胶带运输巷道全长 1 950 m, 工作面埋藏深度为 483 ~ 579 m。由于该矿沿空留巷过程中地应力过大导致巷道变形严重, 需对顶板实施聚能预裂爆破, 不耦合系数及孔间距的合理设计关系到施工效率和爆破效果, 采用前述模型进行数值模拟, 为工程爆破参数设计提供依据。

5.2 爆破参数确定

依据古城矿 N1302 工作面的施工环境, 考虑地应力作用下的单孔聚能爆破, 其钻孔受力分析如图 12 所示。根据古城矿 N1302 工作面生产地质条件, 钻孔处顶板所受竖向地应力 $\sigma_v=14.85$ MPa, 水平方向最大主应力 $\sigma_{h,max}=32.13$ MPa, 水平方向最小主应力 $\sigma_{h,min}=17.82$ MPa, 假设钻孔处水平地应力为水平方向地应力平均值:

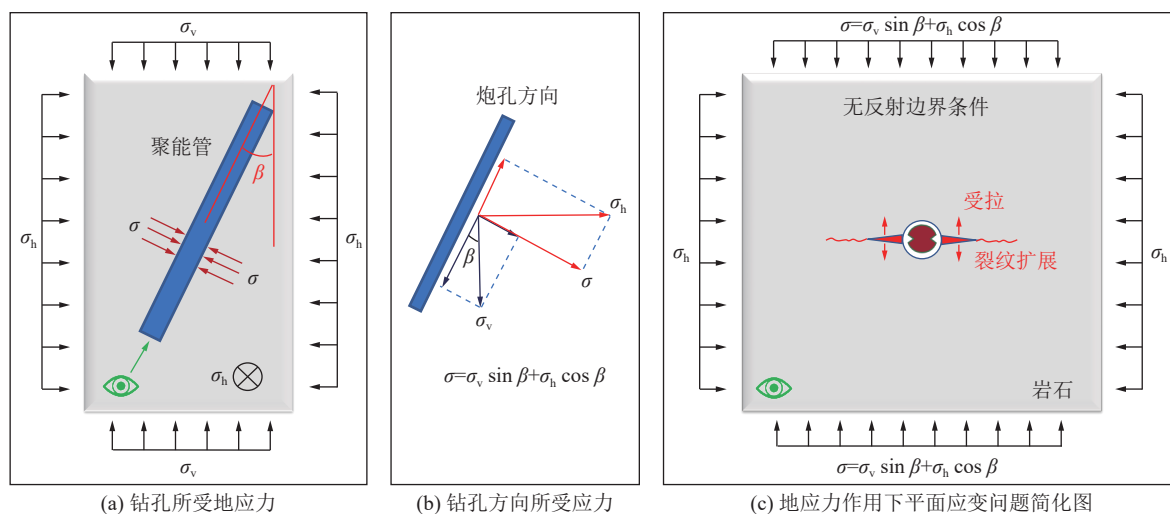


图 12 聚能爆破钻孔受力分析图

Fig.12 Stress analysis diagram of shaped charge blasting borehole

$$\sigma_h = \frac{\sigma_{h,max} + \sigma_{h,min}}{2} \quad (15)$$

则 $\sigma_h=24.975$ MPa, 为了使采空区上层顶板提前垮落, 定向断裂钻孔需要有一定的角度 β , 钻孔处所受地应力如图 12a 所示, 竖向地应力为 σ_v , 水平方向地应力为 σ_h ; 如图 12b 所示, 钻孔所受应力 σ 为 σ_v 和 σ_h 的合力:

$$\sigma = \sigma_v \sin \beta + \sigma_h \cos \beta \quad (16)$$

古城矿切顶卸压施工时采用 15° 切顶角度, 则

$\sigma = 27.8$ MPa。如图 12c 所示, 以钻孔视角, 将地应力作用下聚能爆破简化为平面应变问题, 装药采用密度为 $1\,100\text{ kg/m}^3$ 的矿用二级乳化炸药, 线装药密度 1 kg/m 。建立 $1.2\text{ m} \times 1.2\text{ m}$ 岩体模型, 网格划分采用渐变网格, 将炮孔附近岩石单元加密, 单元尺寸从 1 mm 到 5 mm , 共划分单元数 539 778, 椭圆形聚能装药结构长轴 42 mm , 短轴 28 mm 。分别设置 4 组相同线装药密度不同的不耦合系数见表 5, 药量一定, 孔径不同。采用数值模拟方法研究其爆破效果, 从

表 5 不耦合系数试验方案	
Table 5 Experimental scheme of uncoupling coefficient	
不耦合系数 M	炮孔直径/mm
1.1	46.2
1.3	54.6
1.5	63
1.7	71.4

注：由于采用椭圆形聚能装药结构，表中装药直径为椭圆形长轴长度。

时间、长度、平均速度等物理指标量化分析爆生裂纹扩展状态。

数值模拟结果如图 13 所示。不同不耦合系数

条件下模拟计算结果如图 13a 所示, $M=1.7$ 时, 不耦合系数过大, 大部分爆生气体被堵在炮孔内, 后期气体压力不足以使裂纹继续扩展, 其裂纹长度最短; $M=1.1$ 时, 装药与孔壁间几乎贴紧, 大部分能量直接作用于孔壁, 导致其粉碎区较大, 而后期裂纹扩展效果较差, 能量利用率较低; $M=1.5$ 以及 $M=1.3$ 时裂纹扩展效果较好。

动静作用阶段主裂缝扩展物理特征见表 6。为了将聚能爆破过程中应力波的作用和爆生气体的作用区分, 以孔壁单元应力波明显衰减时刻作为动静作用分界点。以此标准, 四种工况下分别在 60、45、50、46.6 μs 到达动静作用分界点, 分别研究动静作用

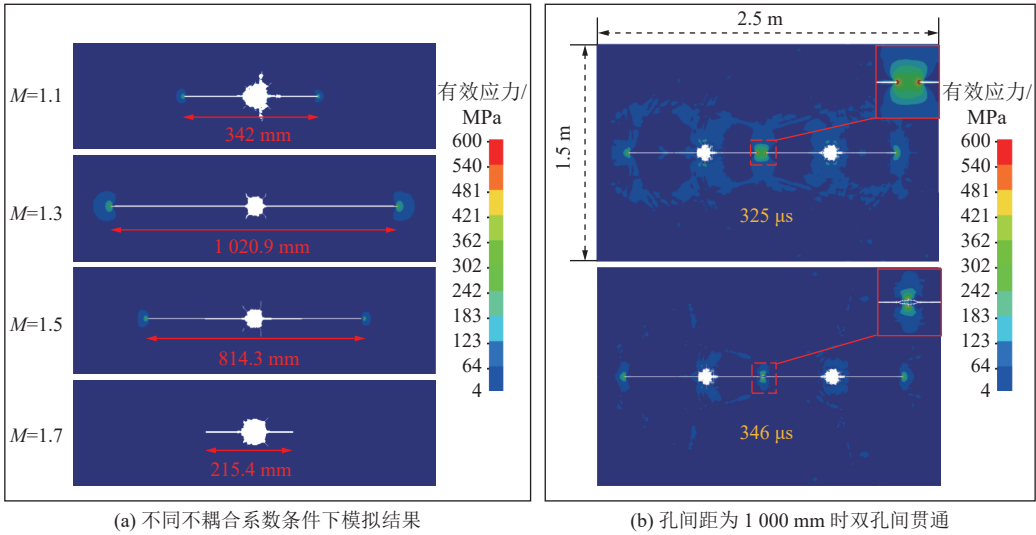


图 13 数值模拟计算结果

Fig.13 Numerical simulation results

表 6 动静作用阶段主裂缝扩展物理特征				
Table 6 Physical characteristics of the main crack expansion during the dynamic and static action stages				
不耦合系数 M	1.1	1.3	1.5	1.7
压碎区半径/mm	33.32	31.07	30	30.72
主裂纹长度/mm	342	1 020.9	814.3	215.37
主裂纹扩展时间/ μs	540	790	1 084	360
主裂纹平均扩展速度/($\text{m}\cdot\text{s}^{-1}$)	633.33	1 292.28	751.2	598.25
动作用阶段时长/ μs	60	45	50	46
动作用阶段裂纹扩展长度/mm	145	115.1	130.9	130.78
动作用阶段裂纹平均扩展速度/($\text{m}\cdot\text{s}^{-1}$)	2 416.67	3 512.67	2 363.33	2 978.52
静作用阶段时长/ μs	480	745	1 034	313.4
静作用阶段裂纹扩展长度/mm	197	905.8	683.4	84.59
静作用阶段裂纹平均扩展速度/($\text{m}\cdot\text{s}^{-1}$)	410.42	1 215.84	660.93	269.91
动、静作用阶段裂纹平均扩展速度比	5.89	2.89	3.58	11.04
动、静作用阶段裂纹扩展长度比	1/1.36	1/7.87	1/5.22	1.55/1
动、静作用阶段时长比	1/8	1/29.8	1/34.47	1/13.46

阶段爆生主裂纹扩展形态物理特征。不耦合系数为 1.7 时,主裂缝扩展长度较短,与前 3 组工况相比差距较大,不具有代表性。不耦合系数对爆生气体扩缝效果的影响明显,但对应力波作用阶段影响不大。由前 3 组工况测得的数据,对主裂缝扩展长度贡献上,爆生气体作用大约是应力波作用的 5~8 倍,作用时间上约为 30 倍关系。动作用阶段速度大约是静作用阶段速度的 3~4 倍。

图 13a 中 $M=1.3$ 时单侧裂纹长度为 510 mm,因此选择不耦合系数为 1.3,孔径 55 mm,炮孔间距为 1 000 mm,建立尺寸为 1.5 m×2.5 m 的双孔聚能爆破模型。模拟结果如图 13b 所示,孔间裂纹在爆生气体驱动下 325 μ s 彼此相汇,产生应力集中,在 346 μ s 贯通,形成完整预裂线,爆破效果良好,因此施工选用上述爆破参数。

5.3 现场施工效果

工程现场聚能爆破装药工艺及工程效果如图 14 所示。图 14a 中,装药结构采用 D 型聚能管不耦合装药,聚能管内安装导爆索,炮孔和炮孔之间采用串联连线;装好药的聚能管中间安装对中环,保证聚能管位于炮孔中央;孔口安装定位块,保证聚能管不发生转动定位准确。

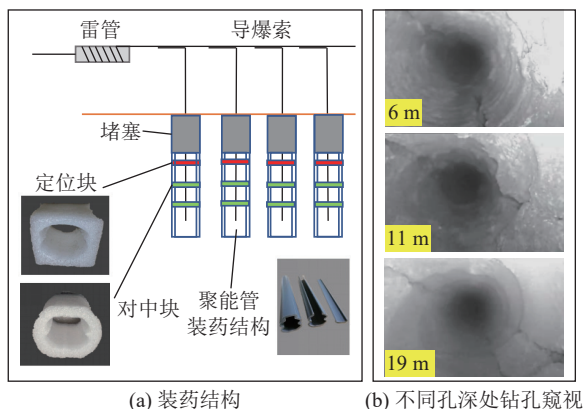


图 14 聚能爆破装药工艺及工程效果

Fig.14 Charge technology and engineering effect of shaped charge blasting

爆破完成后,为了进一步检验工程质量,先将堵塞掏出,采用 CXK12 矿用钻孔成像仪进行成缝效果窥视,不同孔深处钻孔窥视如图 14b 所示。孔内聚能爆破后出现两道平行裂纹,且上下侧不间断有些许微裂纹,装药段(距孔口 5~20 m)裂纹出现率近 100%,工程爆破效果良好。

6 结 论

1)聚能爆破定向裂纹是应力波动态破岩和爆生

气体静压扩缝的结果,其中爆生气体占主导作用,无地应力作用下爆生气体作用阶段裂纹扩展长度约为应力波作用阶段的 11 倍。

2)地应力作用下钻孔周围环向压应力集中是抑制裂纹扩展的主要原因。一定埋深条件下,侧压方向垂直于裂纹扩展方向时,聚能爆破裂纹扩展长度与地应力侧压系数呈负相关,但随着初始地应力的增加,对裂纹扩展的抑制作用愈弱。

3)相比无地应力条件下,地应力为 20 MPa 时,聚能爆破中动作用阶段裂纹长度被抑制了 12.4%,静作用阶段裂纹长度被抑制了 86.3%,地应力主要对后期爆生气体静作用阶段的裂纹扩展起抑制作用。

4)依托煤矿切顶卸压工程背景,数值模拟得出不耦合系数为 1.3 时裂纹扩展长度最长,单侧裂纹长度达到 510 mm,以此确定孔间距为 1 000 mm。经现场工业性试验,定向断裂效果良好。

参考文献(References):

- [1] BROWN J W. Statistical study of rock drilling by hypervelocity jets from explosive shaped charges[D]. Missouri: University of Missouri-Rolla, 1971: 10-26.
- [2] 罗 勇, 沈兆武. 聚能药包在岩石定向断裂爆破中的应用研究[J]. 爆炸与冲击, 2006, 26(3): 250-251.
LUO Yong, SHEN Zhaowu. Research on the application of shaped packages in directional fracture blasting of rocks[J]. Explosion Shock Waves, 2006, 26(3): 250-251.
- [3] 车玉龙. 异形药包爆破作用机理及对围岩的损伤效应研究[D]. 北京: 中国矿业大学, 2015: 21-44.
CHE Yulong. Study on the mechanism of irregular cartridge and the damage of surrounding rock[D]. Beijing: China University of Mining & Technology, 2015: 21-44.
- [4] 李 清, 于 强, 朱各勇, 等. 不同药量的切缝药包双孔爆破裂纹扩展规律试验[J]. 岩石力学与工程学报, 2017, 36(9): 2205-2212.
LI Qing, YU Qiang, ZHU GeYong, et al. Experimental study of crack propagation under two-hole slotted cartridge blasting with different amounts of charge[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(9): 2205-2212.
- [5] 高金石, 杨 军, 张继春. 准静态压力作用下岩体爆破成缝方向与机理的研究[J]. 爆炸与冲击, 1990, 10(1): 76-84.
GAO Jingshi, YANG Jun, ZHANG Jichun. Studies on the direction and mechanism of rock blasting cracking under the action of quasistatic pressure[J]. Explosion and Shock Waves, 1990, 10(1): 76-84.
- [6] 杨小林, 王梦恕. 爆生气体作用下岩石裂纹的扩展机理[J]. 爆炸与冲击, 2001, 21(2): 111-116.
YANG Xiaolin, WANG Mengshu. Mechanism of rock crack growth under detonation gas loading[J]. Explosion and Shock Waves, 2001, 21(2): 111-116.

- [7] 廖文旺. 爆生气体作用下裂隙岩体裂纹扩展模式研究[D]. 长春: 吉林大学, 2019: 27-65.
LIAO Wenwang. Study on crack propagation model of fractured rock mass under the action of detonation gas[D]. Changchun: Jilin University, 2019: 27-65.
- [8] 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 Manchao, GUO Pengfei, ZHANG Xiaohu, *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.
- [9] GUO P, YE K, TAO Z, *et al.* Experimental study on key parameters of bidirectional cumulative tensile blasting with coal-containing composite roof[J]. *KSCE Journal of Civil Engineering*, 2021, 25(5): 1718-1731.
- [10] 张胜利, 张昌锁, 王银涛, 等. 定向断裂爆破在综放工作面初采切巷的应用[J]. 北京理工大学学报, 2017, 37(2): 135-140.
ZHANG Shengli, ZHANG Changsuo, WANG Yintao, *et al.* Directional fracture blasting in open-off cut of fully-mechanized caving mining face during primary mining[J]. Transactions of Beijing Institute of Technology, 2017, 37(2): 135-140.
- [11] 郭德勇, 赵杰超, 张超, 等. 煤层深孔聚能爆破控制孔作用机制研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2018, 37(4): 919-930.
GUO Deyong, ZHAO Jiechao, ZHANG Chao, *et al.* Mechanism of control hole on coal crack initiation and propagation under deep-hole cumulative blasting in coal seam[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2018, 37(4): 919-930.
- [12] 郭德勇, 赵杰超, 朱同功, 等. 双孔聚能爆破煤层裂隙扩展贯通机理[J]. 工程科学学报, 2020, 42(12): 1613-1623.
GUO Deyong, ZHAO Jiechao, ZHU Tonggong, *et al.* Crack propagation and coalescence, mechanism of double-hole cumulative blasting in coal seam[J]. Chinese Journal of Engineering, 2020, 42(12): 1613-1623.
- [13] 郭德勇, 张超, 李柯, 等. 松软低透煤层深孔微差聚能爆破致裂机理[J]. 煤炭学报, 2021, 46(8): 2583-2592.
GUO Deyong, ZHANG Chao, LI Ke, *et al.* Mechanism of millisecond-delay detonation on coal cracking under deep-hole cumulative blasting in soft and low permeability coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(8): 2583-2592.
- [14] 何满潮, 谢和平, 彭苏萍等. 深部开采岩体力学研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 34(16): 2803-2813.
HE Manchao, XIE Heping, PENG Suping, *et al.* Study on rock mechanics in deep mining engineering[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 34(16): 2803-2813.
- [15] 魏晨慧, 朱万成, 白羽, 等. 不同地应力条件下切缝药包爆破的数值模拟[J]. 爆炸与冲击, 2016, 36(2): 161-169.
WEI Chenhui, ZHU Wancheng, BAI Yu, *et al.* Numerical simulation on cutting seam cartridge blasting under different in-situ stress conditions[J]. Explosion and Shock Waves, 2016, 36(2): 161-169.
- [16] 彭建宇, 李元辉, 张凤鹏, 等. 单向静载下柱状药包爆破裂纹扩展规律及机制[J]. 中国矿业, 2017, 26(1): 88-91.
PENG Jianyu, LI Yuanhui, ZHANG Fengpeng, *et al.* Crack propagation rule and mechanism of cylindrical blasting under uniaxial static load[J]. China Mining Magazine, 2017, 26(1): 88-91.
- [17] LI X, ZHU Z, WANG M, *et al.* Numerical study on the behavior of blasting in deep rock masses[J]. *Tunneling and Underground Space Technology*, 2021, 113: 103968.
- [18] XIE L X, LU W B, Zhang Q B, *et al.* Analysis of damage mechanisms and optimization of cut blasting design under high in-situ stresses[J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2017, 66: 19-33.
- [19] 李夕兵. 凿岩爆破工程(第二版)[M]. 长沙: 中南大学出版社, 2011: 289-292.
LI Xibing. Rock drilling and blasting engineering (second edition)[M]. Changsha: Central South University Press, 2011: 289-292.
- [20] 张百胜, 王朋飞, 崔守清等. 大采高小煤柱沿空掘巷切顶卸压围岩控制技术[J]. 煤炭学报, 2021, 46(7): 2254-2267.
ZHANG Baisheng, WANG Pengfei, CUI Shouqing, *et al.* Mechanism and surrounding rock control of roadway driving along gob in shallow-buried, large mining height and small coal pillars by roof cutting[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(7): 2254-2267.
- [21] 张自政, 柏建彪, 陈勇等. 浅孔爆破机制及其在厚层坚硬顶板沿空留巷中的应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2016, 35(S1): 3008-3017.
ZHANG Zizheng, BAI Jianbiao, CHEN Yong, *et al.* Shallow-hole blasting mechanism and its application for gob-side entry retaining with thick and hard roof[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35(S1): 3008-3017.
- [22] 陈勇, 郝胜鹏, 陈延涛, 等. 带有导向孔的浅孔爆破在留巷切顶卸压中的应用研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2015, 32(2): 253-259.
CHEN Yong, HAO Chenpeng, CHEN Yantao, *et al.* Study on the application of short-hole blasting with guide hole to roof cutting pressure relief of gob-side entry retaining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2015, 32(2): 253-259.
- [23] 王文龙. 钻眼爆破[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1984: 71-89.
WANG Wenlong. Drilling and blasting [M]. Beijing: China Coal Industry Press, 1984: 71-89.
- [24] 戴俊. 岩石动力学特性与爆破理论(第二版)[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2002: 220.
DAI Jun. Dynamic behaviors and blasting theory of rock (second edition)[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2002: 220.
- [25] 张奇. 岩石爆破的粉碎区及其空腔膨胀[J]. 爆炸与冲击, 1990, 10(1): 68-75.
ZHANG Qi. Smash districts and expanding of cavities in rock blasting[J]. Explosion and Shock Waves, 1990, 10(1): 68-75.
- [26] 韦祥光. 爆轰波聚能爆破的技术基础研究[D]. 大连: 大连理工大学, 2012: 19-34.
WEI Xiangguang. Technique basis research on the assembling energy blasting of detonation waves[D]. Dalian: Dalian University of Technology, 2012: 19-34.
- [27] SCHMIDT R A, ROSSMANITH H P. Basics of rock fracture

- mechanics[M]. Vienna: Springer, 1983: 31–66.
- [28] 吴波, 韦汉, 徐世祥, 等. 不同装药结构的双向聚能药包爆破数值研究[J]. 工程爆破, 2021, 27(1): 14–21.
- WU Bo, WEI Han, XU Shixiang, *et al.* Numerical study of two-way shaped charge blasting with different charge structures[J]. Engineering Blasting, 2021, 27(1): 14–21.
- [29] 毕程程. 华山花岗岩HJC本构参数标定及爆破损伤数值模拟[D]. 安徽: 合肥工业大学, 2018: 12–29.
- BI Chengcheng. Calibration of HJC constitutive parameters of Huashan granite and its blasting damage numerical simulation[D]. Anhui: Hefei University of Technology, 2018: 12–29.
- [30] MOURA R T, CLAUSEN A H, FAGERHOLT E, *et al.* Impact on HDPE and PVC plates—experimental tests and numerical simulations[J]. International Journal of Impact Engineering, 2010, 37(6): 580–598.
- [31] HOLMQUIST T J, JOHNSON G R. A computational constitutive model for glass subjected to large strains, high strain rates and high pressures[J]. Journal of Applied Mechanics, 2011, 78(5): 051003.
- [32] 索强, 徐鹏, 尤文斌. 网格划分对冲击波波形的影响分析[J]. 兵器装备工程学报, 2020, 41(2): 198–203.
- SUO Qiang, XU Peng, YOU Wenbing. Analysis of influence of mesh generation on shock wave type[J]. Journal of Ordnance Equipment Engineering, 2020, 41(2): 198–203.
- [33] LI X B, LOK T S, ZHAO J. Dynamic characteristics of granite subjected to intermediate loading rate[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2005, 38(1): 21–39.
- [34] BIRKIMER D L. A possible fracture criterion for the dynamic tensile strength of rock [A]. The 12th US Symposium on Rock Mechanics (USRMS)[C]. OnePetro, 1970.
- [35] YILMAZ O, UNLU T. Three dimensional numerical rock damage analysis under blasting load[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2013, 38: 266–278.
- [36] 岳中文, 张士春, 邱鹏, 等. 装药结构对切缝药包爆破效果影响的研究[J]. 振动与冲击, 2018, 37(10): 27–34.
- YUE Zhongwen, ZHANG Shichun, QIU Peng, *et al.* Influence of charge structures on the slotted cartridge blasting effect[J]. Journal of Vibration and Shock, 2018, 37(10): 27–34.
- [37] KIRSCH, E. G. Die Theorie der Elastizität und die Bedürfnisse der Festigkeitslehre[J]. Z VDI. Z Verein Deutsch Ing, 1898, 42: 797–807.
- [38] YANG X, YUAN D, XUE H, *et al.* Study on the mechanism of crack formation and the behavior of crack propagation of directional tension blasting in deep and high stress coal mine[J]. Environmental Earth Sciences., 2020, 570(5): 052001.
- [39] ZHOU Z, LI X, ZOU Y, *et al.* Dynamic Brazilian tests of granite under coupled static and dynamic loads. [J] Rock Mechanics and Rock Engineering, 2014, 47(2): 495–505.
- [40] CHEN R, LI K, XIA K, *et al.* Dynamic fracture properties of rocks subjected to static pre-load using notched semi-circular bend method[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2016, 49(10): 3865–3872.
- [41] ZHANG Z X. Rock fracture and blasting: theory and applications[M]. Oxford: Butterworth-Heinemann, 2016: 143.